Ерофей Марков – первооткрыватель русского золота. В 1745 году им были обнаружены кварцевые жилы с вкраплениями рудного золота недалеко от места впадения реки Березовки в реку Пышму, что явилось ключевым событием, положившим начало промышленной добыче драгоценного металла. В знак признания заслуг первооткрывателя в городе Березовском установлен памятник Ерофею Маркову.

Научный совет РАН по проблемам обогащения полезных ископаемых

ГОРНЫЙ УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ УНИВЕРСИТЕТ

300 лет Российская Академия Наук

ИПКОН РАН

Спонсоры Международной конференции «Плаксинские чтения–2025»

Генеральный спонсор

РУССКАЯ МЕДНАЯ КОМПАНИЯ

Титульный спонсор

ИНСТИТУТ ТОМС www.tomsmineral.ru

Спонсорское сопровождение

ПОЛИМЕТАЛЛ

АО БЕРЁЗОВСКИЙ РУДНИК

УРАЛАСБЕСТ

МЕХАНОБР ТЕХНИКА

СПИРИТ

ЭРГА

ТАИЛС

ЭЛМА

ASTERION

УРАЛМЕХАНОБР

Информационный партнер

«Руда и Металлы»

МАТЕРИАЛЫ МЕЖДУНАРОДНОЙ КОНФЕРЕНЦИИ «ПЛАКСИНСКИЕ ЧТЕНИЯ – 2025»

Инновационные процессы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья

125 лет члену-корреспонденту АН СССР И.Н. Плаксину – выдающемуся ученому в области обогащения полезных ископаемых и металлургии



Международная конференция «ПЛАКСИНСКИЕ ЧТЕНИЯ – 2025»

Екатеринбург, 29 сентября – 4 октября

Материалы международной конференции

ИННОВАЦИОННЫЕ ПРОЦЕССЫ КОМПЛЕКСНОЙ И ГЛУБОКОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ПРИРОДНОГО И НЕТРАДИЦИОННОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

280 лет золотодобывающей промышленности России



Ерофей Марков – первооткрыватель золота России



1900
1967

125 лет члену-корреспонденту АН СССР
И.Н. Плаксину – выдающемуся учёному
в области обогащения полезных
ископаемых и металлургии

Отделение наук о Земле Российской академии наук

Научный совет РАН по проблемам обогащения полезных ископаемых

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Уральский государственный горный университет»

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки
«Институт проблем комплексного освоения недр
имени академика Н.В. Мельникова Российской академии наук»

ИННОВАЦИОННЫЕ ПРОЦЕССЫ КОМПЛЕКСНОЙ И ГЛУБОКОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ПРИРОДНОГО И НЕТРАДИЦИОННОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

(Плаксинские чтения – 2025)

г. Екатеринбург, 29 сентября – 4 октября 2025 г.

МАТЕРИАЛЫ МЕЖДУНАРОДНОЙ КОНФЕРЕНЦИИ

INNOVATIVE PROCESSES OF INTEGRATED AND DEEP PROCESSING OF NATURAL AND NON-TRADITIONAL MINERAL RAW MATERIALS

(Plaksinsky readings – 2025)

Ekaterinburg, 29 September – 4 October 2025 г.

PROCEEDINGS OF INTERNATIONAL CONFERENCE

Екатеринбург
2025

УДК 622.7
И66

Научный редактор:
академик РАН В.А. Чантурия

Составители:
к.т.н., доц. Т.В. Чекушина
к.т.н., доц. Т.Ю. Овчинникова

И66 Инновационные процессы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья (Плаксинские чтения – 2025), г. Екатеринбург, 29 сентября – 4 октября 2025 г. : материалы международной конференции – Екатеринбург : Изд-во «Форт-Диалог Исеть», 2025 . – 524 с.

ISBN: 978-5-6047797-5-0

В материалах сборника представлены результаты теоретических и экспериментальных исследований по разработке инновационных, экологически безопасных процессов и технологий обогащения и глубокой переработки комплексных руд стратегического минерального сырья, обеспечивающих получение готовой продукции для высокотехнологичных секторов экономики.

Материалы сборника предназначены для специалистов научно-исследовательских институтов и вузов, инженеров, аспирантов, студентов и работников горно-металлургического комплекса.

УДК 622.7

Ответственность за аутентичность и точность цитат, имен и иных сведений, а также за соблюдение законов об интеллектуальной собственности несут авторы публикуемых материалов.

© Коллектив авторов, 2025
© Отделение наук о Земле Российской академии наук, 2025
© Научный совет РАН по проблемам обогащения полезных ископаемых, 2025
© ФГБОУ ВО «УГГУ», 2025
© ИПКОН РАН, 2025

ISBN: 978-5-6047797-5-0
DOI: 10.21440/978-5-6047797-5-0-2025-3-510

Авторский указатель

Абурова В.А., 115
Адамова Л.С., 97
Азарян Ю.А., 442
Акбаров М.А., 502
Акименко А.А., 68, 419
Акубаева М.А., 258
Акулова Т.А., 65
Александрова Т.Н., 15, 115, 206
Алексеева Е.В., 442
Андросов Д.В., 110
Анохин Р.Р., 399
Ануфриева С.И., 26
Арабаджи Я.Н., 249, 251
Афанасова А.В., 410
Афанасьев А.И., 179
Аширбаева Е.А., 372
Бабушкина А.Л., 294, 299, 303
Балакин М.Г., 255
Барахтенко В.В., 428
Бекбутаева Н.Н., 502
Бекчурина Е.А., 321
Белов А.А., 472
Белоусов О.В., 68, 419
Белый А.В., 383
Берсенев И.С., 82, 467
Битимбаев М.Ж., 416
Богородский А.В., 424
Борисов Р.В., 68, 149, 419
Бородина Е.К., 26
Брагин В.В., 82
Бубнова Т.П., 91
Букчина О.В., 91
Бунин И.Ж., 214, 343
Вальцева А.И., 416, 477
Васильев И.Е., 364, 403
Ветюгов Д.А., 347
Видуецкий М.Г., 285
Винокуров В.Р., 88
Владимиров Е.С., 470
Власов И.А., 255
Водовозов К.А., 397, 498
Водопьянова С.В., 458
Волков П.С., 159
Воробьев К.А., 493
Воронова О.В., 291, 452
Вохмякова И.С., 467
Гаврилова Т.Г., 273
Гарифулин И.Ф., 285
Гаркави М.С., 436
Гатиатуллин Б.Л., 15
Гетман В.В., 226, 228
Гизатуллина Д.Р., 258
Гиндулина С.С., 491
Гладышева О.И., 208
Гмызина Н.В., 152
Гольберг Г.Ю., 223
Гончар Н.В., 54
Горбатова Е.А., 137
Горбачев С.Е., 181
Гордиенко П.С., 143, 146, 361, 472, 474
Горлова О.Е., 181, 431, 436
Горяков К.И., 8
Горячев А.А., 392
Горячев Б.Е., 277, 281
Готлиб Е.М., 334
Громова Н.К., 288
Груба С.В., 508
Гунько А.И., 467
Гурман М.А., 239
Данилова С.Н., 143, 146
Дациев М.С., 217
Двойченкова Г.П., 80, 102, 203, 299, 312
Дегодя Е.Ю., 74, 152, 220
Делицын Д.Л., 422
Дементьева Н.А., 372
Демин А.В., 77
Дереглазов А.С., 364
Дмитрак Ю.В., 97
Дмитракова У.В., 234
Докучаева А.И., 506
Дорошенко Е.М., 366
Достовалов Д.В., 361, 474
Дубровина В.Н., 392
Дубровина К.Р., 459
Дымов И.М., 491
Дьякова Л.В., 455
Елизарова И.Р., 461, 463
Елькин И.Б., 369
Ергешева Н.Д., 211
Еремеева Н.Г., 88
Ефремова Т.А., 33, 130
Жабоедов А.П., 106, 108
Жевтун И.Г., 474
Жижаев А.М., 169
Жукова В.Е., 112, 133
Жукова О.И., 376, 406
Жунусов А.М., 258
Заболоцкий А.И., 12
Замараева А.В., 474
Зелинская Е.В., 40, 428
Земскова Л.А., 110
Зиновеев Д.В., 422
Зиятдинов С.В., 127, 130
Зубов В.В., 179
Иванников С.И., 110
Иванов А.В., 80, 187
Иванов Н.П., 472
Иванова Л.А., 463
Иванова Л.Н., 143, 146
Ивашова О.А., 403
Игнаткина В.А., 211
Игуменцев К.В., 106
Интогарова Т.И., 190
Исматова Н.Т., 484
Ишимников В.Ю., 397
Каганович Н.И., 463
Каймонов М.В., 448
Карабцов А.А., 361
Карасёв С.В., 149
Карачаров А.А., 149
Каркешкина А.Ю., 226, 228
Карпов Д.В., 149
Касиков А.Г., 358, 455
Каткеева Г.Л., 258
Каширин Д.М., 364
Каюмов А.А., 211
Киенко Л.А., 291, 452
Климов К.К., 380, 406
Клюшников А.М., 380
Ковалева А.И., 127
Коваленко Е.Г., 294
Коваль А.В., 231
Кожонов А.К., 408
Козин В.З., 20
Колкова М.С., 137
Колодежная Е.В., 431, 436
Колосов Г.Ю., 403
Комарова А.Г., 154
Комлев А.С., 20
Кондратьев С.А., 200
Коновалов И.А., 246
Кононенко Р.В., 314
Константинова А.В., 386
Конюхов Ю.В., 234
Корекина М.А., 106
Корзинова А.С., 124
Коршунов Д.М., 500
Косов Я.И., 470
Котова О.Б., 57, 140, 157
Кочева Л.С., 157
Кравцов А.А., 97
Кравченко Н.А., 171, 399
Красавцева Е.А., 461, 463
Кривощеков Н.Н., 133

Крикунова Т.Р., 383
Кручанова В.С., 366
Крылов И.О., 332
Ксенофонтов Б.С., 324
Кузнецов А.А., 477
Кузнецов В.В., 206
Кузнецова И.Н., 124, 223
Кузьмин Л.В., 394
Кулумбегов Р.В., 422
Кунаев М.С., 416
Кунилова И.В., 332
Купцова А.В., 117
Курков А.В., 26
Курков Д.С., 99
Курошев И.С., 434
Кутуев Р.Р., 97
Лаврик Н.А., 386, 442
Лавриненко А.А., 124, 223, 241, 307, 332
Ланцова Л.Б., 208
Лапин М.Д., 392
Лебедев И.Ф., 88
Левченко Е.Н., 94
Левшин А.В., 235
Лезова С.П., 297
Лепилова И.В., 165
Линейцев А.В., 169
Литвинова Н.М., 386, 442
Лихацкий М.Н., 149
Лихачева Т.А., 217
Лихникевич Е.Г., 350
Лодой Дэлгэрбат, 77
Лукьянов К.В., 241
Лусинян О.Г., 124, 223
Львов Е.С., 88, 174
Люблянова В.А., 410
Магаев М.А., 491
Мадасова М.Д., 383
Мазухина С.И., 445
Майоров Д.В., 482
Макалин И.А., 80
Макаров Д.В., 439
Максименко В.В., 364
Максимов Д.Д., 369
Максимова В.В., 445
Малашонок А.П., 353
Малинникова О.Н., 506
Малышев И.В., 474
Малышева М.Б., 461, 463
Мальцев А.С., 137
Мамонов Р.С., 397, 498
Мамонов С.В., 260, 316
Маркин Н.С., 110
Масанов А.Ю., 183
Маслова М.В., 480, 482, 489
Матвеев А.И., 88, 174, 305
Матвеева Т.Н., 208, 288, 347
Махно Н.А., 176
Машкин А.Е., 70
Медяник Н.Л., 220, 355
Меламуд В.С., 389
Меньщиков В.А., 406
Метелёв А.А., 285
Минаев В.А., 288
Миненко В.Г., 46, 340
Митрофанов П.А., 467
Михайлов А.Г., 125, 149
Морозов В.В., 77, 203, 285, 297, 299
Морозов Ю.П., 77, 162, 190, 260, 270, 416
Мудрук Н.В., 480, 482, 489
Музаффаров У.У., 413
Муравьев М.И., 389
Мусаев В.В., 376, 380, 406
Мухамедбаев А.А., 484
Набиулин Р.Н., 424
Набиуллин Ф.М., 3
Нажарова Л.Н., 459
Наинг Лин У, 281
Наумов С.В., 369
Невзорова Ю.В., 392
Неизвестных Н.Н., 9
Немков Д.А., 353
Непомнящих А.И., 108
Нехлюдова Е.А., 472
Нечаев А.В., 480, 482, 489
Никитина Ю.Н., 102, 312
Николаев А.А., 234
Никонова И.В., 120
Новиков Г.В., 389
Ногаева К.А., 408
Овсянников А.О., 467
Овчинникова Т.Ю., 33, 127, 130
Ожогина Е.Г., 57, 112, 133
Озеров С.С., 491
Опра Д.П., 361
Орехова Н.Н., 40, 249, 251
Орлов С.Л., 255
Оскембеков И.М., 258
Охлопкова А.А., 143, 146
Очосов О.Ю., 88, 305
Павлов В.Ф., 169
Павлов М.В., 169
Панюшкина А.Е., 389
Папынов Е.К., 143, 472
Пахомов Р.А., 491
Пашичев Б.Н., 506
Пашнина Е.В., 361
Пелевин А.Е., 310
Пеньков П.М., 319
Пермякова Е.С., 277
Пермякова Н.А., 350
Пестряк И.В., 297
Петров И.М., 85
Петрунова-Лесникова Л.С., 217
Пикалов В.А., 54
Писарева А.А., 332
Плаксин И.Д., 82
Подкаменный Ю.А., 187, 312
Пойлов В.З., 252, 465
Поморцев В.Н., 321
Понарядов А.В., 140
Попов В.А., 470
Попов М.А., 314
Попов М.С., 470
Попова Е.А., 117
Потапов В.В., 179
Потапов В.Я., 179
Поторочин Е.О., 439
Прокопьев Е.С., 154, 450
Прокопьев С.А., 154
Проскурякова И.А., 353, 364
Прохоров К.В., 267
Прудецкий Н.Д., 448
Пуненков С.Е., 60
Пургин А.П., 285
Пучкина В.А., 171
Пушкин А.П., 8
Пыталев И.А., 152
Размахнин К.К., 434
Размыслов И.Н., 157
Рассказова А.В., 366
Рахимов Х.К., 26
Рахманов И.Ю., 193
Ромашев А.О., 15
Румянцев Д.В., 470
Рязанцева М.В., 214
Саввинов И.И., 448
Сажина М.М., 465
Самандарова Ш.Ю., 193
Самсонов А.А., 500
Самусев А.Л., 46, 187, 340
Светлов А.В., 439
Сединкина Н.А., 139
Селляхова Т.А., 303
Семушина Ю.П., 480, 482, 489
Сидорович А.С., 231
Синьков И.С., 260, 263
Сисина А.Н., 217
Слепцова Е.С., 88
Смирнова А.В., 355

Соколов А.Ю., 358
Соколова (Баранова) А.А., 243
Соколовский А.В., 54
Соленикова Е.О., 94
Соловьева Е.А., 504
Солодухин А.А., 82
Соя Д.В., 235
Степанова В.Ф., 442
Сулейманова А.З., 458
Суховей В.В., 361
Сушков Ю.В., 474
Сыса П.А., 307
Сычева Н.А., 112, 133
Терехин Г.Д., 70
Терешина М.А., 54
Тетенева А.В., 477
Тимофеев А.С., 102, 187, 312
Тимощик О.А., 455
Топычканова Е.И., 372
Третьяков А.В., 3
Трофимов А.В., 470
Турди-Ахунова З.Т., 197, 502
Турсынова А.Н., 258
Ульянова Е.В., 506
Упорова И.В., 270
Усенгазиев У.У., 408
Усиков В.И., 442
Федорец А.Н., 143
Федоров А.М., 108
Фёдорова Л.Л., 448
Федотов К.В., 314
Федотов П.К., 176
Флерко М.Ю., 149
Фомченко Н.В., 389
Фризен В.Г., 416
Фролов П.В., 91
Хажимухаметов Т.А., 482
Хамидулин И.Х., 162
Хардин И.С., 436
Харченко А.В., 504
Хацринов А.И., 458
Холикулов Д.Б., 413
Хтет Зо У, 277
Худайкулов Ш., 413
Целюк Д.И., 125
Целюк О.И., 125
Цицилина Д.М., 276
Цыганов А.Е., 97
Цыпин Е.Ф., 33, 127, 130
Чантурия В.А., 46, 203, 340
Чантурия Е.Л., 203
Чекушина Т.В., 181
Чердаков Д.А., 491
Чернышев А.В., 252
Чжо Зай Яа, 277, 281
Чижик И.Д., 424
Чикин А.Ю., 372
Чикишева Т.А., 154
Чинова Н.Б., 263, 319, 376
Чиркова А.А., 179
Чуть-Ды В.А., 294, 299
Чылбак-оол Е.Д., 234
Шавакулева О.П., 139
Шадрунова И.В., 40, 74, 152, 220, 431, 436
Шайке Ж.А., 258
Шайманов И.И., 413
Шакаров Т.И., 193, 197, 484, 502
Шакиров Д.А., 380
Шакиров Т.Р., 334, 458, 459
Шамшурин А.В., 477
Швалов К.А., 364
Шехирев Д.В., 281
Шигаева В.Н., 99
Ширман Г.В., 402
Широченков В.В., 235
Шихов Н.В., 99
Шичалин О.О., 143, 472
Шодиев З.М., 484
Шувалова Ю.Н., 112
Шумилова Л.В., 337
Шумкова А.А., 68, 419
Щипцов В.В., 91
Юргенсон Г.А., 337
Якушкин В.П., 324
Ярусова С.Б., 143, 146, 361, 472, 474

ПЛЕНАРНЫЕ ЛЕКЦИИ

280 ЛЕТ ОТКРЫТИЮ БЕРЁЗОВСКОГО ЗОЛОТОРУДНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Ф.М. Набиуллин, А.В. Третьяков
ООО «Берёзовский рудник», г. Берёзовский, Российская Федерация
e-mail: avtretyakov2525@yandex.ru

В статье показана история старейшего действующего золотодобывающего рудника в мире: от открытия золоторудного месторождения в 1745 г. до начала добычи в 2022 г. руды на горизонте 712 м. Приведены сведения о геологии Берёзовского золоторудного месторождения. Центральное внимание уделено технологии обогащения руды Берёзовского месторождения. Дана экономическая оценка показателей, достигнутых ООО «Берёзовский рудник» за счет интенсивных и внедрения эффективных технологий обогащения.

История. Берёзовское месторождение золота, расположенное в Свердловской области на Среднем Урале, стало отправной точкой золотодобычи в России. В 1745 г. крепостной крестьянин Ерофей Марков, собирая кристаллы горного хрусталя, обнаружил кварцевую жилу с вкраплениями золота. Он сообщил о находке в Берг-коллегию, но первоначальные поиски не подтвердили наличие металла, и Маркова даже обвинили в сокрытии информации. Лишь в 1747 г. пробирный мастер Ермолай Рюмин, повторно исследовав местность, обнаружил золото в образцах песка. Это привело к открытию в 1748 г. Шарташского рудника.

В 1748 г., после подтверждения находки, здесь заложили первую шахту, что стало началом системной разработки месторождения. При Екатерине II (1762–1796) добыча расширилась: привлекались иностранные специалисты, внедрялись технологии обогащения руды. К началу XIX века Берёзовский рудник оставался ключевым центром золотопромышленности Урала, обеспечивая значительную часть добычи золота в стране.

В XX веке Берёзовский рудник пережил несколько этапов развития. В 1929 г. началось строительство шахты «Советская» глубиной 90 м. В начале Великой Отечественной войны добыча сократилась из-за нехватки ресурсов, но к 1942 г. возобновилась. В послевоенные годы рудник модернизировали: закрыли устаревшие шахты, построили «Северную» и «Центральную» с глубиной до 512 метров. Однако в 1990-х г.г. геологоразведка и инвестиции прекратились, и лишь в 2009 г. работы удалось возобновить.

Сегодня Берёзовский рудник – старейший действующий золотодобывающий рудник в мире. Разработка месторождения ведется двумя шахтами: «Южная» и «Северная», где добывают руду с крайне низким содержанием золота (подземным способом). В 2022 г. начались добычные работы на горизонте 712 м.

Геология Берёзовского золоторудного месторождения. Берёзовское золоторудное месторождение сформировано магматическими, тектоническими и метаморфическими процессами. Оно связано с Шарташским гранитным массивом, а золото сосредоточено в сульфидно-кварцевых жилах внутри гранитоидных даек.

Дайки – малые интрузии, внедрившиеся по трещинам в Шарташский массив на поздних стадиях его формирования. Их делят на ранние и поздние. Они образуют три свиты – Западную, Центральную и Восточную, с мощностью 6–20 м и углами падения 45–80º. Крепость

пород – 10–14 по шкале М.М. Протодьяконова, в зонах разломов – до 1. Разведанная глубина залегания рудных тел достигает 1200 м.

Золотоносные жилы – сульфидно-кварцевые, делятся на лестничные (в дайках, мощность 2–60 см, в среднем 7–8 см) и красичные (во вмещающих породах, мощность 0,1–1,5 м). Основная часть золота (около 60%), учитываемая в балансовых рудах на Берёзовском месторождении, сосредоточена в сульфидно-кварцевых дайковых жилах при относительно небольшом объёме последних – 5–7% в горнорудной массе. Остальные 40% добываемого золота занимают вкрапленные руды (березиты).

Вмещающие породы – вулканогенно-осадочные толщи силура (сланцы, диабазы, тальково-карбонатные породы). Метаморфизм динамический, контактный и гидротермальный привел к образованию березитов и лиственитов.

Месторождение разбито разломами (Мурзинский, Пышминский и др.) на блоки, отличается сложным строением, неравномерным распределением золота и разнообразием пород. Дайки и жилы – ключевые объекты добычи.

Технология. Исторически, до 2010 г., обогатительная фабрика работала по классической схеме гравитационно-флотационного обогащения. Гравитационный концентрат извлекался на отсадочных машинах, флотоконцентрат – во флотомашинах. Гравиоконцентрат после доводки направлялся на аффинаж, а флотоконцентрат, содержащий основную массу тонкодисперсного золота, отправлялся для дальнейшей переработки на металлургические предприятия области. Затраты на аффинаж флотоконцентрата составляли до 35% от стоимости металла, а сроки переработки и оплаты за минеральное сырье доходили до 3,5 месяцев. С такой технологией обогащения и затрат на аффинаж рудник был обречен на постепенное «умирание».

Первые шаги по модернизации были предприняты в 2010 г. Начался процесс замены менее эффективных концентрационных столов на современные центробежные концентраторы. Это позволило повысить извлечение свободного золота, особенно мелких фракций, и оптимизировать гравитационный цикл. Период 2010–2014 гг. стал временем кардинальных изменений. Была усовершенствована схема дробления за счет внедрения роторной дробилки. Это позволило выделять вмещающие породы, не содержащие ценных компонентов. Такое решение позволило снизить нагрузку на последующие переделы измельчения и обогащения, повысив их эффективность за счет переработки более богатого сырья.

Ключевым событием этого периода стало строительство и запуск в 2011 г. участка агитационного цианирования. Это был стратегический шаг, позволивший отказаться от отправки флотоконцентрата на сторону и организовать полный цикл переработки руды непосредственно на предприятии – от добычи до получения золотосодержащего продукта, готового к аффинажу (цинкового осадка).

В последующие годы, с 2014 г. по настоящее время, в рамках оптимизации участка агитационного выщелачивания была произведена замена оборудования: два реактора для агитации объемом по 100 м^3 с тихоходными перемешивающими устройствами заменили на шесть реакторов объемом по 35 м^3 с высокоскоростными импеллерными мешалками с возможностью регулирования скорости вращения, что привело к улучшению процесса выщелачивания.

Для дополнительного измельчения флотоконцентрата установили две шаровые мельницы ШМ-1,5×3, работающие в цикле с гидроциклонами ГЦ-150, что позволило производить помол концентрата до содержания класса -0,1мм 99,5%.

Пресс-фильтры с площадью фильтрования 25, 60, 100 м^2 заменили на два пресс-фильтра с площадью фильтрования по 150 м^2. Это позволило улучшить подготовку флотоконцентрата перед цианированием, обеспечив более стабильный и тонкий помол, интенсифицировать

процесс выщелачивания, повысить гибкость технологического передела, повысить извлечение золота на участке с 92 до 98%, получая содержание золота в хвостах выщелачивания на уровне 0,3 г/т вместо прежних 2,5 г/т.

Другим направлением модернизации стала замена дисковых вакуум-фильтров и сушильного барабана на камерные пресс-фильтры. Это позволило добиться снижения потерь мелкодисперсного взвешенного золота через слив сгустителя, в результате массовая доля золота в хвостах флотации снизились с 0,1 г/т до устойчивых значений на уровне 0,02–0,03 г/т.

В настоящее время переработка руды Берёзовского месторождения производится по схеме гравитационно-флотационного обогащения и цианирования концентрата флотации, с получением гравиоконцентрата и цинкового золотосодержащего осадка (рисунок 1).

Руда проходит четырехстадиальную схему дробления. Используются щековая, конусные и роторные дробилки. После промывки на грохоте происходит отделение вмещающих пород, выпускаемых в виде товарного щебня. Конечный продукт дробления, имеющий уже достаточно мелкий размер, поступает в главный корпус фабрики.

В главном корпусе руда подвергается измельчению в шаровых мельницах, работающих в замкнутом цикле со спиральными классификаторами.

Первым этапом извлечения золота является гравитационное обогащение. Для этого используются центробежные концентраторы «Falcon SB750» и «STL-100». Они эффективно улавливают свободное, достаточно крупное золото. Полученный продукт доводится на концентрационных столах до содержания лигатурного золота, необходимого для переработки на аффинажных заводах.

Вторым этапом извлечения золота является переработка хвостов гравитации флотационным способом. Процесс флотации осуществляется с использованием флотомашин ФМР-10. Извлекается тонкодисперсное золото, связанное с сульфидными минералами. Реагенты: собиратель (ксантогенат калия бутиловый) и вспениватель (масло Т-80). Флотоконцентрат сгущается на сгустителях, отфильтровывается на пресс-фильтрах и транспортируется на участок агитационного выщелачивания. Концентрат загружают в распульповочный чан, куда предварительно заливают оборотные растворы.

После загрузки концентрата в пульпу добавляют крепкий раствор цианида натрия и каустическую соду. Смесь перемешивают, перекачивают в чаны, разбавляют оборотными растворами для снижения вязкости, улучшения аэрации и работы гидроциклона. Из чанов пульпа поступает в шаровую мельницу ШМ-1,5×3, работающую в замкнутом цикле с гидроциклоном. Процесс измельчения контролируется: анализируют содержание Au, Ag, CN, pH, а также остаток класса +0,2 мм в твердой фазе. Измельчение прекращают, когда содержание крупных частиц (+0,2 мм) становится меньше 20 г/л. Вся стадия занимает 1,5 ч. После измельчения пульпа поступает в чаны, где ее разбавляют маточным раствором. Далее пульпа проходит через чаны для многоступенчатого цианирования. Время цианирования составляет 14–16 ч.

На финальной стадии пульпа направляется в чан объемом 32 м³, откуда подается на фильтрацию в пресс-фильтр ПФ-150. Производительность всей схемы достигает 75 т концентрата в сутки. В результате получается два продукта: твердый остаток – кек, и жидкий золотосодержащий продуктивный раствор. Раствор направляется на извлечение золота с помощью установки Меррилл-Кроу. Его пропускают через пресс-фильтры, используя фильтрующий слой из перлита на фильтровальной ткани. Это необходимо для удаления мельчайших взвешенных частиц.

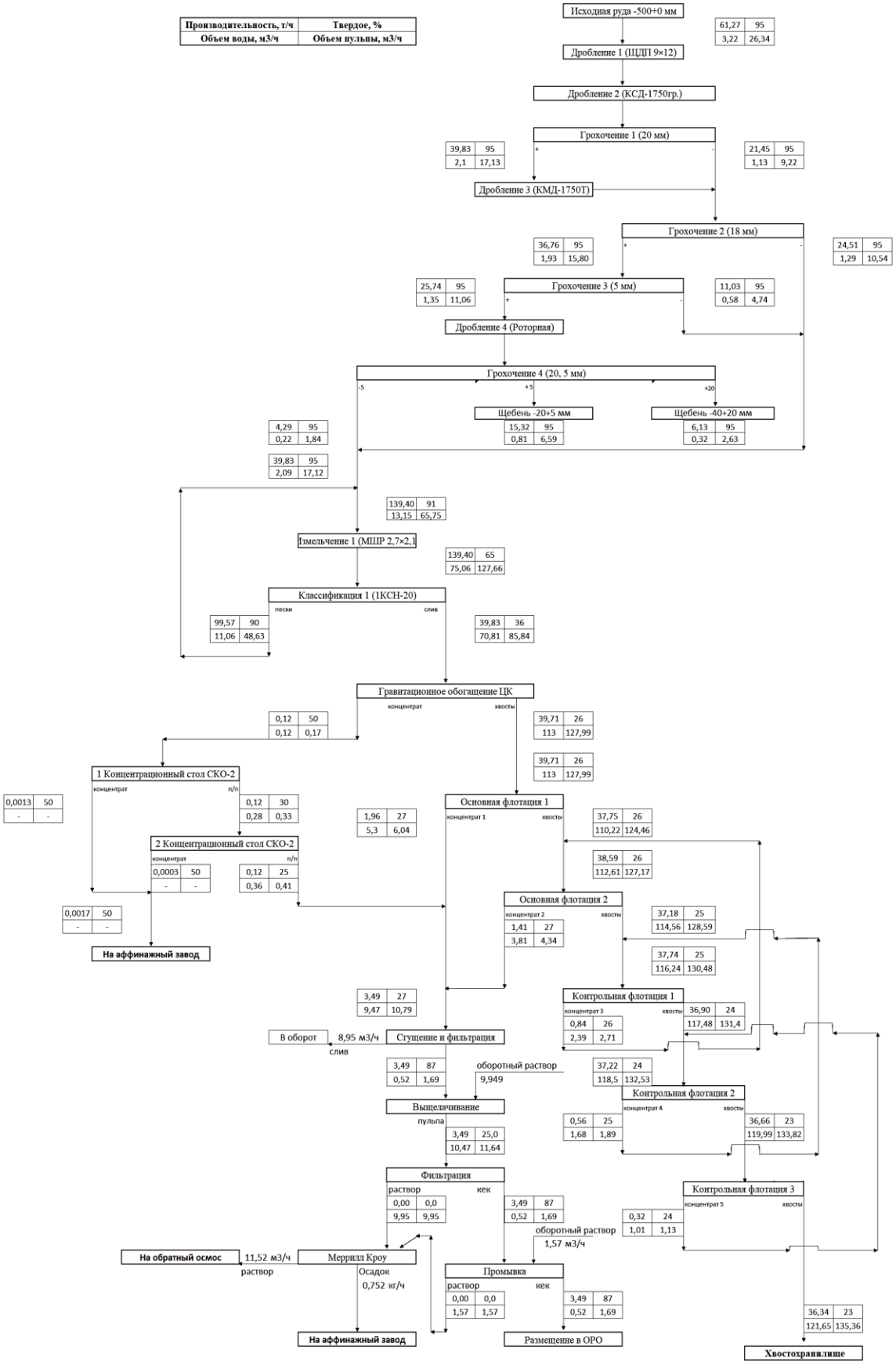


Рисунок 1. Качественно-количественная схема обогащения руды Берёзовского месторождения

Осветленный раствор поступает в деэарационную колонну, где из него удаляется растворенный кислород. В подготовленный раствор дозируется мелкодисперсный цинковый порошок. Для улучшения процесса и предотвращения осаждения нежелательных примесей, таких как медь, в раствор также добавляют небольшое количество ацетата свинца.

Смесь раствора с образовавшимся золото-цинковым осадком, или цементатом, подается на осадительные фильтры. Здесь твердый цементат задерживается, формируя слой на фильтрующем материале, а обеззолоченный раствор проходит дальше. По мере накопления осадка фильтр останавливают для его выгрузки. Перед этим осадок продувают сжатым воздухом для удаления излишней влаги. Выгруженный влажный цементат направляется на сушку. Она происходит в сушильных шкафах при температуре 170°С в течение 50 ч. Высушенный цементат дробят в щековой дробилке, а затем измельчают до состояния тонкого порошка в дисковом истирателе. Измельченный и готовый цементат упаковывается, маркируется и отправляется на аффинажный завод.

Обеззолоченный раствор после осадительного пресс-фильтра поступает на установку обратного осмоса. Вода возвращается в технологический цикл и используется для промывки кека на фильтрах. Вода, содержащая основную массу солей, направляется на кучное выщелачивание окисленных руд.

На стадии переработки, включающей дробление, выделение вмещающих пород составило 35% со средним содержанием золота менее 0,137 г/т и извлечением 3,08% от поступившего на обогатительную фабрику.

На стадии переработки извлечение металла в суммарные концентраты (гравитационный и флотационный) составило 96,3%. Потери золота в хвостах флотации составляют около 1% при содержании 0,02-0,03 г/т. Потери золота с хвостами гидрометаллургического передела составляют 1,3% при содержании 0,2-0,4 г/т.

Показатели переработки руды за 2024 г. представлены в таблице 1.

Таблица 1. Показатели переработки руды по гравитационно-флотационной схеме

Параметр	**Ед. изм.**	**Значение**
Содержание золота в исходной руде	г/т	1,56
Вмещающие породы, извлечение золота	%	3,08
Содержание золота во вмещающих породах	г/т	0,137
Содержание золота в гравитационном концентрате	г/т	23200
Извлечение золота в гравитационный концентрат от руды	%	40,15
Содержание золота в промпродукте гравитации	г/т	156,9
Содержание золота в промпродукте гравитации от руды	%	19,85
Содержание класса минус 0,071 мм в питании флотации	%	75-80
Содержание золота в концентрате флотации	г/т	15,14
Извлечение золота в концентрат флотации (от операции)	%	96,00
Извлечение золота в концентрат флотации (от руды)	%	35,45
Содержание золота в хвостах флотации	г/т	0,04
Извлечение золота в хвостах флотации	%	1,48

Сквозное извлечение: за 2024 г. составило 95,44%. Этот высокий показатель является результатом эффективной работы как гравитационно-флотационного, так и гидрометаллургического переделов. Потери составляют менее 5%, что является высоким показателем работы обогатительной фабрики.

Экономика. Добыча товарной руды за 14 лет увеличилась более чем на 60% (62,3%): в 2010 г. добыто 284,4 тыс. т, в 2024 г. – 456,8 тыс. т. Но в связи с тем, что содержание золота в

руде существенно уменьшилось – с 1,96 г/т до 1,39 г/т, рост количества металла в руде увеличился только на 14% (2010 г. – 556,1 кг, в 2024 году – 634,7 кг).

Опережающий рост выручки над себестоимостью является ключевым позитивным фактором, напрямую повлиявшим на улучшение рентабельности. ООО «Берёзовский рудник» не кредитуется, а живет только за счет своих собственных оборотных средств. Численность персонала увеличилась умеренно – на 19%. Фонд заработной платы (ФОТ) вырос более чем в 5 раз. Средняя заработная плата на предприятии за 14 лет увеличилась более чем в 4 раза.

ООО «Берёзовский рудник» является основным налогоплательщиком города Берёзовского. За период 2010 по 2024 г. уплачено налогов в бюджет и внебюджетные фонды в 2010 г. – 75 млн руб., из них 25 млн руб. НДПИ, в 2024 г. – 717 млн руб., из них НДПИ 285 млн руб., т.е. уплата налогов за рассматриваемый период увеличилась в 10 раз. Рост экономических показателей достигнут за счет интенсивных факторов – роста производительности труда, существенного уменьшения технологических потерь перерабатывающего производства, а также внедрения эффективных технологий обогащения.

280th anniversary of the discovery of the Berezovsky gold deposit

Nabiullin F.M., Tretyakov A.V.

The article shows the history of the oldest operating gold mine in the world: from the discovery of a gold deposit in 1745 to the start of ore mining in 2022 on the horizon of 712 m. The central attention is paid to the technology of ore beneficiation of the Berezovskoye deposit. An economic assessment of the indicators achieved by Berezovsky Mine LLC due to intensive and the introduction of effective beneficiation technologies is given.

РАЗВИТИЕ МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ КОМПАНИИ УГМК – КОМПЛЕКСНЫЙ ПОДХОД К ПОИСКУ ЭФФЕКТИВНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ОТРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ, ПЕРЕРАБОТКИ РУД И ТЕХНОГЕННЫХ МИНЕРАЛЬНЫХ ОБРАЗОВАНИЙ

А.П. Пушкин, К.И. Горяков

ОАО «УГМК», г. Верхняя Пышма, Российская Федерация

e-mail: a.pushkin@uralmine.com; k.goryakov@uralmine.com

Приведены сведения о комплексных работах Компании УГМК по восполнению и развитию минерально-сырьевой базы, определены стратегические цели по приросту запасов меди, цинка и золота. Показаны пути оптимизации и технического перевооружения технологических схем переработки руды золотодобывающих предприятий Компании.

В настоящее время Компания выполняет комплексную работу по восполнению и развитию минерально-сырьевой базы. Основными векторами являются:

−поиск новых объектов, как за счет подачи заявок на лицензирование слабо изученных перспективных территорий, так и за счет приобретения уже выявленных месторождений на разных стадиях их оценки и освоения;

−разработка и внедрение эффективных технологий обогащения, с целью повышения показателей извлечения основных полезных компонентов;

−изучение и вовлечение в переработку техногенных минеральных образований горно-металлургического производства.

Новые объекты. Ведется работа по развитию минерально-сырьевой базы, определены стратегические цели по приросту запасов меди, цинка и золота.

За последние три года собственными силами Компании, а также в рамках подрядных работ по прогнозированию и таргетированию проанализировано более 500 участков недр нераспределенного и распределенного фонда в 13 регионах РФ.

С целью разбраковки потенциально перспективных объектов на первом этапе анализа в Компании была разработана авторская система скоринга, представляющая собой балльную оценку объекта по комплексу унифицированных признаков.

Повышение эффективности переработки. Компанией проводятся работы по оптимизации и техническому перевооружению технологических схем переработки руды золотодобывающих предприятий

Так, за счет расширения переделов рудоподготовки и флотации удалось увеличить объем переработки руды на ЗИФ Компании до 60%. Реконструкция ЗИФ позволила вовлечь в переработку все типы руд месторождения, включая упорные руды.

Переработка техногенных минеральных образований (ТМО). В период с 2021 по 2024 г. объем инвестиций в НИОКР в части оценки целесообразности вовлечения в производство техногенных минеральных образований составил более 420 млн руб.

Количество накопленных пиритных хвостов медно-цинковой флотации колчеданных руд составляет более 250 млн т со средним содержанием от 0,7 до 1,5 г/т Au.

Выполняются НИР по переработке текущих и лежалых пиритных хвостов обогатительных фабрик с применением наиболее перспективных схем прямого цианирования с извлечением золота, а также комплексных технологий окислительного обжига и пиролиза с получением товарных продуктов в виде цветных, драгоценных металлов, железа и серной кислоты.

В Компании разработаны и внедрены комплексные решения по рассмотрению инвестиционных проектов. Нормативные документы и стандарты регламентируют фазы рассмотрения проектов, методы экономической оценки и анализа рисков.

Development of the mineral resource base of UMMC – an integrated approach to the search for effective technologies for the development of deposits, processing of ores and man-made mineral formations

Pushkin A.P., Goryakov K.I.

Information is provided on the comprehensive work of the UMMC Company to replenish and develop the mineral resource base, strategic goals for the increase in copper, zinc and gold reserves are determined. The ways of optimization and technical re-equipment of technological schemes for processing ore of the Company's gold mining enterprises are shown.

НОВЕЙШИЕ ЗОЛОТОИЗВЛЕКАТЕЛЬНЫЕ ПРЕДПРИЯТИЯ УРАЛЬСКОГО ФИЛИАЛА АО «ПОЛИМЕТАЛЛ УК»

Н.Н. Неизвестных

АО «Полиметалл УК», г. Екатеринбург, Российская Федерация

e-mail: NeizvestnykhNN@polymetal.ru

В статье приведены технико-технологические достижения АО «Полиметалл УК» – активно развивающейся компании, обладающей уникальными технологическими возможностями по переработке различных типов руды. Показано, что стратегия компании направлена на

расширение портфеля производимых металлов, в рамках которой медь является одним из приоритетных направлений. Компания стремится к устойчивому развитию, осуществляя переработку большого объёма руды и внедряя современные технологии, которые помогают снизить негативное воздействие на окружающую среду.

«Полиметалл» – крупный производитель золота и серебра в России, который более 20 лет занимается добычей золота в Свердловской области.

Проект «Северный Урал» обеспечивает переработку практически всех видов полиметаллических руд с применением современных технологий на площадках двух крупных действующих предприятий Урала – АО «Золото Северного Урала» и ООО «Краснотурьинск-Полиметалл (К-ПМ)». Также в скором времени в рамках проекта «Средний Урал» планируется ввод в эксплуатацию золотоизвлекательной фабрики ООО «Салдинская золоторудная компания». ООО «Новопетровское» – новое предприятие Полиметалла, находящееся в Республике Башкортостан, добытая медно-цинковая руда Новопетровского месторождения будет перерабатываться на Сибайской обогатительной фабрике (рисунок 1). Благодаря железнодорожной инфраструктуре предприятия АО «Полиметалл» могут эффективно перерабатывать сырье с отдалённых месторождений.

На фабриках предприятий региона имеется возможность перерабатывать как окисленные (ЗИФ), так и сульфидные руды (ОФ), в том числе золотосеребряные и полиметаллические (медные, цинковые).

Производство на обогатительной фабрике К-ПМ самое новое – стартовало в 2023 г. Оно уникально тем, что на фабрике предприятия будут перерабатывать семь типов руд, а выпускать четыре концентрата: золотосульфидный, гравитационный, цинковый и медный. Сырьевая база ОФ – руда месторождения «Пещерное», а также перерабатывается руда месторождения «Саумское» и в скором времени планируется к переработке руда Галкинского месторождения.

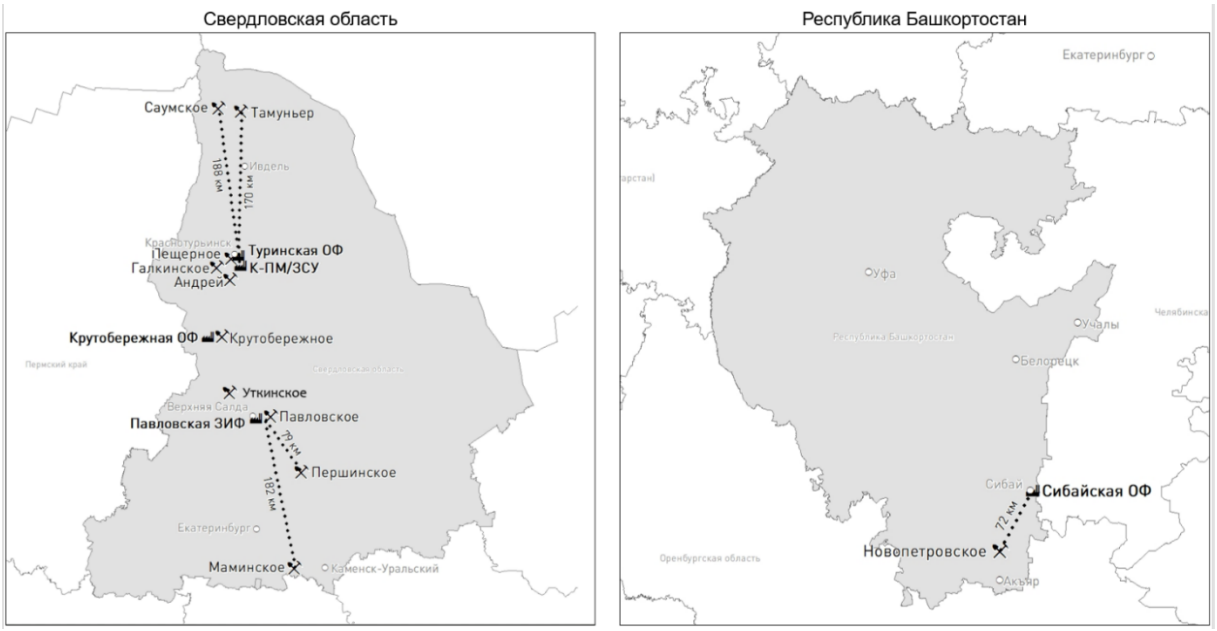


Рисунок 1. Предприятия АО «Полиметалл»

Проектная мощность обогатительной фабрики по объёму годовой переработки руды составляет 450 000 т.

На обогатительном комплексе ООО «Краснотурьинск-Полиметалл» сброс технологических вод изначально исключён проектом.

АО «Золото Северного Урала» – горнодобывающая компания, начавшая свою деятельность в 1993 г. и перешедшая под руководство «Полиметалла» в 2000 г.

Воронцовское месторождение, на базе которого предприятие работало многие годы, – это первый актив «Полиметалла». В настоящее время геологи компании активно ищут в регионе новые перспективы, чтобы загрузить промплощадки ЗСУ – золотоизвлекательную фабрику, включающую процессы выщелачивания цианистыми растворами и сорбцию драгоценных металлов из растворов на активированный уголь (проектная мощность 900 тыс. тонн руды в год) и кучное выщелачивание.

Помимо окисленной золотосодержащей руды на ЗИФ перерабатывались гравио- и флотоконцентраты сторонних предприятий. Готовая продукция золотоизвлекательной фабрики – сплав доре.

Одной из особенностей ЗИФ ЗСУ является применение технологии обратного осмоса – процесса очистки воды, при котором она проходит через специальную мембрану, задерживающую соли, примеси и любые тонкие частицы. Технология доказала свою эффективность в общемировой практике. Благодаря её применению увеличивается доля оборотной воды и снижается промышленное водопотребление.

ООО «Салдинская золоторудная компания» (СЗРК) расположена на территории городского округа Нижняя Салда Свердловской области. Запуск золотоизвлекательной фабрики запланирован на конец 2028 года. Процесс включает цианирование и сорбцию драгоценных металлов на активированный уголь. Готовая продукция – сплав доре.

Сырьевая база ЗИФ рассчитана на переработку 3 млн т/год – это золотосеребряная руда месторождений «Маминское» и «Павловское».

АО «Полиметалл» получил лицензию на разведку и добычу полезных ископаемых на месторождении «Новопетровское» в Республике Башкортостан, в 110 км от города Сибай. Для переработки руды компания приобрела актив – Сибайскую обогатительную фабрику, где будет реализована гравитационно-флотационная схема обогащения руды, с получением гравитационного, медного и цинкового концентратов. В планах компании – проектирование и строительство обогатительной фабрики для переработки руды месторождения «Крутобережное», где в настоящее время проводится разведка.

Одним из главных экологических аспектов для всех предприятий Уральского хаба компании «Полиметалл» является то, что фабрики подключены к местной электросети, что позволяет использовать электрифицированное горно-обогатительное оборудование и исключить дизельную генерацию электроэнергии.

Продукты, получаемые в результате обогащения руды, – хвосты ОФ К-ПМ и ЗИФ ЗСУ – обезвоживают и складируются в полусухом виде – в виде кека. Плотная структура хвостов позволяет сформировать устойчивый и компактный по площади отвал, что значительно снижает нагрузку на окружающую среду.

Компания «Полиметалл» активно участвует в сохранении биоразнообразия региона: ежегодно в местные реки выпускаются мальки краснокнижной породы рыб – стерляди.

Подводя итоги, можно отметить, что «Полиметалл» – это активно развивающаяся компания, которая обладает уникальными технологическими возможностями по переработке различных типов руды и обеспечена сырьём до 2040 г. Стратегия компании направлена на расширение портфеля производимых металлов, в рамках которой медь является одним из приоритетных направлений. В настоящее время компания фокусируется на переработке всех типов руд, включая окисленные и сульфидные, полиметаллические и золотосеребряные, что позволяет эффективно использовать рудные запасы.

Компания стремится к устойчивому развитию, осуществляя переработку большого объёма руды и внедряя современные технологии, которые помогают снизить негативное воздействие на окружающую среду. Это позволяет не только повышать эффективность производства, но и укреплять репутацию компании как ответственного участника рынка.

The latest gold recovery enterprises of the Ural branch of JSC Polymetal

Neizvestnykh N.N.

The article presents the technical and technological achievements of JSC Polymetal, an actively developing company with unique technological capabilities for processing various types of ore. It is shown that the company's strategy is aimed at expanding the portfolio of metals produced, in which copper is one of the priority areas. The company is committed to sustainable development by processing large volumes of ore and introducing modern technologies that help reduce the negative impact on the environment.

ИННОВАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ДРАГОЦЕННЫХ И ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ РУД УРАЛЬСКОГО РЕГИОНА

А.И. Заболоцкий

АО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Российская Федерация

e-mail: Zabolotskiy_ai@umbr.ru

Приведены сведения о достижениях и потенциальных направлениях инновационных технологий извлечения драгоценных и цветных металлов из руд Уральского региона. Обосновывается необходимость постоянного поиска новых решений в выборе геологических объектов, добыче и обогащении руд, получении товарной продукции, совершенствовании природоохранных технологий в регионе. Показаны инновационные технологии извлечения драгоценных и цветных металлов.

Характерные для горнорудной отрасли тенденции, утяжеляющие во всех аспектах добычу и переработку руд в виде усложнения геологических условий, снижения содержаний полезных компонентов, повышение упорности руд, ужесточение экологических норм, неизбежно проявляются в старейшем Уральском регионе ещё более выразительно. Эти обстоятельства требуют постоянного поиска новых решений в выборе геологических объектов, добыче и обогащении руд, получении товарной продукции, совершенствовании природоохранных технологий.

Ярчайшим примером роста объемов добычи меди и других металлов стало освоение относительно нового для Урала – медно-порфирового типа месторождений [1]. Как известно, на двух месторождениях этого типа Уральские горнопромышленники не только успешно справились с многими трудными задачами, сопровождавшими процесс разработки регламентов, проектов, строительства, обеспечения экологической безопасности, соблюдения социальных норм, но и добиться рекордных показателей по производительности на двух рудниках Южного Урала. Следующий еще более крупный проект Компания осваивает в уже другом регионе.

Ещё одним динамично развивающимся методом, позволяющим добывать все более бедные руды, является предварительное обогащение рентгенорадиометрическими технологиями. Несколько стародавних медьсодержащих отвалов на юге Урала успешно переработаны способом покусковой сепарации на аппаратах рентгенофлуоресцентного (XRF) типа. Такой же метод является основой комплекса по добыче дополнительного объема товарного концентрата из

бедных медных руд, которые не выдерживают экономических расходов по их транспортировке из отдаленных северных регионов к обогатительному комбинату.

Другой метод – рентгенотрансмиссионный (XRT), успешно вытеснил морально устаревшую технологию – обогащение в тяжелых жидкостях, на крупном комбинате, производящем востребованную продукцию магнезитового сектора.

XRF-сепараторы давно выпускаются отечественными производителями, в том числе на Урале. Появились потенциальные производители, стремящиеся создать собственное производство не только XRT-сепараторов, но и фотометрических аппаратов, включая ИК-спектрометры, в том числе в комплексе с XRT-методом [2]. Следует также отметить стремление разработчиков создать оборудование для автоматизированной документации керна скважин, что в наш век цифровизации следует признать давно назревшей задачей.

Производительность сепарационных моделей модулей зависит от крупности единицы измерения. Современные тенденции к созданию перерабатывающих комплексов с многомиллионной производительностью снижают шансы технологии покусковой сепарации стать равноправным узлом в технологическом потоке, так как производительность сепараторов даже на самом крупном классе кусков измеряется первыми сотнями тыс. т в год. Очевидно, в большинстве случаев данному методу будет отводиться вспомогательная роль.

Другое дело крупнопорционная сепарация: посамосвальная, повагонеточная, поковшовая – здесь производительность вполне может корреспондироваться с масштабами рудников и комбинатов. В качестве примера обозначим масштабы использования технологии крупнотоннажной РРС-сортировки руд на Навоийском горнометаллургическом комбинате (НГМК) – мировом флагмане в золотодобыче [3]. С 2002 г. по настоящее время на трех рудниках – Кокпатас, Даугыз, Амайтайтау эксплуатируются 4 рудосортировочные станции (РСК) производительностью 6,5–7,2 млн т/год золотосульфидных руд. Сортировка ведется в карьерных самосвалах (136 т) минерального сырья забойной крупности, причем на измерения посылается весь поток горнорудной массы, включая вскрышные породы.

Появились первые успехи в крупнотоннажной сортировке и в РФ: на одном из золоторудных месторождений успешно проводятся опытно-промышленные испытания посамосвальной сортировки XRF-методом. Первый этап исследований технологии посамосвальной сортировки: а именно, изучение контрастности рудного потока в транспортных емкостях в виде ПДМ на подземном руднике и карьерных самосвалов показали перспективные результаты на двух уральских медьдобывающих рудниках.

Полезным инструментом для эффективного ведения процессов добычи и обогащения являются рудоконтролирующие станции (РКС), которые на медных рудниках применяются достаточно широко и обеспечивают надежный входной анализ рудных потоков на конвейерах.

Урал стал первым регионом (есть основания считать, что в мире), где в промышленном масштабе добывается золото способом подземного выщелачивания (ПВ) в золотоносных корах выветривания [4]. На Гагарском месторождении один из участков отработан со степенью извлечения 82% при регламентированных 80%. Использованная технологическая схема на основе активного хлора показала свою перспективность для такого рода месторождений. Заслуживает внимания и система разработки необводненных руд выше уровня грунтовых вод, представляющая собой комбинацию откачных скважин и инфильтрационных канав.

Ныне действующий рудник ПВ на месторождении Долгий Мыс отрабатывает остаточные запасы после завершения по экономическим причинам карьерной добычи. Успешный, хотя и малый бизнес, добычи золота из беднейших (0,3–0,4 г/т), слабопроницаемых ($К_ф$ менее 0,5 м/сут) – яркий пример успеха науки и производства. На участке с завершенной отработкой

проводится рекультивация подземных вод, успешное завершение которой обещает снять напряженность по экологическим вопросам.

Только способом ПВ можно было продолжить доизвлечение остаточных запасов бедных (0,5–0,7%) окисленным медных руд Гумешевского месторождения до глубины 200–250 м, которые ранее в течение 2-3 веков отрабатывались мелкими шахтами. После 20 лет экономически эффективной добычи меди из в целом слабопроницаемых руд (менее 50% суммы глинисто-алевритистых частиц) недропользователь (АО «Уралгидромедь) приступил к разработке технологического регламента добычи золота способом ПВ. Это очередной рубеж инновационного развития технологии ПВ и ответственного отношения к запасам, стоящим на государственном балансе.

В определенной мере проект ПВ на Гумешевском месторождении – это доработка остаточных запасов затопленного рудника. На данном объекте на границе зоны окисления с первичными рудами выявлена зона распространения «купоросных вод», фактически являющихся жидкой рудой (до 3,0 г/л Cu), которая стала хорошим подспорьем бизнесу в период активного инвестирования проекта. Реализовать подобный процесс в других затопленных рудниках, а такие попытки делались на Урале (Лёвиха, Дегтярское, Блявинское месторождения) – вот достойная задача для профессионалов. Как известно в затопленных рудниках Урала запасов достаточно для развития бизнеса.

Не прекращается научный и производственный поиск решений по освоению запасов многочисленных техногенных месторождений, представленных хвостохранилищами. Нельзя считать неуспехом не выведенный на промышленный уровень проект добычи золота и меди из хранилища пиритных огарков выщелачиванием на месте залегания. В настоящее время к данному объекту вновь обращает внимание наука и бизнес, также как и на другие хвостохранилища, где, несомненно, будет учтен опыт ОПИ по выщелачиванию металлов из огарков.

Практически не бывает карьеров, с которыми не соседствовали бы по периферии и на глубине забалансовые запасы, не вошедшие в экономически обоснованный контур карьера. Объем таких запасов бывает сопоставим с объемами в карьере. Способ ПВ в сочетании с освоенными или перспективными для изучения приемами повышения фильтрационной способности руд (гидроразрыв, гидродобыча, наложение физических полей) – один из путей освоения законтурных забалансов. Такой путь открывает возможности и для упорных руд, например с сорбционной активностью природного углерода, так как позволяет за счет других преимуществ использовать перспективные реагенты, такие как тиосульфаты.

В докладе представлена более подробная информация о достижениях и потенциальных направлениях инновационных технологий извлечения драгоценных и цветных металлов из руд Уральского региона.

Список использованных источников

1. Где рождается медь: технотур по Михеевскому ГОКу // Глобус», 17 декабря 2021.
2. Рассулов В.А., Нерущенко Е.В. Лазерно-фотометрическая кусковая сепарация золотосодержащей руды. Обогащение руд, №5. 2020.
3. Шеметов П.А., Федякин С.Н. Основные проблемы и пути решения сортировки золотосодержащей горной массы в технологическом потоке карьера Мурунтау // ГИАБ, №11, 2001. С. 83-86.
4. Заболоцкий А.И. Геологические, гидрогеологические, технологические и экологические основы подготовки месторождений цветных и благородных металлов к отработке способом подземного выщелачивания: автореферат дис…доктора геол.-минерал. наук : 25.00.11. Екатеринбург. 2009.

Innovative technologies for the extraction of precious and non-ferrous metals from ores of the Ural region

Zabolotsky A.I.

Information is given on the achievements and potential directions of innovative technologies for the extraction of precious and non-ferrous metals from the ores of the Ural region. The need for a constant search for new solutions in the selection of geological objects, mining and enrichment of ores, obtaining marketable products, and improving environmental technologies in the region is substantiated. Innovative technologies of precious and non-ferrous metals are shown.

МЕТОДОЛОГИЯ ВЫБОРА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ ПО СЕПАРАЦИИ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ НА ОСНОВЕ ЦИФРОВЫХ ТЕХНОЛОГИЙ

Т.Н. Александрова, А.О. Ромашев, Б.Л. Гатиатуллин

ФГБОУ ВО «Санкт-Петербургский горный университет императрицы Екатерины II», Санкт-Петербург, Российская Федерация

e-mail: Romashev_AO@pers.spmi.ru

В работе рассматривается применение цифровых технологий в контексте вопросов проектирования технологических решений и мониторинга обогатительных процессов. Представлен пример использования метода дискретных элементов для моделирования процесса предварительной сегрегации, направленной на повышение эффективности последующего процесса грохочения. Также показана возможность использования технологии машинного зрения для контроля технологических показателей аэрации и параметров пенного слоя во время опытов по флотационному обогащению. Упомянутые примеры отражают лишь небольшую долю широкого спектра технологий для дальнейшего развития обогатительной сферы и горнодобывающей промышленности в целом.

Минерально-сырьевой комплекс традиционно играет ключевую роль в экономике России, обеспечивая значительную часть доходов федерального бюджета и выступая основой промышленного производства. В современных геополитических условиях, характеризующихся нестабильностью международных отношений и усилением санкционного давления, вопрос технологического суверенитета в стратегически важных отраслях, включая добычу и переработку полезных ископаемых, приобретает особую актуальность. С этой целью Стратегией развития минерально-сырьевой базы Российской Федерации предусмотрено поэтапное снижение зависимости от импортируемых технологий за счет роста научных исследований и разработок по обеспечению потребности отрасли программными продуктами российского производства и стимулирование отечественных производителей. Также предусмотрено техническое перевооружение на основе внедрения цифровых технологий, аналитических комплексов и специализированных программных средств.

Горно-обогатительная промышленность России в настоящее время находится на переходном этапе цифровой трансформации. Крупнейшие компании сектора, такие как «Норильский никель», «АЛРОСА», «Фосагро», «Полюс», «УГМК», «Северсталь» и «Металлоинвест», активно внедряют элементы цифровизации в производственные процессы. Тем не менее, уровень цифровой зрелости отрасли в целом остается недостаточным и характеризуется следующими особенностями:

– фрагментарность и неравномерность внедрения цифровых решений, отсутствие системной интеграции разрозненных цифровых инструментов в единую экосистему управления производством;

– значительная зависимость от иностранного программного обеспечения и оборудования для автоматизации технологических процессов;

– дефицит специализированных отечественных цифровых платформ, адаптированных к специфике российской минерально-сырьевой базы;

– недостаточное применение передовых технологий искусственного интеллекта, машинного обучения и предиктивной аналитики в управлении обогатительными процессами.

Тем не менее несмотря на данные сдерживающие факторы в странах СНГ уже накоплен положительный опыт успешного внедрения современных решений в обогащении. Наиболее распространенными внедренными решениями являются:

– цифровые двойники обогатительных фабрик;

– системы машинного обучения для оптимизации реагентных режимов;

– предиктивная аналитика износа оборудования.

На рисунке 1 приведено использование направлений по основным переделам.



Рисунок 1. Использование цифровых технологий в процессах обогащения полезных ископаемых

Обобщенные данные из открытых источников показывают, что внедрение различных цифровых технологий в процессы обогащения позволяет предприятиям добиваться результатов, а именно:

– повышение качества концентратов на 1–2%;

– увеличение извлечения полезных компонентов на 1–3%;

– снижение энергопотребления на 5–10%;

– сокращение расхода реагентов на 8–15%;

– уменьшение времени простоев на 10–20%.

Успешная цифровая трансформация требует комплексного подхода, учитывающего как особенности конкретного производства и текущий уровень его технологического развития, так и проведение исследований в меньших масштабах для предварительной апробации

разрабатываемых решений. Сотрудниками кафедры обогащения полезных ископаемых Санкт-Петербургского горного университета ведется активная работа в данном направлении.

В частности, одним из приоритетных направлений является создание цифровых двойников отдельных технологических узлов, что позволяет моделировать различные производственные сценарии и оптимизировать процессы без риска для реального производства. Цифровой двойник представляет собой виртуальную копию физической установки, которая в режиме реального времени отражает все процессы и позволяет прогнозировать результаты изменений в технологии или оборудовании. Для создания подобного рода двойников наибольшее распространение получил метод дискретных элементов (Discrete Element Method, DEM) представляющий собой численный инструмент для моделирования движения и взаимодействия сыпучих сред в различных технологических процессах таких как дробление, измельчение, классификация и грохочение. С помощью DEM можно прогнозировать гранулометрический состав продукта, энергопотребление, характер износа рабочих поверхностей, оптимизировать геометрию рабочего пространства и режимы работы. В частности, DEM может эффективно применяться для прогнозирования эффективности грохочения в зависимости от характеристик подаваемого питания. Выявление оптимальных режимов работы оборудования и закономерностей протекания сегрегационных процессов при проведении натурных экспериментов неосуществимо, однако создание цифровой модели позволило учесть множество факторов, включая форму частиц, их взаимодействие в слое в вибрационном поле и установить ряд кинетических закономерностей (рисунок 2).

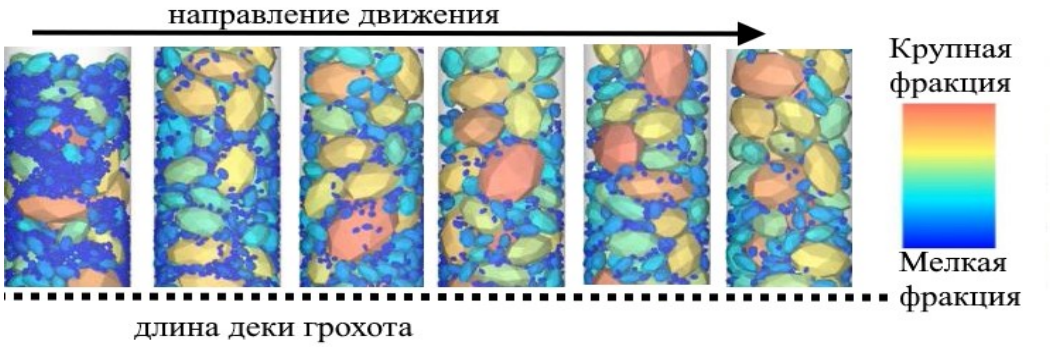


Рисунок 2. Моделирование движения слоя материала по поверхности грохота

Результаты моделирования показали, что динамика перераспределения классов крупности характеризуется быстрым насыщением нижнего слоя мелкими частицами в начальный период воздействия, после чего дальнейшее увеличение времени вибрации не приводит к значительному приросту искомого класса, что связано с завершением перегруппировки основной массы материала. Это позволило установить оптимальную толщину материала, подаваемого на грохот и повысить его пропускную способность при сохранении качественных показателей (см. рисунок 2).

Несмотря на значительные преимущества, применение DEM в обогащении сталкивается с рядом проблем и прежде всего это сложность калибровки моделей – необходимость определения большого количества входных параметров для адекватного отражения реальных процессов. Данные проблемы могут быть решены путем создания суррогатной модели (метамодель) на основе физически информированных нейронных сетей (PINN), представляющей собой упрощенное приближение более сложной модели. Суррогатные модели работают значительно быстрее полных DEM моделей, что делает возможным эффективный поиск

оптимальных параметров, оценить влияние различных параметров на результаты моделирования и провести анализ значимости параметров и их взаимосвязей.

В области технологии машинного зрения разработано программное средство (ПО) с применением языка Python, при этом обработка графической части входной информации обеспечивается за счет использования библиотеки OpenCV (рисунок 3).

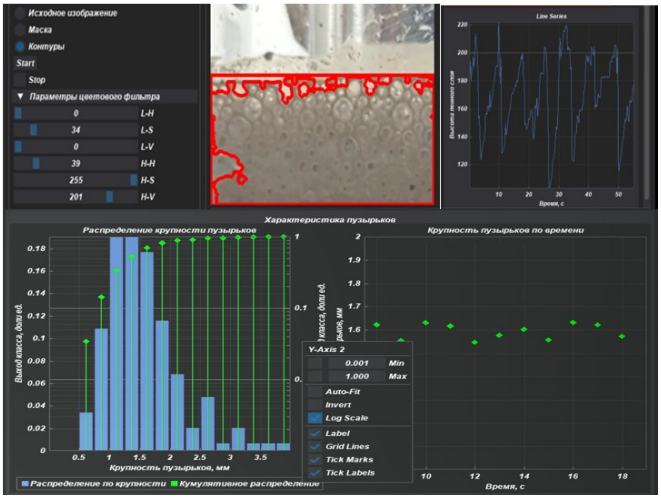


Рисунок 3. Интерфейс разработанного ПО для инициализации динамических параметров пенного слоя

Программа позволяет определить объемную производительность по пенному продукту при использовании пеногона, как произведение длины камеры на разность высоты пенного слоя до момента его съёма пеногоном и остаточной высоты после пеногона. Данное измерение производится на основании изображения, поступающего с камеры, производящей съемку флотационной камеры сбоку. Помимо этого, с помощью разработанного решения, возможно определение скорости роста и разрушения пенного слоя, а также определение его максимальной высоты. Эти данные могут быть использованы для расчётов параметров FRT (Froth Retention Time) или извлечения воздуха, важных с позиции моделирования флотационных процессов.

Другой особенностью программы является подмодуль необходимый для определения размеров пузырьков. Данный параметр необходим для имитационного моделирования и количественного описания аэрации во флотационной машине, но его определение, в практическом смысле, требует применения специальных пробоотборных устройств или установок.

Однако при использовании флотационных камер с прозрачной стенкой появляется также возможность для прямого наблюдения пузырьков в пенном слое. Данная задача успешно решена с применением нейронной сети для сегментации экземпляров Yolo-11-seg. Выбор указанной архитектуры нейронной сети обосновывается компромиссным соотношением между качеством обработки изображений и производительностью сети, что позволяет поддерживать необходимый уровень точности измерений и, при этом, не завышать требования к вычислительным мощностям.

Сегментация экземпляров позволяет различать отдельные, близко расположенные пузырьки в пенном слое, а дальше выделять зоны на изображении, занятые этими пузырьками (рисунок 4). Далее, измерив площадь указанных зон, программа пересчитывает данные значения в эквивалентные диаметры соответствующих пузырьков. Имея всю указанную информацию, программа составляет гранулометрический состав пузырьков, осуществляет оценку формы и скорости движения. Метод может быть использован для измерения параметров аэрации в камере флотационной машины.

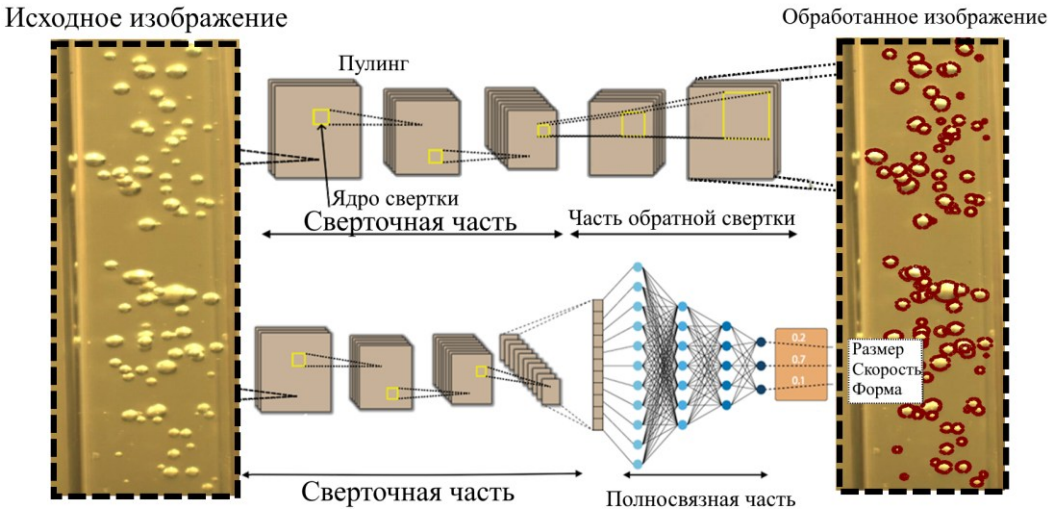


Рисунок 4. Исходное изображение пузырьков и сегментированный нейросетью результат

В современной горнодобывающей промышленности цифровая трансформация коренным образом меняет процессы обогащения полезных ископаемых и методология выбора технологических решений. Предлагаемая методология выбора технологических решений по сепарации минерального сырья представляет собой комплексный подход, интегрирующий передовые цифровые технологии с классическими инженерными методами обогащения полезных ископаемых. Систематизация процесса принятия решений, основанная на многокритериальном анализе и имитационном моделировании, позволяет значительно повысить эффективность проектирования обогатительных производств, сократить сроки разработки технологических схем и повысить их экономическую и экологическую эффективность

В ближайшие годы ожидается активное развитие и внедрение цифровых технологий по следующим направлениям: внедрение искусственного интеллекта для автономного управления процессами обогащения; развитие технологий промышленного интернета вещей (IoT) на обогатительных фабриках; интеграция геологических данных, добычи и обогащения в единую цифровую экосистему предприятия.

В связи с вышесказанным развитие методологии идет в направлении все более глубокой интеграции с технологиями искусственного интеллекта, цифровых двойников и автоматизированного проектирования, что открывает новые перспективы для оптимизации процессов переработки минерального сырья в условиях усложнения его состава и повышения требований к эффективности производства.

Methodology for selecting technological solutions
for mineral separation based on digital technologies

Aleksandrova T.N., Romashev A.O., Gatiatullin B.L.

This paper discusses the application of digital technology in the context of process design and monitoring of beneficiation processes. An example of using the discrete element method for modeling the process of presegregation aimed at improving the efficiency of the subsequent screening process is presented. The possibility of using machine vision technology to control the technological parameters of aeration and foam bed parameters during experiments on flotation enrichment is also shown. These examples represent only a small fraction of the wide range of technologies for the further development of the beneficiation industry and the mining industry in general.

ТЕОРИЯ ОПРОБОВАНИЯ РУД И ПРОДУКТОВ ОБОГАЩЕНИЯ

В.З. Козин, А.С. Комлев

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Российская Федерация

e-mail: komlev.as@ursmu.ru

В теории и практике опробования накопилось достаточное количество необъяснимых ситуаций и вопросов, на которые отсутствуют ответы. Объяснение спорных результатов и изменение существующей методической базы опробования на основании современной теории позволило сформировать новый подход к технологии и технике опробования.

Опробование – технология определения массовой доли компонентов в минеральных и техногенных продуктах на обогатительных фабриках. Опробуются все поступающие и выпускаемые продукты, промпродукты и незавершенное производство. На основе результатов опробования выполняются оценка состояния и управление технологическими процессами, составляются технологические и товарные балансы, выполняются расчёты между предприятиями, разрешаются споры и претензии.

Технология опробования развивалась на основе эвристических представлений о свойствах опробуемых массивов с учётом возможностей техники отбора проб, их подготовки и анализа. Существующие отечественные и международные стандарты на опробование сохраняют эмпирический подход к организации опробования, расчётам его параметров и определению погрешностей. Такой подход не отвечает современным требованиям к результатам опробования и не позволяет найти ответы на спорные вопросы в практике опробования, а также препятствует внедрению современных методик и систем опробования на обогатительных фабриках.

В теории и практике опробования накопилось достаточное количество вопросов, на которые не находятся ответы. В частности, почему опробование одних и тех же продуктов, но в разных условиях их опробования, даёт существенно разные результаты; почему результаты опробования поставщиков и потребителей могут иметь большие систематические различия; почему возможны постоянные положительные невязки товарного баланса; зачем и как корректировать товарный баланс. Существуют рекомендации, применимость которых в конкретных условиях нуждается в обоснованиях: почему в качестве величины d_{max} следует принимать d_{95}; почему в формулах минимальной массы пробы к расчету принимаются фиксированные коэффициенты; почему допустимая невязка для всех фабрик, обогащающих руды цветных металлов, равна 2–3%; и т. п.

Попытки объяснить необычные результаты опробования или улучшить существующие рекомендации привели к решению как отдельных проблем, так и формированию нового подхода к опробованию в целом.

1. Установлены принципиальные недостатки определения случайных погрешностей при ограниченном числе экспериментальных данных. Результаты кратно занижаются, а схемы дисперсионного анализа приводят к получению отрицательных дисперсий.

2. Установлены асимметричные распределения массовой доли в точечных пробах и специфические систематические погрешности результатов опробования, названные вероятными, зависящие от асимметрии распределений массовой доли в точечных пробах.

3. Установлены зависимость коэффициентов вариации от контрольного периода, зависимость минимальной массы объединённой пробы от массы точечной пробы, знаки вероятных

систематических погрешностей для бедных и богатых по массовой доле продуктов, показана необходимость определения величины d_{max}, отличной от d_{95}.

4. Установлена зависимость относительной невязки товарного баланса от массовой доли компонента в руде и условий накопления продуктов на обогатительных фабриках.

5. Установлена зависимость погрешностей определения выходов и извлечений от контрастностей разделения в технологических операциях.

Опробование должно быть представительным. Представительное опробование должно быть правильным, т.е. – не иметь систематической погрешности, и достоверным, т.е. – случайные погрешности не должны превышать допустимые.

Систематические погрешности в опробовании минеральных продуктов можно разделить на два вида:

1. Постоянные, связанные с неправильным выполнением какой-либо операции опробования.

2. Вероятные и методические систематические погрешности, связанные с особенностями определения средних значений массовой доли при её асимметричных распределениях в точечных пробах.

Статистические схемы определения систематических погрешностей рассчитаны на большой объём экспериментальных данных. Небольшая, как правило, величина постоянных систематических погрешностей по сравнению со случайными погрешностями опробования не позволяет определять их статистическими методами, а специфичность вероятных и методических систематических погрешностей требует неординарных решений по их устранению или учёту.

Общий подход к устранению систематических погрешностей состоит в недопущении их появления путём составления методик опробования на основе трёх принципов правильного опробования.

I принцип. Обеспечить равнопредставительность кусков опробуемого массива в точечной пробе.

Дополнения: Iа – не терять материал точечной пробы; Iб – не добавлять в пробу посторонний материал.

II принцип. Обеспечить равнопредставительность элементов опробуемого массива в объединённой пробе.

Дополнения: IIа – не сгущать точечные пробы или отбирать точечные пробы в центре тяжести масс элементов; IIб – не выходить за пределы опробуемого массива.

III принцип. Обеспечить равнопредставительность фракций массовой доли в объединённой пробе.

Дополнения: IIIа – не уменьшать возможное число точечных проб; IIIб – не исключать и не исправлять результаты опробования.

В таблице 1 представлены существующие способы отбора проб с оценкой появления двух видов систематических погрешностей и выполнением принципов правильного опробования.

Как следует из таблицы 1, правильного опробования неподвижных массивов практически не существует. Решением для правильного опробования в таких условиях является перевод массивов в переходное состояние и отбор пробы способом перегрузки. Потоки возможно правильно опробовать как способом поперечных сечений, так и способом продольных сечений.

Основой расчётных формул случайных погрешностей является покусковое опробование. Покусковой отбор проб занимает центральное место среди всех возможных вариантов

практического опробования. Минимально возможная масса при покусковом отборе – это масса одного куска максимального размера в опробуемом массиве или равная ей масса кусков меньших размеров. В таблице 2 представлены существующие варианты отбора точечных проб на обогатительных фабриках.

Таблица 1. Оценка правильности отбора проб

Состояние опробуемого массива	**Способ и условия отбора проб**	**Возможное появление систематических погрешностей**		**Правильность опробования**
		постоянных	вероятных и методических	
Неподвижный	*Вычерпывание:* на полную глубину: - высокочастотный - низкочастотный	 нет нет	 нет да	 выполняется не выполняется
	с помощью лунки	да	да	не выполняется
	горстевая проба (в т. ч. анализ в автоматическом режиме)	да	да	не выполняется
Переходное состояние	*Перелопачивание*	нет	да	не выполняется
	Перегрузка	нет	нет	выполняется
Движущийся (поток)	*Поперечные сечения*: - низкочастотные - высокочастотные	 нет нет	 да нет	не выполняется выполняется
	Продольные сечения (в т. ч. анализ в автоматическом режиме): - без турбулизации - с турбулизацией	 да нет	 нет нет	 не выполняется выполняется

Таблица 2. Практические варианты отбора проб на обогатительных фабриках

Варианты отбора точечных проб	**Число кусков $n_т$ и масса точечной пробы $q_т$**	**Среднеквадратические отклонения точечных проб и число $N_т$**	**Практическая реализация**
Многокусковой	$n_т > 1$ $q_т = n_т \cdot g f \rho d^3_{max}$	$N_т \neq 1$ $N_т$ невелико $S_т$	ручной – вычерпывание; ручной и механический – перелопачивание и перегрузка; механический – пробоотбиратели от потоков; автоматический – активационный, магнитный
Покусковой	$n_т = 1$ $q_т = f \rho d^3_{max}$	$N_т = 1$ $S_К$ $N_т >> 1$	теоретическое понятие отбор минимальной массы от однородного массива автоматический – лазерный пробой
Дробнокусковой	$n_т < 1$ $q_т = f \rho (p d_{max})^3$ $p < 1$	$N_т \neq 1$ $S_К$	ручной – метод молотка и совка; механический – баровые пробоотбиратели; автоматический – рентгенофлюоресцентный

Расчёт относительной случайной погрешности опробования партий выполняется по следующей формуле (в процентах)

$$P_{\alpha}^2=\frac{8V_{т}^2}{N_{т}}+\frac{K_{р}}{N_{под}}\left(\sum_{j=1}^{l}\frac{d_j^b\cdot d_{з}^{3-b}}{q_j}+\sum_{j=l+1}^{k}\frac{d_j^3}{q_j}\right)+\frac{1}{N_{ан}\cdot n_{нав}}\left(\frac{K_{р}\cdot d_{нав}^3}{q_{нав}}+P_{м}^2\right);$$

$$K_{р}=k_{и}\cdot\frac{c}{b+1}\cdot f\cdot\frac{\rho_{м}\beta_{м}}{\alpha}\cdot 10^{-5}.$$

Здесь $N_{т}$ – число точечных проб от партии; $N_{под}$ – число объединённых проб, подготовленных к анализу; $N_{ан}$ – число проанализированных проб; $V_{т}$ – коэффициент вариации точечных проб, %; $K_{р}$ – коэффициент, одинаковый для всех стадий подготовки пробы; $k_{и}$ – коэффициент, связанный с качеством работы исполнителя, $k_{и}\approx 2$; c – коэффициент, учитывающий нелинейность кумулятивной характеристики грансостава; b – коэффициент, характеризующий вкрапленность (b=0 при редкой вкрапленности, b=1,5 при неравномерной, b=2 при слоистой и b=3 для раскрытых продуктов); f – коэффициент формы кусков ($f\approx 0{,}40$); $\rho_{м}$ – плотность ценного минерала, кг/м^3; $\beta_{м}$ – массовая доля определяемого компонента в минерале, % или г/т; $d_{з}$ – размер максимальных зёрен минерала, мм; l – число стадий подготовки пробы, при которых $d>d_{з}$; k-l – число стадий подготовки пробы, при которых $d=d_{з}$; α – массовая доля определяемого компонента в руде; d_j – крупность пробы на j-ой стадии сокращения, мм; q_j – конечная масса на j-ой стадии сокращения, кг; $n_{нав}$ – число анализируемых навесок; $q_{нав}$ – масса навески, кг; $d_{нав}$ – максимальная крупность ценного минерала в навеске, d_{100}, мм; $P_{м}$ – погрешность метода анализа (без отбора навески для анализа) или аппаратурная погрешность,%.

Формула является универсальной для всей многооперационной технологии опробования. При покусковом и дробнокусковом отборе точечных проб коэффициент вариации $V_{т}$ заменяется на $V_{к}$. При автоматическом анализе точечных проб исключаются операции подготовки проб, при автоматическом покусковом анализе исключается отбор навески.

Формула позволяет:

1. Рассчитать случайную погрешность существующей точки опробования.
2. Оптимизировать параметры существующей или проектируемой технологии опробования.
3. Объяснить расхождения в результатах опробования между поставщиком и потребителем.

Погрешности опробования непосредственно проявляются при оценке текущей работы обогатительных фабрик:

1. В оценке показателей результатов обогащения.
2. В оценке качества партий при их отгрузке или получении.
3. В оценке потерь или избытков ценных компонентов.

Относительные случайные погрешности расчётных показателей на обогатительных фабриках определяются по структурно одинаковым формулам. В частности, для извлечения в концентрат ε_{β}:

$$P_{\varepsilon\beta}=\frac{1}{k_{\vartheta}-1}\cdot\sqrt{P_{\alpha}^2+\gamma_{\beta}^2\cdot P_{\beta}^2+\gamma_{\vartheta}^2\cdot P_{\vartheta}^2}.$$

Здесь $k_{\vartheta}=\alpha/\vartheta$ – контрастность разделения, д.ед., P_{α}, P_{β}, P_{ϑ} – относительные случайные погрешности опробования руды, концентрата и хвостов, %; γ_{β} и γ_{ϑ} – выходы концентрата и хвостов, д.ед.

Относительная погрешность невязки товарного баланса $P_{\Delta к}$:

$$P^2_{\Delta_к}=P^2_{к_\alpha}+\varepsilon^2_\beta\cdot P^2_{к_\beta}+\varepsilon^2_\vartheta\cdot P^2_{к_\vartheta}+2\sum_i r^2_i\cdot P^2_{к_i}.$$

Здесь $P_{к_\alpha}$, $P_{к_\beta}$, $P_{к_\vartheta}$, $P_{к_i}$ – относительные случайные погрешности определения массы ценного компонента в руде, концентрате, хвостах и в i-ой ёмкости, содержащей продукт с ценным компонентом входящим в расчёт невязки, %; ε_β, ε_ϑ, r_i – извлечения в концентрат, хвосты и i-ую ёмкость.

Все величины $P_к$ определяются по одинаковым формулам, в частности, для $P_{к_\alpha}$:

$$P^2_{к_\alpha}=P^2_м+\left(\frac{W}{1-W}\right)^2\cdot P^2_w+P^2_\alpha.$$

Здесь $P_м$, P_w, P_α – относительные случайные погрешности определения массы, влажности и массовой доли, %; W – влажность продукта, д.ед.

Полученные формулы позволяют находить допустимые невязки товарных балансов обогатительных фабрик и оценивать качество опробования.

Развитие теории опробования явилось основой для разработки новых технических решений для отбора и подготовки проб продуктов обогатительных фабрик. Разработано и выпускается новое оборудование для отбора и сокращения проб от сыпучих и пульповых продуктов, находящихся в переходном и движущемся состоянии:

– дисковые сократители-пробоотбиратели типа «СОД» для сыпучих продуктов в переходном состоянии (рисунок 1);

– станции опробования типа «СОК» для сыпучих продуктов в движущемся состоянии (рисунок 2) в том числе концентратов;

– станции опробования типа «СОП» для пульповых продуктов в движущемся состоянии (рисунок 3).



Рисунок 1. Сократитель дисковый типа «СОД»





Рисунок 2. Станция опробования типа «СОК»



Рисунок 3. Станция опробования типа «СОП»

Новое оборудование реализует высокочастотный комбинированный способ отбора проб, снижающий случайную погрешность результата опробования до величины 0,5% относительных, а также уменьшающий до незначимых величин вероятные и методические систематические погрешности.

Оборудование используется на предприятиях Российской Федерации и стран ближнего зарубежья. В таблицах 3 и 4 приведены сведения по его внедрению и эксплуатационные показатели работы.

Таблица 3. Сведения по внедрению нового оборудования для отбора и сокращения проб

Опробуемые продукты	Количество предприятий (организаций)	Количество внедренного оборудования, ед.		
		«СОД»	«СОК»	«СОП»
Руды и продукты обогащения черных и цветных металлов	15	20	11	58
Руды и продукты обогащения благородных металлов	16	14	1	53
Другие руды и продукты	5	12	-	5

Таблица 4. Эксплуатационные показатели нового оборудования для отбора и сокращения проб

Тип оборудования	Количество единиц оборудования	Эксплуатационные показатели		
		расчетный срок эксплуатации, лет	фактический срок эксплуатации, лет	неисправности за фактический срок эксплуатации (из них гарантийных случаев)
«СОД»	29	10	от 3 до 18	8 (3)
«СОК»	12	5	от 1 до 10	13 (7)
«СОП»	76	5	от 1 до 15	19 (9)

Разработки в области теории опробования явились основой для выполнения 22 научно-исследовательских работ для горно-обогатительных и горно-металлургических предприятий. По результатам работ в производство внедрено 29 методических и десятки технико-технологических рекомендаций. Подготовлена методическая основа для разработки нового поколения стандартов на опробование руд и продуктов обогащения.

Внедрение методических, технологических и технических решений, разработанных на базе современной теории опробования, приводит к снижению невязок товарных балансов для медно-цинковых обогатительных фабрик в 1,5 раза по меди и в 1,3 раза по цинку, для ЗИФ – в 1,6 раза по золоту и в 1,9 раза по серебру. Дана количественная оценка скрытых потерь и излишков ценных компонентов в продуктах обогащения. В отвальных хвостах одной из обогатительных фабрик зафиксированы скрытые излишки меди на величину до +70 т за месяц и скрытые излишки цинка на величину до +120 т за месяц. В питании процесса флотации той же фабрики обнаружены скрытые излишки золота величиной до 25 кг за месяц.

Разработанная теория опробования руд и продуктов обогащения является основой для создания обновленной методической, технологической и технической базы процессов опробования, позволяет повысить достоверность и правильность результатов опробования, снижает трудозатраты и улучшает систему управления качеством на горно-обогатительных и горно-металлургических предприятиях.

Theory of sampling ores and processing products

Kozin V.Z., Komlev A.S.

In the theory and practice of testing, a sufficient number of inexplicable situations and questions have accumulated to which there are no answers. The explanation of the controversial results and the change in the existing methodological base of sampling on the basis of modern theory made it possible to form a new approach to the technology and technique of testing.

НОВЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ ПРОЦЕССОВ ОБОГАЩЕНИЯ БЕДНЫХ ГРАФИТОВЫХ И КОМПЛЕКСНЫХ МЕДНО-МЫШЬЯКОВО-ОЛОВЯННО-ВОЛЬФРАМОВЫХ РУД*

А.В. Курков, С.И. Ануфриева, Х.К. Рахимов, Е.К. Бородина

ФГБУ «Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья им. Н.М. Федоровского», Москва, Российская Федерация

e-mail: kurkov@vims-geo.ru; anufrieva@vims-geo.ru; rakhimov@vims-geo.ru; borodina@vims-geo.ru

Разработаны усовершенствованная флотационная технология, обеспечивающая сохранность и извлечение чешуйчатого графита в качественный графитовый концентрат, и комбинированная технология селективного обогащения комплексных медно-мышьяково-оловянно-вольфрамовых руд с получением медного, вольфрамового, оловянного концентратов с применением новых технологических решений и реагентов.

Графит – аллотропная модификация углерода, используемая в различных отраслях промышленности. Основные разновидности: аморфный, чешуйчатый и кусковой. Наиболее распространенным методом обогащения является флотация [1].

Бедные графитовые руды имеют существенную долю в формировании запасов графита Российской Федерации [2]. Важным фактором наращивания запасов и освоения данного типа сырья является создание эффективных технологий его переработки.

Медь, олово и вольфрам входят в перечень основных видов стратегического минерального сырья, имеющего первостепенное значение для развития экономики страны. Среди месторождений комплексных руд, которые могли бы служить дополнительным источником получения всего комплекса этих стратегических металлов на базе отрабатываемых месторождений с попутными медью и вольфрамом, в количественном отношении преобладают касситерит-сульфидные руды [2]. Основная проблема обогащения комплексных касситерит-сульфидных руд заключается в низком извлечении как основного компонента олова, так и попутных - меди и вольфрама в товарную продукцию [3-5] из-за отсутствия эффективных технологических решений селективного разделения рудного комплекса, включающего такие минералы как арсенопирит, леллингит, турмалин, топаз, флюорит [3-5].

Целью исследований являлось создание условий сохранности чешуек графита в процессе флотационного обогащения труднообогатимых бедных графитовых руд и разработка технологии получения селективных концентратов меди, вольфрама и олова при комплексном обогащении медно-мышьяково-оловянно-вольфрамовой руды сложного минерального состава.

Объектами исследования являлись проба чешуйчатого графита с участка Неввашъяур и проба руды комплексных медно-мышьяково-оловянно-вольфрамовых руд.

Проба графитовой руды содержала плагиоклаз (46%), кварц (19%), калиевый полевой шпат (11%), пироксен (3%), амфибол (5%), биотит (4,5%), хлорит (1,0%), кордиерит (6%), гетит (1,0%). Содержание графита 2,61%, зольность 93,38%, серы общей 4,33%, железа общего 8,47%. Железо и сера повышают зольность графита.

* ***Работа выполнена при участии заведующей минералогическим отделом, доктора геолого-минералогических наук ФГБУ «ВИМС» Ожогиной Е.Г., ведущего специалиста минералогического отдела ФГБУ «ВИМС» Шуваловой Ю.Н., ведущего научного сотрудника, кандидата геолого-минералогических наук ФГБУ «ВИМС» Буровой Т.А.***

Графит (2,5%) имеет разнообразную морфологию, размеры от 0,07 до 0,5 мм. Преобладают широкие пластины (61%) в межзерновом пространстве кордиерита, тонкие пластины (33%) развиваются в участках скопления биотита. Раскрытие графита начинается с класса -1+0,5 мм (7%), продолжается в классе -0,5+0,315 мм (29,5%). Основное раскрытие в классе -0,315+0,1 мм (84,3%), сохраняются сростки (15,7%). В классе -0,1+0,071 мм раскрытие 97,2%, в классе -0,071+0,044 мм – 99,1%.

Руда труднообогатима из-за высокой зольности, тесного срастания графита с биотитом, сложной морфологии пластин, наличия графита в межплоскостном пространстве слюд, развития минералов зоны окисления (гетита, ярозита).

Проба медно-мышьяково-оловянно-вольфрамовой руды содержала, %: 0,74–Sn; 0,08–WO_3; 0,9–Cu. Основные компоненты примесей, %: As–2,49; F–3,85; SiO_2–66,24; Al_2O_3–13,82; CaO–1,5; P_2O_5–0,02 и Fe_2O_3–6,2.

Основные полезные минералы, %: касситерит (1,5), борнит (0,5), халькопирит (0,2). В руде также присутствуют слюда (9), арсенопирит и леллингит (5,6), турмалин (3), флюорит (2). Главные породообразующие минералы, %: кварц (47), топаз (19), плагиоклаз (7,5), калиевый полевой шпат (3), хлорит (3). Вредные примеси, осложняющие получение концентратов: арсенопирит, топаз, турмалин и флюорит. Борнит и халькопирит являются главными минералами меди, часто встречаются в сростках с другими минералами. Касситерит раскрывается в размере -0,315 мм (83%), борнит и халькопирит в -0,074 мм (85%). Вольфрамит встречается в единичных зернах в разных классах. Арсенопирит и леллингит наблюдаются в сростках. Руда имеет сложный в минеральный состав, включающий сульфиды мышьяка и трудновыделяемые породообразующие минералы: топаз, турмалин и флюорит.

Классическая схема обогащения графитовых руд имеет недостатки: тонкое измельчение руды, большое количество перечистных операций и сгущения, что делает её многооперационной и малоэффективной [6]. Предлагаемый подход включает: измельчение руды без полного раскрытия чешуек, классификацию чернового концентрата по крупности 0,1 мм, абразивное доизмельчение материала +0,1 мм в мельнице с керамическими шарами и раздельную дальнейшую флотацию продуктов крупностью +0,1 и -0,1 мм (рисунок 1).

Для флотационных исследований с учетом минерального состава пробы выбран набор реагентов: жидкое стекло, триполифосфат натрия, окислитель, сода до pH 8,5, а также смесь керосина, этилового спирта и МИБК в соотношении 1:1:1 в качестве комбинированного собирателя.

Полученные показатели по базовой схеме представлены в таблице 1.

По усовершенствованной технологии при обогащении материала крупностью +0,1 мм на стадии 3-ей перечистной флотации получен графитовый концентрат, содержащий 95,39% графитового углерода, 0,92% серы и 3,59% зольности с извлечением графита 46,70% от руды или 92,92% от продукта классификации крупностью +0,1 мм. Обогащение этого продукта проходит с высокой эффективностью. Результаты оптико-минералогических исследований графитового концентрата подтверждают сохранность чешуек графита (таблица 2). Данный концентрат соответствует требованиям высокосортных марок графита ГК-3, ГС-4 с зольностью менее 5% и марке П с зольностью менее 7% ГОСТа 17022-81.

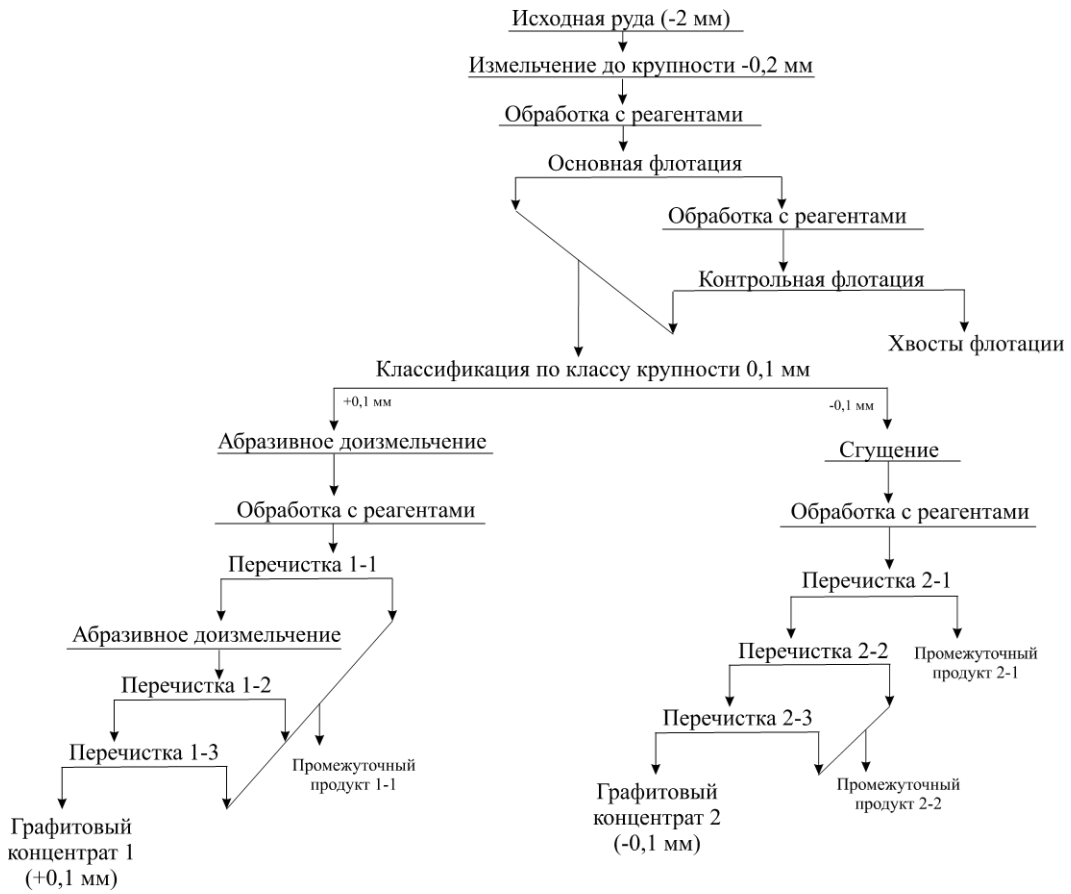


Рисунок 1. Разработанная схема обогащения бедных графитовых руд

Таблица 1. Технологические показатели флотационного обогащения

Наименование продукта	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %		
		C_g	$S_{общ}$	зольность	C_g	$S_{общ}$	зольность
Графитовый концентрат 1 (+0,1 мм)	1,28	95,39	0,92	3,59	46,70	0,27	0,05
Промежуточный продукт 1-1	0,70	13,30	8,59	77,08	3,56	1,39	0,58
Надрешетный продукт	1,98	66,37	3,63	29,57	50,26	1,66	0,63
Графитовый концентрат 2 (–0,1 мм)	1,61	63,77	13,84	24,63	39,27	5,14	0,42
Промежуточный продукт 2-1	2,69	0,88	5,77	90,69	0,91	3,58	2,61
Промежуточный продукт 2-2	0,89	7,24	16,91	73,90	2,46	3,47	0,70
Подрешетный продукт	5,19	21,48	10,18	67,32	42,64	12,20	3,74
Черновой графитовый концентрат	7,17	33,88	8,37	56,89	92,90	13,86	4,37
Хвосты контрольной флотации	92,83	0,20	4,02	96,20	7,10	86,14	95,63
Объединенный графитовый концентрат	2,89	77,77	8,12	15,31	85,97	5,42	0,47
Исходная руда	100,00	2,61	4,33	93,38	100,00	100,00	100,00

Таблица 2. Результаты оптико-минералогических исследований графитового концентрата

Содержание пластин графита в разных классах (мм) в концентрате крупностью +0,1 мм, %					
0,8-0,5	0,5-0,3	0,3-0,2	0,2-0,1	<0,1	Сумма
7,6	43,4	28,0	21,0	-	100

При обогащении материала крупностью -0,1 мм на стадии 3-ей перечистной флотации получен графитовый концентрат, содержащий 63,77% графитового углерода, 13,84% серы и 24,63% зольности с извлечением графита 39,27% от руды или 92,10% от продукта классификации крупностью -0,1 мм. Основная масса графитового концентрата крупностью -0,1 мм

представлена мелкими обломками пластинок графита. При этом извлечение графита в объединенный концентрат составляет 85,97% от руды при содержании графитового углерода в нем 77,77%, серы 8,12% и зольности 15,31%, что соответствует маркам графита литейного ГЛ-2,3 и ГЛС-2,3,4.

Разработанная технология позволяет повысить эффективность флотационного обогащения бедных труднообогатимых мелковкрапленных чешуйчатых графитовых руд. Разработанные при этом технологические решения могут быть использованы при технологическом сопровождении геологоразведочных работ по поиску графитового сырья и совершенствовании процессов его переработки. Осуществление данной технологии проводится на стандартном оборудовании с использованием в основной части отечественных реагентов.

Для разработки комбинированной технологии селективного обогащения комплексных медно-мышьяково-оловянно-вольфрамовых руд с получением медного, вольфрамового, оловянного концентратов была выбрана единая начальная крупность в соответствии с крупностью раскрытия касситерита -0,315 мм. С целью минимального образования шламов предложено стадиальное дробление и измельчение с предварительным и контрольным грохочением руды по классу крупности -0,315 мм.

В голове процесса осуществляется цикл медной флотации с получением товарного медного концентрата. Основной задачей данного цикла является разделение сульфидных медных и мышьяковых минералов. Для решения этой задачи был разработан реагентный режим с подачей извести до значения pH 11,0, окислителя, жидкого стекла, комбинированного собирателя на основе М-ТФ-421 и МИБК. Перед флотацией производили аэрацию пульпы. Флотация велась при значении pH 9,0-10,0. Концентрат основной и контрольной флотации доизмельчали до крупности -0,1 мм и далее проводили четыре перечистные операции с предварительной агитацией с вышеуказанными реагентами.

Далее проводился цикл мышьяковой флотации в стандартном режиме при значении pH 5,5-6,0 с подачей собирателя бутилового ксантогената калия и пенообразователя МИБК.

Хвосты сульфидного цикла поступали на высокоинтенсивную мокрую магнитную сепарацию при напряжённости поля 1 Тл с последующей перечисткой магнитной фракции при напряженности поля 0,6 Тл.

Полученный железо-вольфрамовый продукт направлялся в доводочный цикл гравитационного обогащения, далее концентрат стола после сушки поступал на доводку сухой магнитной сепарацией при напряженности 0,5 Тл с получением чернового вольфрамового концентрата. Все продукты от переработки магнитной сепарации при 0,6 Тл направляются в отвальные хвосты. Немагнитная фракция сухой магнитной сепарации при 0,5 Тл является низкосортным оловянным продуктом. Задачей этого цикла является получение чернового вольфрамового концентрата с частичным выделением железосодержащих минералов, затрудняющих проведение последующих стадий обогащения.

Немагнитная фракция мокрой магнитной сепарации при 1 Тл направлялась на операцию классификации с получением классов крупности -0,315+0,1; -0,1+0,025 мм и шламов крупностью -0,025 мм. Шламы направлялись в отвал.

Фракция крупностью -0,315+0,1 мм, наиболее благоприятная для гравитационного обогащения направлялась на концентрационный стол. Фракция крупностью -0,1+0,025 мм поступала на флотационное обогащение касситерита. Для флотации касситерита был разработан специальный трехкомпонентный комбинированный собиратель на основе жирных кислот. В качестве депрессора при флотации касситерита использовали кремнефтористый натрий и комбинированный депрессор на основе жидкого стекла. Флотацию вели при значении pH 3,5-4,0.

Разработанная схема селективного обогащения медно-мышьяково-оловянно-вольфрамовой руды представлена на рисунке 2. Технологические показатели приведены в таблице 3.

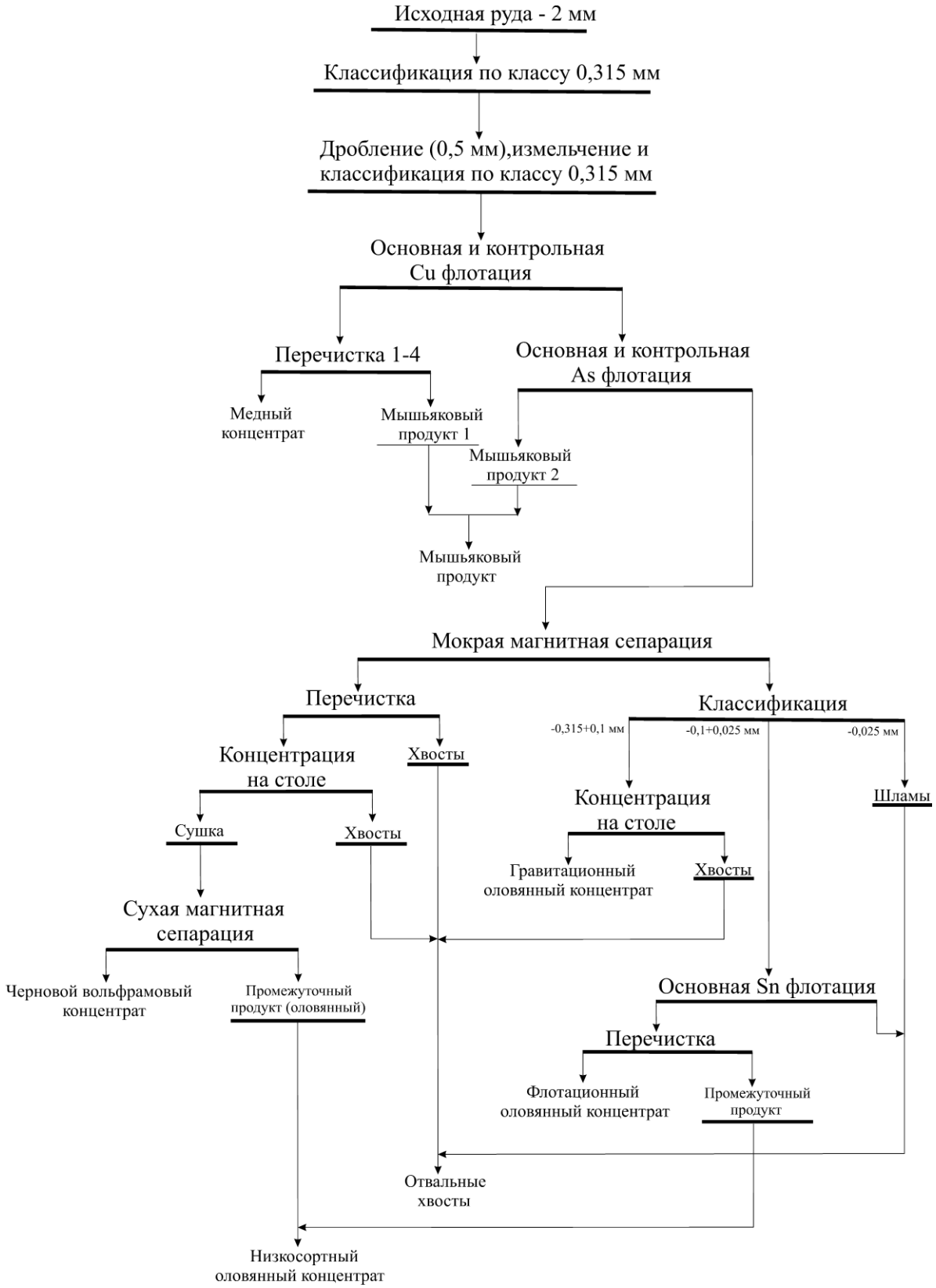


Рисунок 2. Технологическая схема селективного обогащения медно-мышьяково-оловянно-вольфрамовой руды

Таблица 3. Технологические показатели флотационно-магнитно-гравитационного обогащения

Наименование продукта	Выход, %	Содержание, %					Извлечение, %				
		Cu	Sn	WO_3	As	$S_{общ.}$	Cu	Sn	WO_3	As	$S_{общ.}$
Медный концентрат	1,47	48,50	1,54	0,02	5,83	22,16	78,92	3,06	0,45	3,43	37,23
Мышьяковый продукт 1	5,81	2,04	0,35	0,04	20,94	6,60	13,15	2,73	2,53	48,77	43,98
Мышьяковый продукт 2	4,25	1,38	0,52	0,02	25,06	2,53	6,51	2,99	1,32	42,65	12,31
Суммарный мышьяковый продукт	10,06	1,76	0,42	0,02	22,68	4,88	19,65	5,72	3,85	91,42	56,30
Хвосты мышьяковой флотации (питания вольфрамового цикла)	88,48	0,01	0,76	0,09	0,15	0,06	1,42	91,22	95,70	5,15	6,47
Немагнитная фракция ММС вольфрамового цикла	2,65	0,01	0,42	0,21	0,11	0,03	0,04	1,50	6,86	0,12	0,08
Хвосты гравитационного обогащения вольфрамового цикла	2,00	0,01	0,08	0,08	0,06	0,03	0,03	0,20	1,88	0,05	0,06
Вольфрамовый продукт (магнитная фракция СММ)	0,27	0,01	0,46	13,20	0,16	0,06	0,003	0,17	44,55	0,02	0,02
Немагнитная фракция СММ вольфрамового цикла	0,08	0,07	4,24	4,15	0,70	0,10	0,01	0,48	4,26	0,02	0,01
Шламы 0,025 мм	21,05	0,03	0,46	0,07	0,49	0,20	0,58	13,12	16,97	4,14	4,83
Немагнитная фракция (питания оловянного цикла)	62,42	0,01	0,90	0,03	0,03	0,02	0,75	75,74	21,17	0,80	1,47
Оловянный к-т гравитационный +0,1 мм	0,75	0,05	47,79	0,11	0,77	0,08	0,04	48,31	1,04	0,23	0,06
Хвосты грав. обогащения +0,1 мм (оловянного цикла)	45,19	0,01	0,03	0,02	0,01	0,02	0,51	2,00	14,01	0,27	1,02
Оловянный к-т флотационный -0,1 мм	0,36	0,03	46,80	0,23	0,68	0,07	0,01	23,09	1,02	0,10	0,03
Промпродукт -0,1 мм	0,27	0,03	4,17	0,06	0,38	0,03	0,01	1,51	0,19	0,04	0,01
Низкосортный оловянный концентрат (НМФ (СМС)+Промпродукт -0,1 мм)	0,35	0,04	4,19	1,03	0,46	0,05	0,01	1,99	4,45	0,06	0,02
Хвосты оловянной флотации -0,1 мм	15,85	0,01	0,04	0,02	0,03	0,02	0,18	0,83	4,91	0,17	0,35
Отвальные хвосты	86,74	0,01	0,15	0,04	0,14	0,06	1,36	17,66	44,64	4,74	6,34
Исходная руда	100,00	0,90	0,74	0,08	2,49	0,87	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
Итоговые результаты получения оловянного концентрата											
Оловянный к-т гравитационный +0,1 мм	0,75	0,05	47,79	0,11	0,77	0,08	0,04	48,31	1,04	0,23	0,06
Оловянный к-т флотационный -0,1 мм	0,36	0,03	46,80	0,23	0,68	0,07	0,01	23,09	1,02	0,10	0,03
Низкосортный оловянный к-т (НМФ+Промпродукт -0,1 мм)	0,35	0,04	4,19	1,03	0,46	0,05	0,01	1,99	4,45	0,06	0,02
Суммарный оловянный концентрат	1,46	0,04	37,09	0,36	0,67	8,32	0,06	73,39	6,50	0,39	0,11

В результате обогащения получен медный концентрат, содержащий 48,5% меди с извлечением 78,92%, суммарный мышьяковый продукт, содержащий 22,68% мышьяка с извлечением 91,42%, черновой вольфрамовый концентрат, содержащий 13,2% триоксида вольфрама с извлечением 44,55%, гравитационный оловянный концентрат, содержащий 47,79% олова с извлечением 48,31%, флотационный оловянный концентрат, содержащий 46,8% олова с извлечением 23,09% и низкосортный оловянный концентрат, содержащий 4,19% олова с извлечением 1,99%. Объединенный оловянный концентрат содержит 37,09% олова с извлечением 73,39%. Разработанный трехкомпонентный собиратель при флотации материала крупностью -0,1+0,025 мм обеспечил степень концентрирования олова более 40 с извлечением 90,8% от операции.

Разработанная технология обогащения медно-мышьяково-оловянно-вольфрамовой руды позволяет эффективно разделить сложный минеральный комплекс медно-мышьяково-оловянно-вольфрамовой руд с получением селективных медного, оловянного и вольфрамового концентратов с высокими технологическими показателями для данного типа руд.

Список использованных источников

1. A Mini Review on Flotation Techniques and Reagents Used in Graphite Beneficiation – N. Vasumathi (CSIR National Metallurgical Laboratory Madras Centre, CSIR Madras Complex Taramani, Chennai 600113, India) et al. – Hindawi International Journal of Chemical Engineering, Volume 2023, Article ID 1007689, 15 pages (https://doi.org/10.1155/2023/1007689).
2. Государственный доклад «О состоянии и использовании минерально-сырьевых ресурсов Российской Федерации в 2022 году». Министерство природных ресурсов и экологии Российской Федерации Федеральное агентство по недропользованию (Роснедра). Москва. ФГБУ «ВИМС». 2023. С. 493-506.
3. Angadi S. I., Sreenivas T., Ho-Seok Jeon, Sang-Ho Baek, and Mishra B. K. A review of cassiterite beneficiation fundamentals and plant practices, Minerals Engineering, 2015, Vol. 70. – P. 178 – 200.
4. Experimental study on beneficiation of a cassiterite sulphide ore – Zhang Hui-fe (2014 Mining and Metallurgy) – Веб-адрес: https://oa.mg/work/2382771399.
5. Siqing Liu, Min Zhang, Baoxu Song, Wanping Wang. Beneficiation of a Cassiterite-Polymetallic Sulphide Ore. Advanced Materials Research Vol 511 (2012), pp 134-137.
6. A review of graphite beneficiation techniques – S. Chehreh Chelgani (Helmholtz-Zentrum Dresden – Rossendorf, Helmholtz Institute Freiberg for Resource Technology, Halsbrücker Straße 34, 09599 Freiberg, Germany) et al. – Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review, DOI: 10.1080/08827508.2015.1115992.

New technological solutions for beneficiation processes of lean graphite and complex copper-arsenic-tin-tungsten ores

Kurkov A.V., Anufrieva S.I., Rakhimov H.K., Borodina E.K.

An improved flotation technology has been developed to ensure the texture preservation and extraction of flake graphite to produce high-quality graphite concentrate, and a combined technology for the selective beneficiation of complex copper-arsenic-tin-tungsten ores to produce copper, tungsten, and tin concentrates using new technological solutions and reagents.

НАУЧНЫЕ ОСНОВЫ ИНФОРМАЦИОННЫХ МЕТОДОВ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ОБОГАЩЕНИЯ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

Е.Ф. Цыпин[1], Т.Ю. Овчинникова[1], Т.А. Ефремова[2]

[1] ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Российская Федерация
[2] АО «Уралмеханобр» г. Екатеринбург, Российская Федерация
e-mail: tsipin.e@mail.ru; tatyana.ovchinnikova@m.ursmu.ru

Создание на базе информационных методов предварительного обогащения передовых энергосберегающих технологий переработки минерального сырья обусловливает необходимость развития теоретических основ как предварительного обогащения в целом, так и информационных методов в частности.

Современная концепция развития рудоподготовки сформулирована В.И. Ревнивцевым [1]. Единство технологий, применяемых в горной промышленности при разведке месторождений полезных ископаемых, добыче их из недр и первичной переработке, определяется общей целью – концентрированием полезных компонентов, причём, последовательное концентрирование на всех этапах горного производства связано с понятием фаз. Фазами считают отличающиеся по размерам и по степени организации материи категории минерального вещества, поэтому минеральные вещества земной коры необходимо сначала дезинтегрировать, а затем, по возможности, и разделить эти фазы.

Фазы отличаются друг от друга содержанием полезных компонентов, а их разделение ведётся либо на основе различий содержаний компонентов, либо связанных с содержаниями физическими, химическими, физико-химическими свойствами (признаками разделения). Так, фазы при поиске месторождений на первом этапе концентрирования – это геохимические аномалии с более высокой и более низкой, по сравнению со средней геохимической, концентрацией некоторых элементов или минералов. В месторождении выделяют монолитные тела горных пород, с некоторыми из которых связан полезный компонент (тогда такие тела называют рудными – это одна из фаз), и массы почв, глин и других немонолитных образований вместе с монолитными телами горных пород, не содержащих полезных компонентов – это другая фаза. Традиционная задача горных работ состоит в отделении рудных тел от прочих тел и масс горных пород – это второй этап концентрирования. Он реализуется как селективной добычей, так и валовой выемкой горной массы. Вместе с рудными телами из недр извлекают как прослойки пустой породы, расположенные внутри них, так и часть безрудных тел. В ходе горных работ безрудные тела горных пород отделяются и складируются в отвал, а рудные образования с прослойками пустой породы (рудная масса или сырая руда) направляются в дальнейшую переработку.

В рудоподготовительных операциях, в традиционных для настоящего времени технологиях – дроблении, грохочении, измельчении, классификации, раскрытие минерального вещества на мономинеральные и породную фазы осуществляется без фиксации этапа отделения агрегатов рудных минералов от породы.

К настоящему времени наиболее богатые месторождения отработаны, в переработку вовлекаются более бедные и забалансовые руды. То есть, степень концентрации на первых этапах существенно снизилась. Всё это привело к значительному снижению содержания полезных компонентов в рудах, поступающих на обогащение. С другой стороны, в силу известного изменения цен на энергоносители, значительно возросла доля затрат на передел измельчения, обеспечивающего раскрытие минерального вещества на минеральные фазы. Кроме того, в

переработку всё чаще вовлекаются руды новых, зачастую удалённых от обогатительных фабрик, месторождений. Следовательно, возникает потребность в промежуточном переделе между горным и обогатительным производством, способном компенсировать ухудшение качества руд, поступающих на обогащение.

Этот передел – рудоподготовка в широком смысле слова, охватывает ряд процессов, в идеальном варианте это комплексная система управления качеством руды с единой информационной и методологической базой, а также с включением в её состав технологий первичного (предварительного) обогащения.

В [1] даётся такое определение рудоподготовки: «Под рудоподготовкой на современном этапе необходимо понимать комплекс операций, охватывающих все технологические процессы после вскрытия месторождений, проведения и крепления горных выработок и до раскрытия минералов при измельчении в обогатительном переделе, обеспечивающих получение из горной массы товарной руды для прямой химико-металлургической переработки или кондиционной руды для обогащения».

Предварительное обогащение – это часть рудоподготовки, рассматриваемая как совокупность процессов разделения горной массы на рудную массу и безрудные тела, дезинтеграции (дробления) рудной массы, подготовки с получением технологических классов крупности и с интенсификацией различий в физических свойствах компонентов, разделения рудной массы на продукты с преобладанием агрегатов рудных минералов (их может быть несколько) и породную массу, причём, перечисленные процессы могут начинаться после отделения горной массы от массива и заканчиваться до первых, предназначенных для раскрытия минералов, операций.

В зависимости от специфики руды, раскрытия фаз, содержания компонентов, обогатимости, кондиций на конечную продукцию обогатительного передела с помощью предварительного обогащения могут решаться следующие технологические задачи [2]: удаление породной массы в крупнокусковом виде; выделение крупнокусковых кондиционных концентратов; разделение на технологические типы и сорта, перерабатываемые в дальнейшем по различным технологическим схемам и режимам; удаление вредных для последующих технологий пород и минералов.

Горно-геологические факторы (неравномерность разделения и содержание ценных компонентов в рудном теле, физико-механические свойства фаз рудного целика, способы отбойки горной массы и способы дробления) предопределяют раскрытие компонентов в переделе предварительного обогащения и решаемую им технологическую задачу. Показатель раскрытия должен характеризовать готовность руды к решению той или иной технологической задачи при предстоящем разделении и учитывать характер распределения содержаний компонентов по кускам или порциям, в его качестве может быть использован предельный выход продукта заданного качества. Раскрытие может меняться на различных этапах рудоподготовки, благоприятным для предварительного обогащения вариантом является достижение эффективного раскрытия фаз при отбойке горной массы от целика, неблагоприятным – при измельчении перед глубоким обогащением. Выигрыш в дополнительном раскрытии минеральных комплексов руды по стадиям дробления чаще всего не очевиден.

В предварительном обогащении в качестве основных, собственно обогатительных, используют следующие группы методов: разрушающие, прямые физико-механические, информационные (используются также терминологические синонимы этих методов: сенсорные, автоматические, электронные, радиометрические и др.) [3]. Они отличаются характером использования различий в физических свойствах компонентов.

При использовании разрушающих методов предварительного обогащения производится целенаправленное формирование фракционных характеристик материала, эффективность которого целесообразно определять по соотношению интегральных оценок неоднородности содержания компонента по фракциям, в частности, по фракциям крупности.

В информационных методах возможно не только определение фракционного состава, но и его формирование благодаря объединению признаков и содержаний компонентов в комбинированные признаки и параметры разделения с помощью информационных (алгебраических, логических и прочих) процедур.

Теоретические основы информационных (радиометрических) методов обогащения сформулированы отечественными учёными: Мокроусовым В.А. [4, 5], Лилеевым В.А. [5], Плаксиным И.Н., Старчиком Л.П. [6], Ревнивцевым В.И., Рыбаковой Т.Г. и Леманом Е.П. [7], Татарниковым А.П. [8, 9], Скриниченко Л.А и Кошелевым И.В. [9], Архиповым О.А. [4, 10], Лаговым Б.С. [11], Фёдоровым Ю.О. [12], Шемякиным В.С. [13], Литвинцевым Э.Г. [14] и др.

Информационным методам обогащения (радиометрическому, радиорезонансному, рентгенорадиометрическому, рентгеноабсорбционному, фотонейтронному, фотометрическому, рентгенолюминесцентному и т.п.) свойственно использование информационных процедур, участвующих в разделении. Это операции измерения, преобразования и анализа информации, принятия решения об удалении и т.д. Элементарный акт разделения при сепарации информационными методами коренным образом отличается от элементарного акта прямых физико-механических процессов [2].

Для получения информации от сортируемого материала используются физические эффекты взаимодействия электромагнитного излучения и потоков элементарных частиц с веществом. Применяемые методы используются для измерения свойств компонентов на разных уровнях организации материи.

Особенностями информационных методов являются: наличие операций измерения информации, причём, при необходимости, по нескольким признакам; формирование признаков разделения, весьма близких к содержаниям полезных компонентов или коррелированных с ними; возможность измерения содержаний нескольких компонентов; возможность оценки (сколь угодно сложного комбинирования) информации; возможность принятия решения об удалении по сложным (в том числе условным) алгоритмам; наличие в процессе не менее двух последовательно выполняемых операций (операция информационного измерения, преобразования и принятия решения, операция удаления порции из потока).

Отличие прямых физико-механических и информационных групп методов состоит в том, что в них по-разному формируется силовое воздействие на частицу в потоке разделения, а граница разделения настраивается: в прямых физико-механических процессах – механическими делительными устройствами (шиберами, заслонками, перегородками, затворами, насадками, разгрузчиками и т.п.), в информационных – сигналами задания.

Непосредственное использование различий в физических, физико-химических и химических свойствах минералов характерно для прямых методов обогащения. К ним относятся гравитационные, магнитные, электрические, флотационные, специальные (по трению и упругости) и тому подобные.

В процессах прямого физико-механического разделения поведение частиц определяется воздействием силы той же природы, что и свойство разделения, причём, действие этой силы проявляется непосредственно при взаимодействии частиц с полем, со средой разделения, с поверхностью разделения и т.п., а её величина пропорциональна величине признака разделения частицы. В результате силового воздействия или взаимодействия частиц со средой, с

поверхностью разделения, с носителем частиц и т.п. изменяются траектории движения частиц либо происходит закрепление отделяемых частиц на носителях. Воздействию разной интенсивности могут подвергаться все частицы, содержащие выделяемый компонент.

Почти все свойства, используемые в прямых методах разделения, и ряд дополнительных свойств могут быть измерены, а информация о них по каждой частице может быть использована для её перемещения в один из продуктов разделения – это другой механизм разделения. То есть одни и те же свойства минералов могут использоваться для разделения частиц, как непосредственно, так и с использованием информации об этих свойствах всех разделяемых частиц (порций).

В последнем случае информация необходима для каждой разделяемой порции (частицы) и только по ней принимается решение об удалении конкретной порции. При этом силовое воздействие избирательно, оно распространяется лишь на те частицы, для которых принято решение об удалении.

Характеристики (свойства) вещества, используемые для измерений в информационных методах, определяются элементным, изотопным, минеральным составом, особенностью текстуры и структуры, характером минерализации, состоянием поверхности и многими другими факторами.

Информационные методы отличает от прочих несколько свойственных только им весьма ценных возможностей. Среди них: возможность разделения по признакам, весьма тесно связанным с содержаниями элементов; возможность использования комплексных разделительных признаков, обеспечивающих качественную идентификацию минеральных фаз; возможность учёта в алгоритмах принятия решения содержаний нескольких элементов с учётом их промышленной ценности; возможность использования при разделении в одной технологической операции различий разделяемых фаз в нескольких физических свойствах, что в прямых методах обогащения или просто невозможно, или требует развёрнутых технологических схем.

Природное свойство минерала, используемое для обогащения, является признаком разделения. Если для обогащения используется несколько природных свойств, эти свойства могут объединяться в комбинированный признак разделения.

Если к переделу предварительного обогащения природные свойства способствуют формированию специфических свойств или характеристик кускового материала, с использованием которых возможно концентрирование, то признаком разделения является не природное, а сформировавшееся при проведении горных работ, свойство.

Для информационных процессов обогащения признаки разделения – это все инструментально измеряемые свойства и математически преобразованные характеристики вещественного состава минералов и горных пород. В этих процессах часто несколько признаков объединяются в комбинированный признак, повышающий эффективность распознавания минералов, точность определения содержания компонентов.

Если природные свойства используются для получения в результате какого-либо специального воздействия новых характеристик компонентов, а сами воздействия осуществляются в переделе предварительного обогащения с использованием отдельных операций, то вновь приобретённые свойства, новые характеристики или их комбинации являются вторичными признаками разделения, по которым ведётся разделение. Приёмы формирования вторичных признаков используют для улучшения показателей предварительного обогащения.

Широким разнообразием отличаются способы изменения свойств минеральных фаз как при поверхностных, так и при объёмных воздействиях. Электрохимические, химические,

физические, радиационные и прочие воздействия могут изменить оптические, электрические свойства, смачиваемость поверхности минералов и т.д.

Истинные значения признака разделения для каждого куска определяются с некоторой погрешностью, вызванной неидеальностью измерения любой физической величины. Многократные измерения дают отличающиеся друг от друга результаты. Каждый результат измерения признака – это частная оценка признака разделения. Частные и средние значения оценки и колебания оценки признака для одного и того же куска зависят от характера минерализации куска, контраста свойств элементов или минералов куска и их плотностей, геометрии измерения, чувствительности измерительной системы и ряда других факторов.

Каждые минерал, изотоп или элемент (в общем случае компонент) обладают характерными для них свойствами. В куске или другой порции минерального сырья могут присутствовать несколько компонентов. Если значение измеряемого свойства куска является усреднённой функцией значений этого свойства нескольких компонентов, то данное свойство следует считать интегральным, которому соответствует интегральный признак разделения. Если признак разделения связан с уникальным свойством компонента, а у прочих компонентов оно не проявляется, то свойство и соответствующий признак следует считать дифференциальным, что даёт при разделении значительные преимущества.

Предварительное обогащение не может включать в себя многооперационные схемы, к примеру, в большинстве случаев схема с информационной сепарацией должна состоять из одной-двух последовательных операций. Очевидно, что преобладающим является вариант коллективной информационной сепарации, редкими вариантами – селективная сепарация с выделением одного-двух концентратов компонентов либо сочетание в какой-либо последовательности двух сепараций – коллективной и селективной.

Параметр разделения является функцией содержаний или коррелированных с ними и физических свойств компонентов. Его введение необходимо для особого случая предварительного обогащения, который представляют многокомпонентные руды.

Прямое измерение содержаний нескольких компонентов позволяет использовать сложные параметры, получаемые с помощью арифметических или логических процедур. Впервые Э.Г. Литвинцев в работе [14] назвал разновидности параметров разделения алгоритмами применительно к радиометрической сепарации. Были проанализированы два типа алгоритмов разделения и соответствующих им параметров разделения R и Z. Алгоритм в данном случае – это процедура отнесения куска к хвостам или концентрату по величине измеренного параметра разделения.

Из анализа режимов процессов предварительного обогащения по потокам питания и удаления следует, что наиболее селективными являются процессы с покусковыми режимами удаления, т.к. эти элементы потока обладают наибольшей контрастностью по содержанию компонента. Такие режимы характерны для информационных методов, поэтому из информационных процессов сепарация с покусковым удалением обеспечивает лучшие технологические показатели. Информационные процессы в порционных режимах малоселективны, хотя более экономичны и производительны, а потому, применимы для очень бедных руд или при разделении руды на технологические типы или сорта.

Одним из операторов, преобразующих фракционный состав продукта разделения, является сепарационная характеристика аппарата или процесса. Сепарационная характеристика, присущая аппаратам информационных методов обогащения, имеет отличительные особенности [3, 15]. Сепарацию можно рассматривать как последовательность двух операций: первая – это определение значения признака разделения частицы и принятие решения об удалении,

вторая – удаление частицы из потока. Вероятность отнесения частицы с истинным значением признака разделения к хвостам или концентрату по результатам измерения этого признака зависит, во-первых, от совершенства измерительной и питающей системы и, во-вторых, от настройки сепаратора, то есть от заданной границы.

Сепарационная характеристика аппарата для информационных методов может быть описана как произведение вероятности отнесения частицы с истинным значением признака разделения к нужному продукту по результатам измерения признака разделения на вероятность правильного отбора куска в нужный продукт. При комбинировании признаков и содержаний в информационных методах появляется возможность использования сепарационных характеристик с целенаправленно изменяемой, сколь угодно сложной, границей разделения, благодаря чему становится возможным разделение сырья, требующего многооперационной схемы разделения с границами по отдельным признакам, в одну операцию по единой границе, аппроксимирующей все элементарные границы.

Обогатимость в стадиях рудоподготовки следует рассматривать как характеристику и раскрытия компонентов в руде, и пригодности сырья к решению конкретной технологической задачи. Обогатимость руды может изменяться в ходе рудоподготовки, причём, в предварительном обогащении некоторыми информационными методами целенаправленно.

Фракционный состав руды, подвергаемой предварительному обогащению с использованием информационных методов, может быть целенаправленно сформирован с целью улучшения обогатимости. В основе формирования нового фракционного состава лежит использование новых признаков разделения руды, которые получают либо объединением элементарных признаков в более эффективный комбинированный, либо различного рода специальными воздействиями, изменяющими малоэффективные для разделения первичные признаки на более эффективные вторичные.

Предельная обогатимость многокомпонентных руд при предварительном обогащении с целью получения коллективных хвостов уменьшается с увеличением числа ценных компонентов, причём, эта тенденция усиливается с уменьшением корреляционной связи между содержаниями компонентов. Предельная обогатимость многокомпонентных руд, также, как и однокомпонентных, зависит от содержания компонентов и улучшается при увеличении положительной асимметрии распределений всех компонентов.

На уровне оценки предельной обогатимости по содержанию компонентов, благодаря объединению содержаний нескольких компонентов в комплексный параметр содержаний, фракционный состав многокомпонентной руды может быть приведён к одномерному с комплексным параметром. Формирование нового фракционного состава с комплексным параметром разделения по содержанию компонентов позволяет его оптимизировать. Целенаправленное изменение фракционных характеристик по содержаниям компонентов может осуществляться изменением коэффициентов при содержаниях в *R*-алгоритмах. Варьирование коэффициентов позволяет оптимизировать фракционный состав, добиваясь максимального выхода хвостов при коллективном разделении.

Возможно целенаправленное формирование сложных границ разделения, реализуемых в одном аппарате предварительного обогащения либо за счёт совмещения двух последовательных и независимо регулируемых технологических операций разделения по разным признакам разделения, либо за счёт измерения нескольких признаков, их информационного преобразования в комбинированные признаки и нахождения границы разделения как функции (алгебраической или логической) нескольких признаков. Граница разделения изменением её параметров

оптимизируется по одному из технологических критериев, например, максимум хвостов заданного качества.

Модуль шкалы и эффективность грохочения перед информационной сепарацией оказывают влияние на технологические показатели обогащения, если разделение ведётся по количеству полезного компонента.

В информационных сепараторах показатели разделения зависят от вида продукта, выделяемого (удаляемого) из потока. Для всех вариантов покусковых распределений содержаний компонента самые бедные хвосты могут быть получены при отборе в удаляемый продукт кусков со значением аналитического параметра меньше порогового.

Предварительное обогащение с использованием информационных методов даёт ряд экономических и экологических преимуществ. Роль информационных методов в предварительном обогащении в дальнейшем будет неуклонно возрастать благодаря быстрому развитию электроники, компьютеризации, роботизации и использованию искусственного интеллекта.

Список использованных источников

1. Подготовка минерального сырья к обогащению и переработке / В.И. Ревнивцев, Е.И. Азбель, Е.Г. Баранов, В.М. Изоитко [и др.]. М.: Недра, 1987. 307 с.
2. Цыпин Е.Ф. Предварительное обогащение // Известия вузов. Горный журнал. 2001. № 4-5. С. 82-104.
3. Цыпин Е.Ф. Информационные методы обогащения полезных ископаемых: учебник. Москва. Ай Пи Ар Медиа, 2021. – 277 с.
4. Мокроусов В.А., Гольбек Г.Р., Архипов О.А. Теоретические основы радиометрического обогащения радиоактивных руд. М.: Недра, 1968. 162 с.
5. Мокроусов В.А., Лилеев В.А. Радиометрическое обогащение нерадиоактивных руд. М.: Недра, 1979. 192 с.
6. Плаксин И.Н., Старчик Л.П. Ядерно-физические методы контроля вещественного состава. Ядерные реакции и активационный анализ М.: Наука, 1966. 204 с.
7. Ревнивцев В.И., Рыбакова Т.Г., Леман Е.П. Рентгенорадиометрическое обогащение комплексных руд цветных и редких металлов. М.: Недра, 1990. 120 с.
8. Татарников А.П. Ядерно-физические методы обогащения полезных ископаемых. М.: Атомиздат, 1974. 144 с.
9. Скриниченко М.Л., Татарников А.П., Кошелев И.В. Электронные методы обогащения руд // Цветные металлы. 1973. №8. С. 58-63.
10. Архипов О.А. Радиометрическая обогатимость руд при их разведке. М: Недра, 1985. 144 с.
11. Лагов Б.С., Лагов П.Б. Радиометрическая сортировка и сепарация твёрдых полезных ископаемых. М.: Учёба, 2007. 155 с.
12. Опыт и практика рентгенорадиометрической сепарации руд / Ю.О. Федоров, И.У. Кацер, О.В. Коренев, В.А. Короткевич [и др.] // Известия вузов. Горный журнал. 2005. № 5. С. 21-37.
13. Шемякин В.С. Рудоподготовка и комплексное использование алюминийсодержащего сырья // Известия вузов. Горный журнал. 1993. № 10. С. 130-158.
14. Литвинцев Э.Г. Критерии технологической эффективности крупнокускового обогащения однокомпонентных руд // Обогащение руд. 1985. № 3. С. 8-10.
15. Цыпин Е.Ф., Овчинникова Т.Ю., Ефремова Т.А., Зиятдинов С.В. Получение экспериментальной сепарационной характеристики рентгенофлуоресцентного сепаратора для окисленной медной руды // ГИАБ. 2023. № 12-1. С. 164-176.

Scientific bases of information methods of mineral raw materials preliminary concentration

Tsypin E.F., Ovchinnikova T.Yu., Efremova T.A.

The creation of advanced energy-saving technologies for processing mineral raw materials based on information methods of preliminary concentration necessitates the development of the theoretical foundations of both pre-concentration in general and information methods in particular.

ИННОВАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ – ОСНОВАНИЕ ДЛЯ ВКЛЮЧЕНИЯ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ В СТРАТЕГИЧЕСКУЮ МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВУЮ БАЗУ

Н.Н. Орехова[1], И.В. Шадрунова[1], Е.В. Зелинская[2]

[1] ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН», Москва, Российская Федерация

[2] ФГБОУ ВО «Иркутский национальный исследовательский технический университет», г. Иркутск, Российская Федерация

e-mail: n_orehova@mail.ru; shadrunova_@mail.ru; zelinskaelena@mail.ru

Представлен анализ основных направлений создания инновационных технологий переработки техногенного сырья. Показана перспективность его вовлечения в промышленную переработку с целью получения комплекса полезных компонентов стратегического значения и других востребованных товарных продуктов. Приведены некоторые результаты исследований технологий переработки техногенного сырья.

Стратегические виды минерального сырья играют ключевую роль в обеспечении устойчивого развития национальной экономики, обороны и безопасности, а также в удовлетворении потребностей высокотехнологичных отраслей промышленности. Без достаточного количества такого сырья невозможно развивать и модернизировать отечественное высокотехнологичное производство. Разработка экологически безопасных технологий для эффективного извлечения ценных элементов из сырья различного происхождения актуальна на всех стадиях переработки [1].

Перечень основных видов стратегического минерального сырья, утверждённый распоряжением Правительства РФ от 30.08.2022 № 2473-р, включает 61 наименование. Эти виды сырья различаются по уровню обеспеченности запасами. В список вошли 25 полезных ископаемых, добыча которых недостаточно обеспечена запасами или зависит от импорта. Среди них свинец, цинк, сурьма, золото, серебро, алмазы, особо чистое кварцевое сырьё, уран, марганец, хром, титан, бокситы, молибден, вольфрам, литий, бериллий, цирконий, ниобий, тантал, рений, редкоземельные металлы, графит и плавиковый шпат.

Недостаток месторождений таких полезных ископаемых, как алюминий (бокситы), марганец, хром и уран, а также некоторых редких металлов, отсутствие эффективных технологий для рентабельного извлечения трудноизвлекаемых запасов и переработки минерального сырья, а также значительные объёмы отходов горных производств и их низкая переработка – всё это может замедлить развитие минерально-сырьевой базы России. Однако эти проблемы можно решить с помощью инновационных технологий переработки и вовлечения в процесс техногенного минерального сырья, которого достаточно много. Например, ежегодно на российских металлургических предприятиях образуется около 300 тыс. т пыли с содержанием цинка более 10%, а в техногенных россыпях на территории РФ содержится от 3,3 до 5 тыс. т ресурсов золота в 40–60 млрд кубометров горной массы.

В последние годы техногенное сырье, которое можно обогатить и получить из него товарные концентраты, начали учитывать в балансовых запасах страны. Например, по данным «О состоянии и использовании минерально-сырьевых ресурсов Российской Федерации», на 01.01.2023 учтено два техногенных месторождения железных руд. Их балансовые запасы составляют 9,1 млн т, а забалансовые – 10,8 млн т. По меди учтено семь техногенных месторождений, сформированных из отходов добычи, обогащения и металлургической переработки медных руд и концентратов. Балансовые запасы этих месторождений – 0,26 млн т,

забалансовые – 0,05 млн т. По никелю учтено 3 техногенных месторождения, расположенных в Мурманской области и Красноярском крае, суммарные балансовые запасы которых составляют 171,1 тыс. т.

Это важный шаг в управлении минерально-сырьевой базой и рациональном использовании ресурсов. Однако значительная часть техногенных образований все еще не учтена и не используется. Причины этого:

– недостаточная изученность состава техногенных отходов. Это приводит к недооценке их технологических свойств и особенностей;

– отсутствие финансирования; высокие кредитные ставки и риск потери капитала делают переработку отходов непривлекательной для инвесторов;

– недостаточное стимулирование предприятий использовать отходы в неосновном производственном процессе;

– отсутствие четкой классификации техногенных георесурсов и минерального сырья;

– для многих видов техногенного сырья нет экономически целесообразных технологий комплексной переработки;

– существующие технологии имеют невысокие показатели разделения, что снижает их инвестиционную привлекательность и интерес со стороны недропользователей.

Формула В.А. Чантурия, ставшая девизом для специалистов горно-обогатительной отрасли, актуальна и для техногенных месторождений: «Нет технологии – нет месторождения!»

Анализ перспектив переработки техногенного сырья для извлечения ценных компонентов показывает, что для обогащения сырья, содержащего стратегические полезные ископаемые и металлы, используются различные технологии:

– пирометаллургические методы: переработка красного шлама, медно-никелевых шлаков, шлаков и пылей дуговых сталеплавильных печей, замасленной окалины, фосфогипса и рафинировочных шлаков;

– гидрометаллургические процессы: обработка хвостов обогащения сульфидных руд;

– пиро-гидрометаллургические подходы: переработка красных шламов;

– обогатительные технологии: работа со шлаками, клинкерами, шламами и пылями цветной и черной металлургии;

– химические методы: обработка техногенных минерализованных вод;

– комбинированные технологии: обогащение старогодних пиритных хвостов и лежалых хвостов флотации медно-цинковых руд.

В таблице 1, составленной на основе научных статей [2-7] и собственных исследований, представлены некоторые предлагаемые технологии переработки горно-металлургических техногенных образований Урала. Технологии позволяют извлекать ценные компоненты и получать целевые продукты, являются рентабельными, однако они часто не доходят до промышленной реализации сталкиваясь, с несовершенством законодательства управления горно-металлургическими отходами.

Рассматривая исследования технологий переработки техногенного сырья, можно заключить, что все чаще используются методы интенсификации селективной дезинтеграции, механоактивации и энергетических воздействий, таких как ультразвук, микроволны и другие виды энергии. Эти методы улучшают процессы разрушения и отделения полезных компонентов. Для достижения приемлемого извлечения ценных компонентов и их необходимой концентрации в конечном продукте применяются инновационные методы, включая ионную флотацию, бактериальное выщелачивание, криообработку и термочувствительную полимерную

флокуляцию. Это объясняется уникальностью состава, многокомпонентностью и упорностью техногенного сырья.

Таблица 1. Некоторые горно-металлургические техногенные образования Урала и предлагаемые технологии их переработки для извлечения ценных компонентов с получением целевых продуктов

Техногенное образование, предприятие	Ценный компонент	Целевой продукт	Предлагаемые методы и технологии
Шлаки Южно-Уральского никелевого комбината	Ni, Fe	богатый (15-18% Ni) штейн	пирометаллургия
Шлаки Карабашского медеплавильного комбината	Cu, Au, Ag редкие металлы.	оксид цинка, медный концентрат с содержанием драгметаллов	пирометаллургия, флотация
Шлаки переработки свинцовых кеков, Верх-Нейвинский филиал	Sb	черновая сурьма	гидрометаллургия
Шлаки Златоустовского металлургического завода	Ni, Fe	никельсодержащий продукт	магнитная сепарация во взвешенном слое, центробежная концентрация
Графитизированные пыли черной металлургии	графит, Fe	товарный графит широкой номенклатуры, железный концентрат	гравитация, флотация, выщелачивание
Пыли газоочисток черной металлургии	Zn	железный концентрат, цинковый продукт	флотация
Сточные воды и пруды заводов по переработке медного сырья	Cu, Zn, Mn, Fe	товарные металлсодержащие продукты	осаждение, сорбция цементация, гальванокоагуляция, электрофлотация
Сточные воды гидрометаллургического производства	тяжелые металлы, РиРЗЭ	тяжелые, редкоземельные и редкие металлы	осаждение, ионный обмен, сорбция, экстракция
Хвосты переработки Кусинского месторождения	Ti, V	ванадийсодержащие продуктивные растворы	водное и кислотное выщелачивание
Отвальные хвосты обогащения сульфидных руд	Cu, Zn, Au, Ag	продуктивные растворы	сернокислотное выщелачивание и электрохимическая хлоринация
Отвалы золоторудного производства г. Пласт	Au, Cu, Ag	продуктивный золотосодержащий раствор	селективная флотация с цианированием хвостов
Иловые техногенные отложения, шламы очистки рудничных вод	гипс	добавка в строительные смеси, производство портландцементного клинкера	дезинтеграция, механоактивация
Красные шламы	Fe, Al Ti, Sc	железный концентрат, продуктивный раствор с Al и Sc, оксид титана	пирометаллургия, гидрометаллургия

К инновационным решениям переработки техногенного сырья относятся радиометрические методы опробования, сортировки и сепарации, технологии сухого обогащения и активационное выщелачивание. Эти подходы способствуют созданию новых экономически эффективных и экологически чистых технологий переработки стратегически важного техногенного сырья.

В Институте проблем комплексного освоения недр (ИПКОН РАН) уже много лет разрабатываются научно-методические основы управления горно-металлургическими техногенными образованиями. Цель – создание технологий их переработки, которые одновременно

обеспечивают получение целевых продуктов и снижают нагрузку на окружающую среду. Исследования эффективных экологоориентированных технологий переработки горно-металлургических отходов продолжаются в Иркутском национальном исследовательском техническом университете (ИРНИТУ), а также на кафедрах Магнитогорского государственного технического университета (МГТУ им. Г.И. Носова) совместно с партнерами из научно-производственного сектора.

Ученые ИПКОН РАН, МГТУ им. Г.И. Носова и ЗАО «Урал-Омега» разработали инновационные подходы к дезинтеграции металлургических шлаков различного происхождения. В ходе исследований были выявлены ключевые факторы, влияющие на эффективность дезинтеграционных процессов, и сформулированы оптимальные требования к технологическому оборудованию. Это позволяет повысить результативность подготовки шлаков к последующей сепарации с использованием магнитных и флотационных методов.

Особое внимание уделено анализу преимуществ использования валковых дробилок в технологических схемах переработки металлургических шлаков. Предложены решения по адаптации схемы нагружения валковых дробилок к специфическим характеристикам перерабатываемого сырья, что позволило повысить стабильность работы оборудования и улучшить раскрытие ценных компонентов при подготовке материала к магнитному обогащению.

Также был разработан простой, но эффективный метод критериальной оценки возможности селективной дезинтеграции техногенного сырья в дробилках центробежно-ударного типа. Этот метод позволяет разрушать сростки с обособлением отдельных фаз, различающихся по химическому составу, что существенно повышает качество подготовки материала для дальнейшей переработки.

На основании теоретических исследований и многолетних экспериментальных данных был проведён комплексный анализ минералогических и структурно-текстурных особенностей металлургических отходов. В результате была предложена система критериев балльной оценки, включающая ключевые показатели структурно-технологических параметров техногенных объектов. Эти параметры предопределяют эффективность дезинтеграции в центробежно-ударных дробилках. Каждому показателю был присвоен балл относительного влияния, разработана шкала оценки и определены оценочные интервалы для интерпретации значений интегративного критерия.

Проведена детальная оценка параметров шлаков чёрной и цветной металлургии с использованием предложенной системы критериев. Определены значения интегративного критерия селективности дезинтеграции, что позволило объективно оценить эффективность различных методов подготовки шлаков к дальнейшей переработке.

Исследуется возможность комплексного использования отходов мусоросжигательных установок. В ходе детального изучения состава шлака и золы, а также оценки их обогащения магнитным и гравитационным методами была разработана технология комплексной переработки этих отходов. Испытания показали, что из шлака и золы можно получать щебень, металлоконцентрат, фракционированные заполнители и брикеты, которые востребованы в металлургической и строительной отраслях. Продукция на основе золошлаковых отходов может стать новым конкурентоспособным материалом, если будет создана соответствующая нормативно-правовая база.

Для повышения эффективности реагентных режимов флотации техногенного сырья применяются современные методы диагностики. В частности, для определения оптимального реагентного режима флотации медьсодержащего клинкера была использована потенциометрическая диагностика реакций, протекающих в пульпе. Эта методика позволила выявить

причины относительно низкой селективности процесса флотации и оптимизировать реагентный режим, что привело к увеличению извлечения меди на 4–7%.

В качестве перспективного сырья для производства высококачественного чешуйчатого графита широкого спектра применения рассматривается металлургическая спель – материал, который является возобновляемым источником киш-графита. Ежегодное количество образующихся графитизированных пылей оценивается в 20 тыс. т. Разработанная комбинированная технология переработки спелей включает в себя сухое измельчение в мельнице центробежно-ударного действия, пневмоклассификацию, флотационное разделение с использованием новых реагентов комплексного действия, кислотную и ультразвуковую обработку. В результате применения этой технологии получается концентрат чешуйчатого графита с массовой долей углерода более 95% и железосодержащий продукт с массовой долей железа не менее 40%. Исследования показали, что помимо этих продуктов целесообразно выделять третий продукт – магнитный графитовый. На его основе уже получены терморасширенные сорбенты с магнитными свойствами.

Развивается поиск и обоснование реагентов-собирателей с заранее заданными свойствами, определёнными в зависимости от молекулярных дескрипторов реакционной способности реагента-собирателя – по отношению к извлекаемым ценным компонентам. В МГТУ им. Г.И. Носова под руководством Медяник Н.Л. на основе конструирования реагентов и их смеси по критерию обеспечения наиболее эффективного связывания с субстратами – активными центрами поверхности минералов предложен реагент-собиратель оксокатионов ванадия (IV). Лабораторное тестирование реагента-собирателя FulvAc показало селективность и избирательность его действия по отношению к субстрату ванадия с извлечением ε_V=92,05%. С использованием приемов химического обогащения и предложенного реагента разработана технология получения трёх товарных продуктов: железного концентрата, ванадия и оксида титана из накопленного «невостребованного» железного концентрата, который может быть отнесен к техногенному образованию.

Проводимые в ИРНИТУ исследования указывают на возможность использования гидроминерального сырья – высокоминерализованных рассолов, попутно вскрывающихся при отработке нефтегазоносных площадей, для извлечения лития, стронция, брома, а также неизменно востребованных промышленностью магния, кальция и других компонентов «жидкой» руды. Дефицит, полное отсутствие или минимальные объемы добычи в России таких полезных ископаемых, как литий, стронций, рубидий, йод и т.д. содержащихся в рассолах, приводит к мысли, о необходимости их комплексной переработки. Потенциал данного вида природного ресурса, который в течение полувека является неиспользуемыми отходами, огромен. С целью повышения эффективности селективного извлечения ценных компонентов из гидроминерального сырья исследована возможность снижения содержания макрокомпонентов на начальных стадиях технологического процесса его переработки. Проведен анализ химического состава рассолов с различных участков нефтегазоносных площадей Иркутской области. Выявлены их высокая минерализация за счет присутствия хлоридов кальция, магния, калия, натрия и значительное содержание микрокомпонентов – Li и Sr. Определен состав исходных подземных рассолов и образующегося осадка. Показана возможность разделения их компонентов с переводом основной массы кальция, а также калия и железа в осадок. Установлены параметры процесса осаждения и их влияние на качество получаемых продуктов. Дальнейшие операции сорбционного извлечения лития и доочистка первичного литиевого концентрата ионообменным методом позволяют получить литийсодержащий продукт с минимальным содержанием примесей при извлечении в него лития более 86% [8].

Таким образом уникальность и востребованность техногенного сырья, как источника стратегически важных минеральных компонентов требует разработки эффективных технологий его переработки, которые могут быть таковыми только на основе уникальных инновационных технологических решений комплексного селективного извлечения ценных продуктов. На основании использования потенциала техногенных ресурсов может быть создана альтернативная по отношению к импортным поставкам и разработке новых месторождений сырьевая база некоторых видов стратегически важного минерального сырья.

Список использованных источников

1. Chanturia V.A., Nikolaev A.I., Aleksandrova T.N. Innovative Environmentally Safe Processes for the Extraction of Rare and Rare-Earth Elements from Complex Ores of Perplexed Material Composition // Geology of Ore Deposits. 2023. №65. P.425–437.
2. Веселовский А.А. Переработка отвальных никелевых шлаков в ликвидные продукты на примере шлаков Южно-Уральского никелевого комбината // Металлург. 2021. № 1. С. 93-98.
3. Ерохин Ю.В., Пономарев В.С. Вещественный состав шлаков ферровольфрамового производства Ключевского завода (Средний Урал) // Вестник МГТУ им. ГИ Носова. 2022. Т. 20. №. 2. С. 44-52.
4. Махоткина Е.С., Шубина М.В. Извлечение ванадия из рудного и техногенного сырья Кусинского месторождения титаномагнетитов // ТиТМП. 2017. №3. С 22-24.
5. Морозов Ю.П., Шевченко А.С., Вальцева А.И. Комбинированная технология переработки хвостов обогащения // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья. 2022. С. 261-266.
6. Титов Р.С., Кантемиров В.Д., Яковлев А.М. Оценка перспектив комплексного освоения минеральных ресурсов Урала // Проблемы недропользования. 2022. №. 4 (35). С. 24-32.
7. Демин Б.Л. и др. Технологические особенности переработки металлургических шлаков в жидком состоянии с отбором и утилизацией тепла // Фундаментальные исследования и прикладные разработки процессов переработки и утилизации техногенных образований. 2021. С. 127-129.
8. Зелинская Е.В., Шадрунова И.В., Орехова Н.Н., Барахтенко В.В. Повышение эффективности обогащения гидроминерального сырья за счет предварительного осаждения макрокомпонентов из рассолов // Обогащение руд. 2024. № 6. С. 25-31.

Innovative enrichment technologies – the basis for including technogenic raw materials in the strategic mineral resource base

Orekhova N.N., Shadrunova I.V., Zelinskaya E.V.

The article presents an analysis of the main directionsof creating innovative technologies for processing of technogenic raw materials.The prospectsof their involvement in industrial processing to obtain a range ofusefulcomponents of strategic importance, as well as other popular commodities, are shown. Some results from research on technologies to process technogenic materials are presented.

КОМБИНИРОВАННЫЕ ПРОЦЕССЫ ПЕРЕРАБОТКИ САПОНИТСОДЕРЖАЩИХ ВОД АЛМАЗОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЙ С ПОЛУЧЕНИЕМ ДОПОЛНИТЕЛЬНОЙ ПРОДУКЦИИ ШИРОКОГО СПЕКТРА ПРИМЕНЕНИЯ

В.А. Чантурия, В.Г. Миненко, А.Л. Самусев

ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН», Москва, Российская Федерация

e-mail: vladi200@mail.ru

На основе теоретических и экспериментальных исследований разработаны и апробированы эффективные методы очистки и переработки сапонитсодержащих вод, проведена оценка возможности попутного получения товарных продуктов. Теоретически и экспериментально обоснованы перспективные методы модификации сапонита, обеспечивающие получение высококачественных строительных материалов и сорбентов для извлечения тяжелых, редкоземельных металлов и золота из продуктивных растворов выщелачивания. Установлены оптимальные параметры применения сорбентов на основе сапонита, обеспечивающие эффективное извлечение редкоземельных металлов и золота из продуктивных растворов выщелачивания при сорбционной емкости от 18,8 до 102 мг/г.

С 2005 г. после сдачи в эксплуатацию первой линии обогатительной фабрики (ОФ) №1 АО «Севералмаз» ведутся добычные работы на трубке Архангельская месторождения им. М.В. Ломоносова – крупнейшего коренного месторождения алмазов в Европейской части РФ. Начиная с 2009 г. параллельно ведется разработка трубки им. Карпинского-1.

На месторождении им. М.В. Ломоносова планируется извлечь более 300 млн т алмазоносной руды и отвальных пород [1, 2]. При этом породы практически полностью (до 90%) замещены глинистыми минералами, преимущественно сапонитом [1].

В водной среде сапонит образует гелеобразную суспензию, минеральные агрегаты которой характеризуются низкой скоростью осаждения, что создает большие сложности при обеспечении замкнутого водооборота на ОФ. Низкое качество оборотной воды, характеризующейся содержанием более 100 г/дм^3 твердой минеральной фазы и вязкостью до 64 мПа·с, превышающей вязкость воды более чем в 60 раз, приводит к нарушению процессов извлечения алмазов, повышению расхода чистой природной воды, необходимости увеличения объемов хвостохранилища и, как следствие, снижению экологической безопасности производства в целом.

Сам сапонит, обладая уникальными свойствами (высокая емкость катионного обмена, набухание и реологические свойства, гидратация и дегидратация, связывающая способность и способность реагировать с неорганическими и органическими реагентами) активно исследуется в последние годы [2-8] и является ценным продуктом с широким спектром применения в различных отраслях промышленности. Положительные качества исследуемых сапонитсодержащих продуктов – отсутствие крупных (более 0,5 мм) фракций, низкое содержание кремнезема, повышающего температуру плавления, и отсутствие вредных примесей. Поэтому они могут найти широкое использование в производстве строительной керамики, пористых заполнителей и минеральных сорбентов.

Цель работы: разработка комбинированных процессов очистки и глубокой переработки сапонитсодержащих техногенных вод алмазодобывающих предприятий с получением дополнительных товарных продуктов.

Сапонит отличается от других смектитов тем, что отрицательный тетраэдрический заряд из-за замещения Si^{4+} на Al^{3+} намного больше и всегда превышает любой возможный

положительный заряд октаэдрического слоя, т.е. частицы сапонита всегда несут отрицательный заряд, компенсация которого обеспечивается подвижными катионами.

В общем случае структуру смектитов можно представить, как совокупность силикатных слоев (две тетраэдрические и одна октаэдрическая сетка – 2:1 слои), разделенных межслоевыми промежутками, заполненными молекулами воды и обменными катионами. Сапониты входят в тройку распространенных минералов группы смектита. Идеализированный состав сапонитов определяется формулой:

$$M_x^+\left(Mg_{3-z}Fe_z^{2+}\right)_3(Si_{4-x}Al_x)O_{10}(OH)_2\cdot nH_2O.$$

В литературе в зависимости от величины x выделяют низкозарядные ($0{,}15\leq x<0{,}5$) и высокозарядные ($x\geq 0{,}5$) сапониты; по степени железистости: Mg-сапонит ($0<z\leq 0{,}75$), Mg–Fe^{2+}-сапонит ($0{,}75<z\leq 1{,}5$), Fe^{2+}–Mg-сапонит ($1{,}5<z\leq 2{,}25$) и Fe^{2+}-сапонит ($z>2{,}25$).

На основе анализа литературы, с учетом минерального и химического составов, формул и кристаллохимической классификации сапонитов Архангельской кимберлитовой провинции можно сделать вывод о том, что сапониты Ломоносовского ГОКа относятся к Mg-сапонитам и характеризуются низкозарядной разновидностью (x=0,3-0,4).

С учетом известных возможных формул сапонита для образца Архангельской алмазоносной провинции рассчитаны величины зарядов (по избытку отрицательного заряда на формульную единицу [10]): слоя (от -0,4 до -0,8), тетраэдрических сеток (от -0,4 до -0,6), октаэдрических сеток (от 0 до -0,2) а также поверхностная плотность заряда (13,1–26,3 мкКл/см^2) и площадь базальной поверхности минерала, приходящаяся на один межслоевой катион (от 30,51–61,01 Å^2/заряд).

Для определения электроповерхностных свойств сапонита и возможности обезвоживания тонкодисперсных суспензий в поле постоянного тока проведены измерения величины дзета-потенциала (ζ) поверхности частиц сапонита, их электрофоретической скорости к аноду и осмотической скорости движения воды к катоду. Установлено, что величина дзета-потенциала поверхности частиц сапонита изменялась в области отрицательных значений от -55 до -42,7 мВ и в незначительной степени зависела от подаваемого на электроды напряжения (U). При этом наблюдалась четкая зависимость электроосмотической скорости (ν) движения воды между катодом и анодом в зависимости от напряжения между ними.

Экспериментально установлены зависимости электроосмотической скорости движения воды к катоду и электрофоретической скорости частиц сапонита к аноду от величины напряжения на электродах и рассчитаны в поле напряженностью 1 В/м электроосмотическая подвижность воды (содержащейся в сапонитсодержащей водной суспензии) равная $4{,}94\cdot10^{-8}$ м^2/В·с и электрофоретическая подвижность частиц равная $0{,}3\cdot10^{-8}$ м^2/В·с.

Испытания электрохимического сепаратора. На основе результатов проведенных теоретических и экспериментальных исследований научно обоснован и предложен для извлечения сапонита из оборотных вод предприятий АО «Севералмаз» процесс электрохимической сепарации, заключающийся в электрофоретическом закреплении отрицательно заряженных частиц сапонита на аноде, и электроосмотическом движении и выделении осветленной воды на катоде.

Для реализации данного процесса была разработана конструкция и изготовлен сепаратор производительностью до 30 л/ч (рисунок 1).

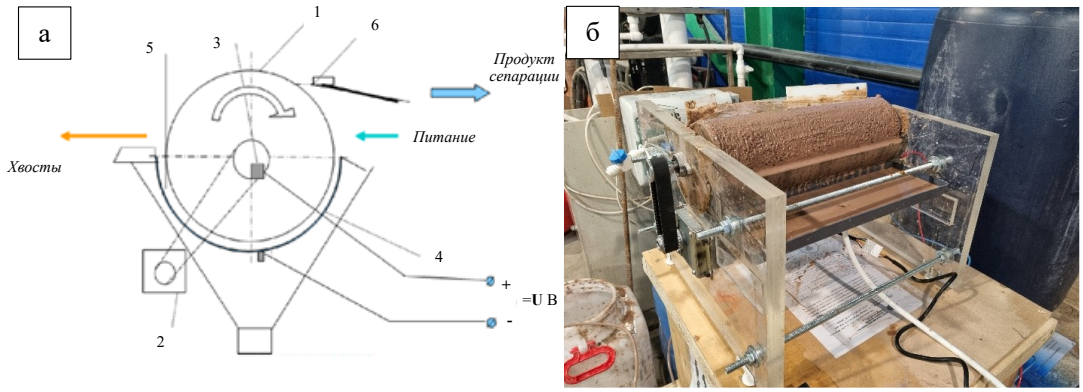


Рисунок 1. Принципиальная схема (а) и фото (б) лабораторной модели электрохимического сепаратора

Экспериментальную обработку исследуемых оборотных вод с содержанием твердой фазы до 195 г/дм^3 проводили с контролем параметров сепарации (линейный ток, напряжение и продолжительность обработки), количества и качества выделяемых продуктов. Барабан-анод сепаратора (1), изготовлен из электропроводящего материала (Ст.3) и приводится во вращение от двигателя (2), через планетарный редуктор и ременную передачу. Поверхность барабана через токосъемник (3) и кабель подключены к положительному полюсу источника постоянного тока Extech (20 А, 30 В). Сапонитсодержащая вода подается с помощью перистальтического насоса (Leirong ZP300) с регулируемым расходом в ванну (4), расположенную под барабаном. Ванна через шину и кабель подключена к отрицательному полюсу источника постоянного тока. Отрицательно заряженные частицы сапонита, находящиеся в воде, проходя по питающей полости (5), образованной барабаном и ванной, за счет электростатических сил закрепляются на положительно заряженной поверхности барабана и удаляются с нее скребком (6). Осветленный слив свободным переливом стекает в сливной карман и далее в емкость осветленной воды. Твердая фаза собирается в отдельную емкость.

Установлено, что наиболее значимыми факторами, влияющими на содержание твердого в сливе, являются в порядке убывания – сила тока (напряжение), линейная скорость поверхности барабана и производительность по питанию. Выход слива в исследуемых диапазонах независимых факторов составляет 78–97%.

Удельный расход электроэнергии растет пропорционально как с увеличением силы тока, так и со снижением производительности по питанию (увеличение продолжительности обработки), и составляет от 2 до 18 кВт·ч/м^3.

На основании профилей предсказанных значений и функций желательности при обработке оборотных вод с содержанием твердой фазы до 110 г/дм^3 определены оптимальные значения независимых переменных: сила тока – 5,3 А производительность по питанию – 20,3 л/ч и скорость вращения барабана – 8,1 об/ч, при уровне желательности ~ 0,79. Данные оптимальные значения независимых переменных обеспечивают получение осветленного слива с содержанием твердых частиц – 39,9 г/л, при выходе слива – 89,0% и расходе электроэнергии на обработку 1 м^3 – 5,5 кВт·ч.

При повышении содержания твердых частиц в исходной воде со 110 г/л до 195 г/л незначительно снижается выход слива, однако в значительной мере изменяется качество слива – содержание твердой фазы повысилось с 39,9 г/л до 75-90 г/л. При этом удельный расход электроэнергии возрастает с 5,5 до 7,0-10,7 кВт·ч на 1 м^3 воды.

Таким образом, использование процесса электрохимической сепарации сапонитсодержащих вод позволяет снизить содержание твердых частиц в 1,9-2,5 раза со 110-195 до 39,9-75 г/л при затратах электроэнергии 5,5-10,7 кВт·ч/м^3.

Исследование прочностных свойств керамических материалов из исходных и электрохимически модифицированных сапонитсодержащих продуктов

При осмотическом уплотнении глины в постоянном электрическом поле из зазора между частицами раствор отжимается вместе с катионами. В результате возникает некомпенсированность диффузного слоя, что приводит к переходу части катионов из адсорбционного слоя в диффузный и увеличению потенциалов Ψ_σ (на границе слоя Штерна) и Ψ_m в плоскости симметрии зазора. В то же время при уменьшении зазора между частицами в нем изменяется распределение катионов. При значительном уменьшении зазора часть катионов, находящихся в его центре, вступает во взаимодействие одновременно с обеими поверхностями. Это приводит к появлению между частицами дополнительных сил ионно-электростатического притяжения, увеличивающих энергию взаимодействия частиц. Тогда, можно предположить, что удаление перед сушкой осмотической воды с подвижными катионами из сапонита с использованием постоянного электрического поля обеспечит повышение прочности, получаемых из него изделий.

На основе вышеизложенного и с учетом соответствия химического состава модифицированного сапонита требованиям к глинистому сырью для производства строительных материалов предложено его использование для производства керамических материалов с улучшенными механическими свойствами.

С целью подготовки образцов для исследований обезвоженный сапонит сушили на воздухе до оптимальной влажности и далее формовали прессованием при удельном давлении 20 МПа (рисунок 2). В последующем образцы первоначально сушили при 120°С и далее обжигали в муфельной печи при температурах 800, 900 и 1000°С с изотермической выдержкой в течение 1 ч с последующим снижением температуры до 500°С со скоростью 2,0-3,5°С/мин.

Важным положительным технологическим параметром для исследуемых образцов является относительно низкая температура обжига, а также широкий интервал спекания – не менее 150°С. Об этом свидетельствует зависимость прочности при сжатии и изгибе керамических материалов от температуры обжига (рисунок 3). Прочностные характеристики образцов в диапазоне температур обжига от 800 до 1000°С составляют: прочность на сжатие – от 35,0 до 80,9 МПа, на изгиб – от 8,0 до 26,7 МПа.

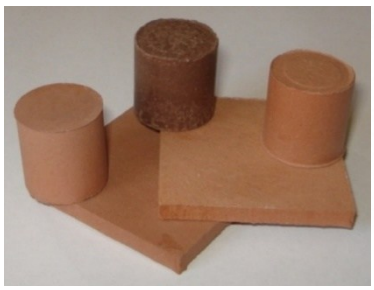


Рисунок 2. Образцы керамических материалов

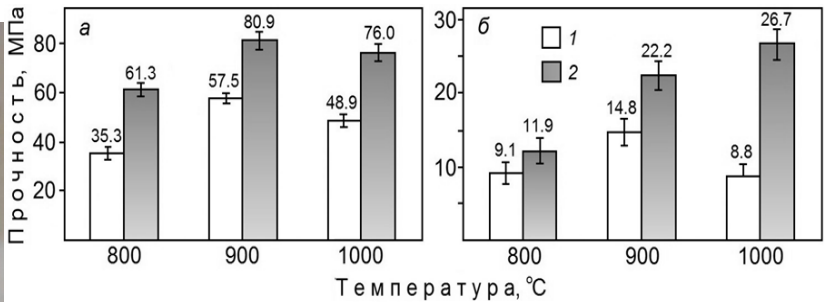


Рисунок 3. Зависимости предела прочности при сжатии (а) и изгибе (б) керамики из исходного (1) и электрохимически модифицированного (2) сапонита от температуры обжига

Методом РФА установлено отсутствие сапонита в продукте обжига уже при температуре 800°С. По данным микроскопических исследований для керамики, полученной обжигом

модифицированного сапонита характерны более низкое содержание кварца, более ранний и полный переход сапонита при нагревании в аморфную фазу, и, как следствие, более высокое содержание стекла.

На базе аккредитованного Кольского испытательного центра строительных материалов и изделий ИХТРЭМС КНЦ РАН проведены сертификационные испытания керамических материалов из модифицированного сапонита, на основе которых получено заключение о соответствии керамики марке по прочности М-300 [12].

Исследование сорбционных свойств модифицированного сапонита

Из всех изученных методов модификации глин, в том числе с помощью инженерии поверхности и интеркаляции, основанных на введении различных компонентов в его структуру, наиболее реализуемыми с практической точки зрения для направленного регулирования свойств сапонита, являются химические, термические и электрохимические воздействия, а также комбинирование указанных методов.

Модифицирование сапонита методом пилларинга. В предыдущих исследованиях была установлена возможность повышения статической обменной емкости сапонита по катионам меди методами термической обработки и пилларинга (Al и Fe) в 1,75-1,8 раза за счет расширения слоев сапонита 2:1, образования дополнительных кислотных или окислительно-восстановительных центров и получения сапонита с пористостью от микро- до мезопористости [9].

В настоящей работе изучено влияние таких методов модификации сапонита, как термическая обработка, пилларинг и интеркаляция на его сорбционные свойства по отношению к редкоземельным металлам (РЗМ) и золоту.

Сорбция РЗМ. В качестве материала исследований использован сапонит, выделенный центрифугированием (3 минуты, 3500 g) из сапонитсодержащей оборотной воды ОФ АО «Севералмаз». Сапонит после сушки при 60°С измельчался до крупности менее 160 мкм (далее Sap). Далее обожженный в муфельной печи в течение 2 ч при температуре 625°С исходный Sap уже обозначался, как Sap_625.

Композит Sap:Fe_3O_4 (далее Sap_Fe_625) синтезировали методом пилларинга следующим образом: к 60 г Sap добавляли 540 мл дистиллированной воды и перемешивали в течение 60 мин при 400 об/мин. Затем в суспензию добавляли 5,13 г 4-х водного хлорида железа(II) (в пересчете на Fe – 1,44 г) и 13,95 г шестиводного хлорида железа(III) (в пересчете на Fe – 2,88 г) и перемешивали в течение 20 мин до полного растворения. Соотношение ионов Fe^{2+} и Fe^{3+} соответствовало их соотношению в магнетите. Далее в суспензию в течение 2 ч при постоянном перемешивании дозировали 0,54 $дм^3$ раствора NaOH (24,8 г NaOH в 0,54 $дм^3$ воды). После дозирования суспензию дополнительно перемешивали 20 мин. В итоге получалась суспензия композита Sap:Fe_3O_4 = 10:1. Композит трижды промывали дистиллированной водой и сушили при температуре 100 °С в течение 6 ч, после чего измельчали до крупности -160 мкм и подвергали обжигу в муфельной печи в течение 2 ч при температуре 625°С.

В качестве раствора, содержащего РЗМ, использован продуктивный раствор выщелачивания эвдиалитового концентрата (Ловозерский ГОК) [11].

В результате изучения процесса сорбции РЗМ на модифицированном сапоните из продуктивного раствора азотнокислотного выщелачивания эвдиалитового концентрата в зависимости от его pH установлено, что сорбционная емкость исследуемых сорбентов (Т:Ж = 1%; pH = 3,6; продолжительность контакта 4 часа) составляет от 4,0 до 16,4 мг/г и возрастает в ряду: Sap – 4,0-5,3 мг/г, Sap_625 – 10,3-14,4 мг/г, Sap_Fe_625 – 12,8-16,4 мг/г. Извлечение РЗМ повышается в том же порядке и составляет от 9,9 до 57,8%. Повышение pH с 3,6 до 4,1 приводит к незначительному повышению статической обменной емкости (СОЕ) – на 0,7-1,2 мг/г для

сорбентов Sap_625 и Sap_Fe_625. Снижение сорбционной емкости сорбентов при pH 4,6 обусловлено снижением концентрации РЗМ в исходном растворе с 541 мг/дм^3 (pH 3,6) и 458 мг/дм^3 (pH 4,1) до 222 мг/дм^3 (pH 4,6) вследствие подщелачивания азотнокислого продуктивного раствора РЗМ карбонатом кальция, при котором образуются осадки тетрагидрата нитрата кальция. Данные осадки частично сорбируют на себя РЗМ в виде карбонатов (чем выше pH, тем интенсивнее образование карбонатов РЗМ и их осаждение, и, как следствие, потери РЗМ).

Соотношение (Т:Ж, мас.%) сорбента к раствору в процессе сорбции (оптимальная доза сорбента) является важным параметром, необходимым для снижения образования отходов и затрат при масштабировании процесса. По мере уменьшения этого параметра (Т:Ж) с 2 мас.% до 0,5 мас.% при продолжительности контакта 4 часа для всех сорбентов наблюдается увеличение сорбционной емкости РЗМ: для Sap с 3,0 до 9,6 мг/г, для Sap_625 с 11,6 до 16,4 мг/г, для Sap_Fe_625 с 14,0 до 18,8 мг/г. Повышение извлечения РЗМ до 61,3% (Sap_Fe_625) при соотношении Т:Ж (2% мас.) обусловлено увеличением мест адсорбции ионов ценных элементов, но при этом сорбционная емкость сорбента снижается, поскольку исходная концентрация РЗМ в растворе в процессе сорбции резко снижается. Особенно важно отметить, что при соотношении сорбента Sap_Fe_625 к раствору равному 3% извлечение РЗМ за 4 ч контакта составляет более 99,55%. При этом сорбционная емкость составляет 9,16 мг/г.

Таким образом, разработан и апробирован сорбент на основе комбинированной химической (пилларинг Fe) и термической (625°C) модификации сапонита. Установлены оптимальные параметры применения сорбента (pH – 4,1; время контакта – 4 ч; соотношение сорбента к раствору – не менее 1:33), обеспечивающие до 99,9% извлечение РЗМ из продуктивного раствора выщелачивания эвдиалитового концентрата. Максимальная сорбционная емкость модифицированного сапонита по отношению к РЗЭ в условиях проведения экспериментов составила 18,8 мг/г.

Сорбция золота. В данной работе представлены результаты исследований сорбционных свойств по отношению к ионам золота природного сапонита, модифицированного методом интеркаляции поверхностно-активного вещества (ПАВ).

Синтез композита осуществляли следующим образом: 300 мл сапонитсодержащего слива (50 г/л) перемешивали со 150 мл ацетона в течение 1 ч. После диспергирования в суспензию равномерно в течение 24 ч вводили 150 мл 4,2% (по массе) водный раствор ПАВ (гексадецилтриметиламмоний бромид – CTAB). Перемешивание суспензии проводили на водяной бане (50°C) при частоте вращения импеллера мешалки 300 об/мин. После интеркаляции CTAB в структуру сапонита, твердую фракцию отделяли на лабораторной центрифуге в течение 5 мин (2500 об/мин). Для удаления ионов Br^- сорбент промывали в четыре стадии: на первой – 200 мл 50% раствора этилового спирта; на последующих – 200 мл дистиллированной воды. Сушка сорбента до постоянной массы осуществлялась при температуре 50-60°C в лабораторной печи (ЛОИП, РФ).

В качестве золотосодержащих растворов использованы модельные растворы $HAuCl_4$ с концентрацией золота 10-90 мг/л и продуктивный раствор выщелачивания сульфидного концентрата Васильковского месторождения с концентрацией золота ~ 4,5 мг/л. По данным термодинамического моделирования (Hydra, Medusa) при величине pH=2,2 модельного раствора ионы золота находятся в виде комплекса $AuCl_4^-$.

Эксперименты по сорбции золота проводили в течение 7,5-60 мин при дозировке модифицированного сапонита 220-500 мг/л с использованием лабораторного шейкера US-6500 (Ulab, КНР). После завершения сорбции раствор отделяли на лабораторной центрифуге

UC-4000 (Ulab, КНР). Концентрацию золота в растворах после сорбции определяли на УФ-спектрофотометре UV-1700 (Shimadzu, Япония), отградуированном на стандартных растворах при длине волны 313 нм.

В таблице 1 представлены результаты исследования максимальной сорбционной емкости модифицированного сапонита, единичная навеска сорбента последовательно контактировала с тремя порциями модельного раствора с концентрацией золота 22,6 мг/л. Установлено, что при контакте с первой порцией раствора полное извлечение золота достигается уже через 7,5 минут. Максимальная статическая обменная емкость модифицированного сапонита достигнута после контакта третьей порцией свежего золотосодержащего раствора и составила 100,5 мг/г. В результате аналогичных исследований установлено, что СОЕ исходного (немодифицированного) сапонита составляет всего 18,8 мг/г при извлечении золота менее 58%.

Таблица 1. Результаты сорбции золота на модифицированном сапоните (C[Sap_CTAB]=500 мг/л, C[Au] = 22,6 мг/л, T = 25°C)

***V*, мл**	**200**		**+200 (400)**			**+200 (600)**		
t, мин	0,0	7,5	7,5	15,0	30,0	7,5	15,0	30,0
C, мг/л	22,6	0,0	4,5	2,5	0,0	18,2	17,3	17,3
Σ*E*, %	0,0	100,0	80,1	88,6	100,0	19,3	23,4	23,4
q_e, мг/г	0,0	45,2	36,2	3,9	4,7	8,7	1,8	0,0
Σq_e, мг/г	0,0	45,2	81,4	85,3	89,9	98,7	100,5	100,5

В результате исследования сорбционных свойств модифицированного сапонита в зависимости от исходной концентрации золота и продолжительности сорбции было установлено, что максимальная СОЕ модифицированного CTAB сапонита по отношению к золоту составляет 91,8-102,4 мг/г.

При адаптировании экспериментальных данных к различным кинетическим моделям установлено, что сорбция Au на сапоните соответствует модели псевдовторого порядка (R^2=0,993) предполагающая, что химическая реакция обмена лимитирует процесс сорбции, а максимальная сорбционная емкость достигает 119,1 ± 6,7 мг/г.

Анализ изотерм сорбции выявил соответствие экспериментальных данных модели Ленгмюра с максимальной адсорбционной способностью 92,3±0,9 мг/г, основанной на том, что на поверхности сапонита образуется мономолекулярный сорбционный слой и все активные места обладают равной энергией и энтальпией сорбции.

Данные об эффективной сорбции золота модифицированным сапонитом подтверждены изучением морфологии и химического состава поверхности образцов после сорбции золота.

Таким образом, с использованием современных методов анализа подтверждена возможность модификации сорбционных свойств сапонита путем интеркаляции катионного ПАВ – CTAB с получением эффективных сорбентов золотосодержащих комплексов, обеспечивающие как высокий уровень извлечения золота (до 100%), так и повышенные сорбционные свойства – более 100 мг/г.

Результатами предварительных исследований сорбционных свойств модифицированного CTAB сапонита на реальных растворах гипохлоритного выщелачивания сульфидного концентрата ОФ «Altyntau Kokshetau» (бывший Васильковский ГОК) подтверждено, что, как и в случае с модельными растворами, максимальная сорбция ионов золота наблюдалась в первые 10-30 минут, при этом величина СОЕ достигала 75 мг/г.

Заключение

На основе анализа электроповерхностных и физико-химических свойств дисперсных частиц в поле постоянного электрического тока, результатов расчетов зарядов слоя, тетраэдрических и октаэдрических сеток, поверхностной плотности заряда сапонита и экспериментальных исследований по изучению электрических свойств сапонита научно обоснован процесс электрохимической сепарации и вскрыт механизм извлечения сапонита из оборотных вод предприятий АО «Севералмаз», заключающийся в электрофоретическом закреплении отрицательно заряженных частиц сапонита на аноде, и электроосмотическом движении и выделении осветленной воды на катоде.

Установлены эмпирические зависимости электроосмотической скорости движения воды и электрофоретической скорости движения частиц сапонита от величины потенциала на электродах и, как следствие, определены величины электроосмотической подвижности воды ($4{,}94 \cdot 10^{-8}$ м^2/В·с) и электрофоретической подвижности частиц сапонита ($0{,}3 \cdot 10^{-8}$ м^2/В·с) в электрическом поле напряженностью 1 В/м.

Разработан электрохимический сепаратор и оптимальные параметры извлечения тонкодисперсных частиц сапонита. Стендовыми испытаниями подтверждена эффективность электрохимического метода очистки сапонитсодержащих оборотных вод, обеспечивающего извлечение сапонита более 64% при удельном расходе электроэнергии от 5,5 кВт·ч на 1 м^3 исходной воды.

Научно обоснован механизм химической, электрохимической и термической модификации сапонита, заключающийся в направленном изменении структуры, химического состава, электрокинетического потенциала частиц и появлении сил ионно-статического притяжения, что способствует консолидации структуры и более раннему и полному переходу сапонита при нагревании в аморфную фазу и, как следствие, получению более прочной керамики с повышенным содержанием стекла.

Получено Заключение Кольского испытательного центра строительных материалов и изделий о соответствии керамических материалов марке по прочности М-300.

Экспериментально установлена величина максимальной сорбционной емкости модифицированных сапонитсодержащих продуктов по РЗМ и золоту 18,8 и 102 мг/г соответственно.

Дальнейшая работа будет направлена на исследование процессов регенерации насыщенных сорбентов, влияния крупности (грануляции) сапонита и ионного состава продуктивных растворов на эффективность извлечения РЗМ и золота.

Список использованных источников

1. Карпенко Ф.С. Условия накопления сапонитсодержащих осадков и технология их сгущения в хвостохранилище месторождения алмазов им. М.В. Ломоносова: автореф. дис.… канд. геол.-минерал. наук: 25.00.08 / Карпенко Федор Сергеевич. М., 2009. 39 с.
2. Патент 2206534 РФ: Способ переработки отходов алмазодобывающей промышленности (варианты) / С.М. Безбородов, В.В. Вержак, Д.В. Вержак, et al. Дата публикации 20.06.2003.
3. Ковкова Т.М. Проблемы осаждения тонкодисперсных глинистых минералов в хвостохранилище ОАО «Севералмаз» / Т.М. Ковкова, А.М. Костров, В.В. Коленченко и др. // Обогащение руд. 2010. № 2. С. 49-50.
4. Морозова М.В. Применение сапонитсодержащего материала для получения морозостойких бетонов / М.В. Морозова, А.М. Айзенштадт, Т.А. Махова // Промышленное и гражданское строительство. 2015. № 1. С. 28-31.
5. Chanturiya V.A. Advanced Techniques of Saponite Recovery from Diamond Processing Plant Water and Areas of Saponite Application / V.A. Chanturiya, V.G. Minenko, D.V. Makarov, et al. // Minerals. 2018. 8(12). 549.

6. Gebretsadik F.B. Potential of Cu–saponite catalysts for soot combustion / F.B. Gebretsadik, Y. Cesteros, P. Salagre, J., et al. // Catal. Sci. Technol. 2016. Vol. 6 (2). P. 507-514.
7. Villa-Alfagemea M. Quantification and comparison of the reaction properties of FEBEX and MX-80 clays with saponite: Europium immobilisers under subcritical conditions / M. Villa-Alfagemea, S. Hurtado, M. Castro, et al. // Applied Clay Science. 2014. Vol. 101. P.10-15.
8. Wang W. Structure and properties of quaternary fulvic acid–intercalated saponite/poly (lactic acid) nanocomposites / W. Wang, W. Zhen, S. Bian, X. Xi // Appl. Clay Sci. 2015. Vol. 109. P. 136-142.
9. Миненко В.Г. Исследование сорбционных свойств модифицированного сапонита при очистке техногенных вод от тяжелых металлов // ФТПРПИ. 2021. №2. С. 132-140.
10. Осипов В.И. Глины и их свойства. Состав, строение и формирование свойств / В.И. Осипов, В.Н. Соколов. М.: ГЕОС, 2013. – 576 с.
11. Chanturia V.A., Minenko V.G., Kozhevnikov G.A., Samusev A.L. Integrated processing technology for eudialyte concentrate // Journal of Mining Science. 2024. Т. 60. № 5. P. 841-853.
12. Chanturiya V.A., Minenko V.G., Suvorova O.V., et al. Electrochemical modification of saponite for manufacture of ceramic building materials // Applied Clay Science. 2017. Т. 135. С. 199-205.

Combined processes for processing saponite-containing waters of diamond mining enterprises with the production of additional products with a wide range of applications

Chanturiya V.A., Minenko V.G., Samusev A.L.

Based on theoretical and experimental studies, effective methods for cleaning and processing saponite-containing waters have been developed and tested and the possibility of obtaining commercial products as a by-product has been assessed. Promising methods for modifying saponite have been theoretically and experimentally substantiated, ensuring the production of high-quality building materials and sorbents for the extraction of heavy, rare-earth metals and gold from productive leaching solutions. Optimum parameters for the use of saponite-based sorbents have been established, ensuring the effective extraction of heavy, rare-earth metals and gold from productive leaching solutions with a sorption capacity from 18.8 to 102 mg/g.

РАЗВИТИЕ НАУЧНО-МЕТОДИЧЕСКИХ ОСНОВ ПРОЕКТИРОВАНИЯ ЭКОЛОГИЧЕСКИ СБАЛАНСИРОВАННЫХ ГЕОТЕХНОЛОГИЙ

Н.В. Гончар[1], В.А. Пикалов[2], А.В. Соколовский[2], М.А. Терешина[2]

[1] АО «Русская медная компания», г. Екатеринбург, Российская Федерация

[2] ООО «Научно-технический центр – Геотехнология», г. Челябинск, Российская Федерация

e-mail: pikalov@ustup.ru

Обоснована необходимость роста потребности в эколого-сбалансированном недропользовании. Приведены основные направления экологически-сбалансированного недропользования. Рассмотрен опыт реализации эколого-сбалансированного проекта.

Согласно государственному докладу Министерства природных ресурсов и экологии, за последние 20 лет объем отходов, размещаемых на территории Российской Федерации, увеличился в 3,5 раза и достиг почти 10 млрд т в год. Основной объем отходов, 92-93%, образуется при добыче и переработке твердых полезных ископаемых, и в первую очередь при открытых горных работах.

Горнодобывающие предприятия требуют изъятия больших земельных площадей, горные выработки оказывают влияние на сокращение объема и снижение качества подземных вод, ухудшается качество атмосферного воздуха, в том числе за счет пыления, угольные разрезы и отвалы являются очагами техногенных пожаров, возрастают риски техногенных

аварий, оползневых явлений и обрушений. Все это приводит к снижению качества жизни жителей территории.

Вышеперечисленные факторы, на фоне нарастающего текущего и накопленного отрицательного воздействия на окружающую среду, прогрессирующего истощения природных ресурсов, ужесточения природоохранного законодательства и роста протестной активности населения, обусловили потребность в эколого-сбалансированном недропользовании и повысили важность проектов, направленных на решение экологических проблем [1].

Эколого-сбалансированные проекты нацелены на обеспечение баланса между неизбежным негативным воздействием всех технологических процессов и объектов горнодобывающего производства на окружающую среду и решениями, компенсирующими это воздействие [2].

Экологически-сбалансированный подход к добыче твердых полезных ископаемых предполагает комплексное и рациональное использование изымаемых природных ресурсов (вода, земля, лес и пр.), использование природных и техногенных (отходы, отвалы, выемки, породы, коммуникации и пр.) георесурсов для размещения, создания, рекультивации или ликвидации техногенных объектов, наносящих вред окружающей территории, для улучшения экологической обстановки и восстановления окружающей среды и ландшафтов [3].

Основные направления экологически-сбалансированного недропользования:

– изменение подходов к отвалообразованию и складированию отходов с целью сокращения влияния на окружающую среду;

– использование одних техногенных объектов и пространств для ликвидации, размещения, создания или рекультивации других;

– обеззараживание и использование отходов, рециклинг;

– водосбережение и замкнутое водопользование.

Суммарно первые два направления, по экспертной оценке, могут на 80% снизить нагрузку на окружающую среду.

Примером успешной реализации эколого-сбалансированного подхода является проект отработки Томинского месторождения с использованием техногенного ресурса –выработанного пространства Коркинского угольного разреза – для размещения закладочного материала, получаемого из хвостов обогатительной фабрики Томинского ГОКа [4, 5].

Реализация указанного комплексного проекта включала три этапа.

На первом этапе проектирования основными решаемыми вопросами были:

1. Исследование физико-механических, химико-минералогических и экологических свойств закладочного материала, обоснование оптимального соотношения твердое: жидкое в закладочном материале, выбор технологии подготовки и транспортирования.

2. Прогноз гидрогеологических, геомеханических и экологических последствий заполнения разреза закладочным материалом.

3. Обоснование параметров основных технологических объектов по подготовке закладочного материала и его транспортирования до мест складирования.

На втором этапе, с учетом предыдущего опыта, поставлены и решаются следующие задачи:

1. Уточнение реологических свойств закладочного материала и исследование способов повышения его водоотдачи.

2. Обоснование параметров выпуска закладочного материала, глубины ввода трубопроводов, их конструкции и конструкции выпуска в связи с высокой размывающей способностью и абразивностью закладочного материала.

3. Обеспечение устойчивости бортов разреза в водонасыщенном состоянии.

Перспективные вопросы *третьего этапа* проектирования и реализации проекта:

1. Прогноз изменения качества закладочного материала при обогащении руд с пониженным бортовым содержанием.

2. Повышение эффективности транспортирования закладочного материала и оборотной воды.

3. Прогноз устойчивости бортов при заполнении разреза до предельного уровня.

Опыт реализации масштабного эколого-сбалансированного проекта позволил сформулировать ряд главных выводов:

1. Проекты эколого-сбалансированных технологий требуют значительных предпроектных исследований, постоянного мониторинга и постпроектного сопровождения. Требуется непрерывная работа специалистов предприятия, научно-исследовательских и проектных организаций по совершенствованию решений, а также обобщению полученного опыта для формирования методологии эколого-сбалансированного проектирования.

2. Результатом проектирования и реализации таких проектов должен стать экологический баланс между наносимым негативным воздействием геотехнологии на природную среду и компенсирующим воздействием с формированием адаптированного природно-техногенного ландшафта.

Список использованных источников

1. Трубецкой К.Н., Каплунов Д.Р., Рыльникова М.В. Принципы обоснования параметров устойчивого и экологически сбалансированного освоения месторождений твердых полезных ископаемых / В кн.: Рыльникова М.В. (ред.) Условия устойчивого функционирования минерально-сырьевого комплекса России. М.: Горная книга; 2014. Вып. 2. С. 3–10.
2. Гончар Н.В., Соколовский А.В., Терешина М.А. Проект комплексного освоения георесурсов // Рациональное освоение недр. 2023; (3). С. 38–44.
3. Соколовский А.В., Гончар Н.В. Оценка направлений использования техногенных ресурсов при отработке различных видов минерального сырья // Горная промышленность. 2023; (5). С. 102–107.
4. Пашкевич М.А., Исаков А.Е., Кремчеев Э.А. и др. Анализ технической возможности и экологической безопасности проведения работ по ликвидации отработанной выработки угольного разреза «Коркинский» с использованием закладочного материала на основе хвостов обогатительной фабрики АО «Томинский ГОК» с выдачей рекомендаций для проектирования. СПб.: Санкт-Петербургский горный университет; 2016.
5. Соколовский А.В., Лапаев В.Н., Темникова М.С., Гордеев А.И. Технологические особенности ликвидации разреза «Коркинский» // Уголь. 2018; (3). С. 91–95.

Development of scientific and methodological foundations
for the design of environmentally balanced geotechnologies

Gonchar N.V., Pikalov V.A., Sokolovsky A.V., Tereshina M.A.

It's substantiated the need for an increase in the demand for ecologically balanced subsoil use. The article presents the main directions of ecologically balanced subsoil use. It is considered the experience of implementing ecologically balanced subsoil use.

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ МИНЕРАЛОГИЯ РУД КРИТИЧЕСКИХ МЕТАЛЛОВ. НЕТРАДИЦИОННОЕ МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ*

О.Б. Котова[1], Е.Г. Ожогина[2]

[1] Институт геологии им. академика Н.П. Юшкина ФИЦ Коми НЦ УрО РАН, г. Сыктывкар, Российская Федерация

[2] ФГБУ «Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья им. Н.М. Федоровского», Москва, Российская Федерация

e-mail: kotova@geo.komisc.ru; ojogina@vims-geo.ru

Выявление и идентификация форм нахождения критических минералов в комплексных рудах, которые могут рассматриваться в качестве нетрадиционного минерального сырья – одна из главных задач технологической минералогии. Рассмотрены редкометалльные руды Томторского месторождения и бокситы Среднего Тимана.

Основой современного общества являются природные ресурсы, в первую очередь, полезные ископаемые, наличие которых, возможность их добычи и переработки, определяет перспективы его развития. Сегодня в мире ощущается явный дефицит сырья, необходимого для производства продуктов потребления. Поэтому вопросам расширения минеральной сырьевой базы различных видов полезных ископаемых, в том числе и за счет вовлечения в переработку нетрадиционных видов сырья уделяется серьезное внимание во всех странах. Перечень и количество стратегически важных металлов, а значит, и полезных ископаемых для разных стран различен, но всегда среди них присутствуют критические металлы, играющие ведущую роль в передовых отраслях промышленности, зависимые практически всегда от импорта.

В России к категории критических металлов сегодня отнесены титан, марганец, литий, ниобий и редкие земли. Как правило, эти металлы сосредоточены в комплексных рудах, характеризующихся сложным текстурно-структурным рисунком и полиминеральным составом. Главными формами нахождения критических металлов могут быть собственные минералы и изоморфные примеси в кристаллической структуре других минералов, в том числе и нерудных, присутствующие в рудах в различных сочетаниях и количествах.

В последние годы пристальное внимание уделяется комплексным рудам, отвечающим за редкоземельную минерализацию. В первую очередь, следует остановиться на редкометалльных рудах, которые практически всегда отличаются одновременным присутствием нескольких минералов ниобия, тантала и редких земель с варьирующим содержанием, каждый из которых может представлять промышленную ценность. Следует подчеркнуть и то, что в таких рудах присутствуют полезные минералы других металлов: фосфора, титана, железа, марганца, алюминия, урана, тория и пр.

Многочисленными исследованиями установлено, что переменный состав редкометалльных руд, прежде всего, связан с изоморфными замещениями атомов химических элементов в кристаллической структуре рудообразующих минералов. Именно поэтому наблюдается изменчивость состава минералов не только в рудах месторождений разных промышленных типов, но и в рудах однотипных месторождений и нередко в рудах одного месторождения [1].

Сегодня отмечается явный интерес к форме нахождения редких, в том числе, редкоземельных элементов, в рудах черных цветных, благородных, цветных металлов и

* ***Работа выполнена в рамках тем Государственного задания Института геологии ФИЦ Коми НЦ УрО РАН.***

неметаллических полезных ископаемых, в которых долгое время они фиксировались как попутные и не рассматривались в качестве потенциального источника сырья.

Выявление, идентификация и изучение форм нахождения критических металлов в рудах и горных породах, различных по составу и генезису, которые могут рассматриваться как нетрадиционное комплексное сырье, представляет одну из главных задач технологической минералогии. Решение этой задачи позволит получить объективную и достоверную информацию, способствующую разработке и совершенствованию технологий извлечения полезных металлов.

Как показывает опыт работы с различными полезными ископаемыми (редкометалльные, марганцевые, золотосодержащие руды, бокситы, железомарганцевые образования океана, горнопромышленные отходы и пр.), содержащими преимущественно незначительные количества критических металлов, для получения необходимой и достаточной минералогической информации необходимо четкое понимание задач исследования и возможностей применяемых методов. Необходимо подчеркнуть, что традиционный комплекс физических методов, включающий оптическую микроскопию и рентгенографический фазовый анализ, позволяющие получить общие представления о текстурно-структурных признаках, минеральном (фазовом) составе, последовательности выделения минералов, вторичных изменениях не всегда обеспечивают полноценную и однозначную информацию об объекте. Это связано с разрешающей способностью приборов, нередко весьма незначительном количеством анализируемого материала или методическими трудностями, например, такими, как наложение рефлексов минералов при рентгенографическом анализе минеральных агрегатов. Поэтому привлекаются высокоразрешающие физические, в первую очередь, электронно-микроскопические методы, направленные конкретно на выявление и определение форм нахождения и выделения полезных металлов, представляющих практический интерес. В комплексе методов минералогического анализа нашли свое место Рамановская спектроскопия и метод малоуглового рассеяния, которые в сочетании с другими методами позволяют получить практически значимую информацию. Все минералогические исследования обязательно должны сопровождаться количественным химическим анализом.

В качестве примера рассмотрим алюмофосфаты – минералы группы крандаллита, присутствующие в значительных количествах в редкометалльных рудах, например, Томторского и Чуктуконского месторождений, освоение которых до сих пор не осуществляется, несмотря на многолетний практический интерес к этим огбъектам.

Пирохлор-монацит-крандаллитовые руды Томторского месторождения отличаются высокой дисперсностью, тесным срастанием минералов и одновременным присутствием одного и того же полезного компонента в нескольких минеральных фазах. За редкоземельную минерализацию отвечают, прежде всего, монацит, содержание которого иногда достигает 25%, апатит (до 5%) и минералы группы крандаллита, на долю которых приходится от 10 до 45% [2, 3].

Минералы крандаллита в рудах обычно выполняют роль цемента, представлены полиминеральными агрегатами двух разновидностей: скрытокристаллические блочного микростроения иногда с элементами метаколлоидной микроструктуры и колломорфные с явно выраженной метаколлоидной, иногда глобулярной микроструктурой. В ассоциации с минералами крандаллита присутствуют гидроксиды железа, значительно реже марганца, карбонаты, анатаз, пирохлор и монацит в виде индивидуализированных зерен различного размера, в том числе и нанометрического. Надежно диагностировать конкретные минералы группы крандаллита методом рентгенографического анализа не всегда представляется возможным из-за тончайших срастаний минералов различного состава микрометрового и нанометрового размеров,

что определяет присутствие промежуточных разновидностей между крайними минералами этой группы. Тем не менее, рентгенографическим анализом установлено, что в рудах преобладает флоренсит, в подчиненном количестве встречаются горсейксит и гояцит, который отличается достаточно высокими содержаниями алюминия, фосфора и кальция. Наиболее высокие содержания Ba и Sr обнаружены в горсейксите, а ∑REE – во флоренсите, для которого типично низкое содержание кальция.

Комплексные руды Томторского месторождения по содержанию в них ниобия, редких земель, иттрия, скандия, фосфора по существу представляют собой природный пирохлор-монацитовый концентрат. Минералогические особенности руд: явное преобладание фосфорсодержащих минералов над пирохлором, характер их распределения, особенности реального состава и строения, а также экспериментально установленное влияние фосфорсодержащих фаз на поведение рудных минералов при взаимодействии с кислыми и щелочными реагентами, позволили разработать технологию комплексной переработки пирохлор-монацит-крандаллитовых руд с селективным отделением ниобия от редкоземельных металлов в начале процесса, обеспечивающую получение товарной продукции (Nb_2O_5, оксиды REE и Sc_2O_3) [4].

Бокситы Среднего Тимана содержат повышенные содержания редких земель, ниобия, фосфора, стронция, форма нахождения которых однозначно не установлена [5]. Известно [6], что в коре выветривания встречаются франколит, крандаллит, сванбергит, диаспор, бертьерин. Крандаллит и сванбергит ассоциируют с диаспором, поэтому содержание P_2O_5 в бокситовой зоне достигает 10%, Al_2O_3 достигает 55%. Следует отметить, что надежно диагностировать крандаллит и сванбергит методом рентгенографического фазового анализа оказалось методически невозможно. Привлечение Рамановской спектроскопии позволило идентифицировать сванбергит. Не исключено, что именно эти минералы могут быть ответственными за редкие, в том числе редкоземельные металлы. На сегодняшний день бокситы с точки зрения извлечения из них редких металлов относятся к категории необогатимых, что негативно сказывается на их комплексном использовании. Совершенно очевидно, что для создания эффективной технологии их переработки решить необходимо минералогические вопросы, в том числе касающиеся форм нахождения и выделения редких металлов.

Практический интерес к алюмофосфатам, как минералам, содержащим редкие земли, отмечается не только у российских специалистов. Известны работы китайских коллег [7], показавших, что в комплексных сванбергитовых (сульфат-алюмофосфатных) рудах провинции Сычуань главным минералом является крандаллит (порядка 90%), в кристаллическую структуру которого в виде изоморфной примеси входят редкие земли (79%). Установлено, что в целом руда обогащена иттрием (более 35% от общего содержания REE) и лантаноидами (лантан, церий, неодим). Проведенные исследования подтвердили комплексность сванбергитовой руды. Выявленная форма нахождения редкоземельных металлов позволила рекомендовать для их извлечения гидрометаллургический метод, предусматривающий обжиг и кислотное выщелачивание.

В заключение следует отметить, что текущая ситуация с критическими металлами, требует рассмотрения всех возможных вариантов их присутствия в комплексных рудах (горных породах) разного состава и генезиса, в том числе и относящихся сегодня к нетрадиционному минеральному сырью. Выявление, идентификация и изучение форм нахождения критических металлов позволит решить вопросы максимально полной переработки руд, что показано на примере редкоземельных руд.

Список использованных источников

1. Быховский Л.З., Кудрин В.С. Промышленные типы месторождений редких металлов. Геол. методы поисков, разведки и оценки м-ний тверд. полезн. ископаемых: Обзор. М.: 2001. 62 с.
2. Лапин А.В., Толстов А.В., Куликова И.М. Некоторые особенности минерального состава, структуры и генезиса уникальных комплексных редкометалльных руд месторождения Томтор // Новые данные по минералогиии и геохимии редкометалльных месторождений. М.: ИМГРЭ. 2017. С.17-51.
3. Лихникевич Е.Г., Ожогина Е.Г., Астахова Ю.М. Влияние минерального состава пирохлор-монацит-крандаллитовых руд на технологические показатели их переработки // Золото и технологии. 2016. № 4. С.67-71.
4. Лихникевич Е.Г. Опережающие минералогические исследования – основа для прогнозирования технологических свойств и выбора оптимальных технологических решений // Разведка и охрана недр. 2018. №10. С.24-29.
5. Котова О.Б., Ожогина Е.Г., Сун Ш., Размыслов И.Н. Технологическая минералогия как основа комплексного освоения полезных ископаемых (на примере бокситов Верхне-Щугорского месторождения) // Горный журнал, 2021. № 11. С.21-26.
6. Mordberg L.E. Thorium in crandallite-group minerals: an example from a Devonian bauxite deposit, Timan, Russia // Mineralogical Magazine, 2004. June. Vol.68 (3). P. 489-497.
7. Keyu Ma et. al. Study on REE occurrence in a Svanbergite and basic ore characteristics. Physicochem. Probl. Miner. Process., 58(3), 2022, 147377 http://www.journalssystem.com/ppmp

Technological mineralogy of critical metal ores. Unconventional mineral resources

Kotova O.B., Ozhogina E.G.

Detection and identification of forms of occurrence of critical minerals in complex ores, which can be considered as non-traditional mineral raw materials, is one of the main tasks of technological mineralogy. Rare metal ores of the Tomtor deposit and the Middle Timan bauxite are considered.

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ И ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЭФФЕКТИВНОСТЬ КОМПЛЕКСНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ РУД В ПАО «УРАЛАСБЕСТ»

***С.Е. Пуненков*[1,2]**

[1] ПАО «Ураласбест», г. Асбест, Российская Федерация
[2] ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет», г. Екатеринбург, Российская Федерация

e-mail: ore-dressing@control.uralasbest.ru

В статье рассмотрено состояние и развитие Баженовского хризотил-асбестового месторождения, освещены вопросы разработанной и внедренной ресурсосберегающей технологии комплексной и глубокой переработки хризотил-асбестовых руд Баженовского месторождения, обеспечивающей высокое (более 84%), извлечение хризотила и селективную сепарацию с последующей переработкой обедненной руды. Представлены новые возможности применяемой технологии по привлечению хвостов переработки в переработку с получением новых видов товарной продукции, востребованной на рынке. Освещены новые проекты, разработки, производства и технологии получения современных конкурентоспособных материалов с уникальностью и качеством, которые основаны на использовании хризотила. Представлены качественные, количественные технологические и технические, экономические показатели промышленного горно-обогатительного предприятия ПАО «Ураласбест».

ПАО «Ураласбест» – это высокомеханизированное и автоматизированное современное развивающееся промышленное предприятие, интегрированное в международную рыночную экономику. Предприятие обладает огромным потенциалом и большими ресурсами.

Баженовское месторождение хризотил-асбеста находится вблизи г. Асбест Свердловской области и разрабатывается открытым способом с 1889 г. Баженовское месторождение – крупнейшее в мире.

Месторождение обладает широким набором хризотиловых волокон разной длины: от долей до нескольких десятков миллиметров. Это позволяет производить хризотил-асбест от нулевой (0) до седьмой (7) группы и конкурировать на международном рынке с любым зарубежным аналогом этой продукции. Уникальность баженовского хризотилового волокна в том, что оно маложелезистое, содержит наибольшее количество оксида магния и минимальное количество брусита, немалита, карбонатов и других примесей, оказывающих негативное влияние на прочность хризотилового волокна и на величину потери массы при прокаливании. Волокно имеет отличную эластичность, прочность, мягкую текстуру, хорошо расщепляется на тончайшие волокна, обладает увеличенной удельной поверхностью и является менее энергозатратным для подготовки к производству фиброцементных изделий в сравнении с прочими аналогами хризотил-асбеста других месторождений.

Применяемый метод обогащения хризотил-асбестовых руд сухой гравитационный, осуществляемый пневматическим методом, основанном на различии физико-механических свойств скрытого и распушенного в процессе дробления хризотилового волокна и частиц породы.

Обогатительный комплекс состоит из цеха рудоподготовки и цеха обогащения. Цех рудоподготовки занимается подготовкой хризотилсодержащей руды к обогащению: классификации руды по крупности, грохочения, дробления, сушки, извлечения чернового концентрата, усреднения по качеству полезного компонента и влаги, складирования, выдачи руды в цех обогащения.

Схема обогащения включает в себя стадийное дробление и извлечение черновых хризотил-асбестовых концентратов, обработку черновых концентратов, обработку промежуточных и пылевых продуктов обогащения.

Преимущества применяемой технологии ресурсосбережения и комплексной переработки хризотилсодержащих руд в цехе обогащения на обогатительном комплексе:

– возможность перерабатывать около 20 млн т хризотил-асбестовой руды и вырабатывать 550 тыс. т хризотилового волокна с 0–7 групп;

– внедрен принцип ресурсосбережения: схема обогащения предусматривает вовлечение бедных руд с содержанием хризотила менее 1,7%;

– каскадное расположение дробильного и обогатительного оборудования значительно упростило компоновочное решение, исключило привлечение дополнительных транспортных устройств, сократило количество оборудования, капитальные и инвестиционные затраты;

– вертикально-молотковые дробилки заменяются на более эффективные центробежные дробилки (ДЦ 1,25; ДЦ 1,6) с программным управлением и частотными преобразователями. Это позволяет получить экономию ресурсов по цеху обогащения более 180 млн руб. за счёт повышения степени дробления и вскрытия хризотилового волокна в руде, увеличения его удельной поверхности, что обеспечивает дополнительный прирост хризотилового волокна на 24,5-28,6%; увеличения степени дробления до 1,7 и коэффициента вскрытия волокна в 5,3 раза; улучшения гибкости и управляемости селективности операции дробления; повышения производительности на 30%; снижения капитальных и эксплуатационных затрат, энергопотребления, материалоемкости процесса дробления (измельчения), времени обслуживания и количества обслуживающего персонала;

– внедрение в перечистных потоках барабанных классификаторов БК-1 и БК-2 вместо асбестовых обеспыливателей и рассевов улучшило качество, классификацию и обеспыливание хризотилового волокна, значительно снизило содержание мелкодисперсной пыли класса -0,075 мм в хризотиловом товарном волокне;

– для обогащения (вскрытия и распушки) труднообогатимых промежуточных продуктов крупностью менее 3 мм, содержащих 4% и более коротковолокнистого хризотила применяется вертикальная мельница «Раймонд-35»;

– внедрение комплексного подхода по переработке хризотилсодержащих руд обусловило снижение отходов более чем на 49%;

– внедрение рассеивающего и обеспыливающего оборудования: РА-34, РА-20, РА-24, РА-30, ЗРМ повысило эффективность обеспыливания и минимизировало потери хризотилового волокна;

– применение классифицирующего оборудования ГИД-2000 и ГИД-2-2000-125 позволило увеличить производительность по переработке руды и просеивающую поверхность для улучшения классификации, извлечения волокна, крупности в формировании марочности хризотил-асбеста, снизить количество оборудования и затраты на переработку руды. Эффективность классификации продукта достигнута с введением этого оборудования на рудном потоке 70%, извлечение волокна в концентрат относительно надрешётного продукта – 85%;

– возможность вырабатывать более 3,3 млн т фракционного кубовидного щебня фракций (мм): 5-10, 5-15, 5-20, 10-15 (20), 20-40, 40-70 (80);

– для повышения крупности разделения фракции для производства щебня, увеличения эффективности грохочения (не менее 85%), частоты колебаний (до 870 мин$^{-1}$) и увеличения производительности (до 120 т) установлены грохоты инерционные самобалансные ГИС-42 в рудном потоке цеха обогащения обогатительного комплекса;

– для снижения простоев, затрат на ремонт и обслуживание, повышения производительности и качества брикетирования хризотилового волокна ведется поэтапная модернизация 36 гидравлических прессов (расфасовочно-упаковочных машин) на упаковочном комплексе (средняя выработка по хризотилу одной машины составляет более 2,6 т/ч).

Все это обеспечивает гибкость, эффективность и производительность, манёвренность, бесперебойность работы цеха рудоподготовки и цеха обогащения. Годовая прибыль от реализации продукции предприятия более 1,9 млрд руб. Годовая реализация продукции по хризотиловому волокну более 5 млрд руб.

«Ураласбест» рассматривает и реализует задачи по комплексному и рациональному использованию минеральных ресурсов, диверсификации своих производств.

Для решения этих задач горно-обогатительный комбинат планирует и реализует проекты по использованию отходов обогащения хризотилсодержащих руд, для производства следующих товарных продуктов: оксида и металлического магния, магнезии жжёной, сульфата магния гидрата, микрокремнезёма, технического сернокислого натрия, аморфного кремнезёма, магниевого флюса, синтетического карналлита, бишофита и т.д. В основе схем получения этих продуктов используются методы гидрометаллургии или пирометаллургии. Они направлены на получение оксида магния или металлического магния. Годовой выпуск действующего производства в ПАО «Ураласбест» горно-химической компании ООО «Ультра Си» по оксидной группе составляет 19 т, по кристаллической группе 700 т, по кремневой группе около 150 т. Планируется наращивать объёмы производства и строительство завода большей мощности с привлечением в переработку отходов обогащения хризотил-асбеста около 20 тыс. т в год.

На основе вовлечения хвостов обогащения хризотил-асбестовых руд запущенно производство террасной доски из минерально-полимерного композита мощностью около 3 тыс. т в год, где декинг состоит из 70% гидросиликата магния или серпентинитового песка, 27% связующего полимера и 3% красителей и добавок.

Успешно реализован запуск производства гранулированной стабилизирующей добавки цилиндрической формы для щебеночно-мастичных асфальтобетонных смесей. Годовая производительность запущенного завода по производству гранулированной стабилизирующей добавки для щебеночно-мастичной асфальтобетонной смеси более 20 тыс. т. В процессе производства гранулированных стабилизирующих добавок цилиндрической формы для щебеночно-мастичных асфальтобетонных смесей используемых для строительства автодорог под маркой «Стилобит» применяется хризотил (5 или 6 группы) и базальтовые волокна, плюс добавляется органическое связующее.

При переработке хризотил-асбестовых руд, кроме волокна различной длины, комбинат выпускает посыпку крупнозернистую для мягкой кровли ПК-1,25; посыпку антигололед ПА-5; песок фракции 0,4 мм и щебень различных фракций, мм: 0-5; 0,16-2; 2-5; 4-8; 8 -16; 5(3)-10; 5-15; 5-20; 8-11; 8-16; 10-15; 10-20; 16-24; 20-40; 25-60; 31,5-63; 40-70; 40-80; 60-150; 60-120, вырабатывает минеральные и песчано-щебеночные смеси, используемые в дорожном строительстве для отсыпки железнодорожных и автомобильных путей, фракции: БХ (0–20 мм), Б-6, и С–2, С–4, С–5, С–6, С–7, С–12 и т.д.

ПАО «Ураласбест» входит в пятерку крупнейших производителей нерудных стройматериалов в России. В год горно-обогатительное промышленное предприятие производит нерудных строительных материалов (фракционного кубовидного щебня, строительного песка и т.д.) в объеме более 5,5 млн т. Для производства фракционного щебня широких и узких классов, крупного песка запущена внутри карьерного поля передвижная дробильно-сортировочная установка.

Горно-обогатительный комбинат ПАО «Ураласбест» для увеличения объёмов производства нерудных строительных материалов до 10 млн т на базе Баженовского месторождения хризотил-асбеста строит новый щебеночный завод «Восход». Монтируется дробильно-сортировочная установка с годовой производительностью более 5 млн т по выпуску песка и фракционного кубовидного строительного щебня, мм: 0-20, 20-40, 40-70. Это позволяет получать фракционный кубовидный щебень хорошего качества, в том числе и узких классов, содержащих менее 10% или 10–15% зерен пластинчатой и игловатой формы 1 и 2 группы классификации.

ПАО «Ураласбест» на основе комплексной переработки Баженовского месторождения хризотила, вовлекает в переработку такие встречающиеся породы в действующем карьере как габбро-диабаз. Из этой породы выпускается товарная продукция: минеральные теплоизоляционные плиты и гидропонный субстрат. Завод по производству минераловатных теплоизоляционных материалов работает с годовой мощностью производства более 82 тыс. т.

Серпентинитовые хвосты пригодны для получения магнийсиликатного пропанта. ПАО «Ураласбест» рассматривает вопрос перспективных инвестиций в проект производства магнийсиликатного пропанта из хвостов обогащения хризотил-асбеста. Данный продукт хорошо востребован для нефтяной промышленности.

ПАО «Ураласбест» в течение многих лет работает стабильно, с хорошими технико-экономическими показателями. Эти достижения стали возможны благодаря своевременным инвестициям, диверсификации производства, расширению ассортимента выпускаемой

продукции и техническому перевооружению, что значительно повысило эффективность и конкурентоспособность хризотил-асбестового горно-обогатительного промышленного предприятия.

Средняя производительность труда на ПАО «Ураласбест» показывает результативность работы компании в 2024 г.: она составила 5,798 млн руб. на человека в год. В РФ высокопроизводительными считаются предприятия с уровнем производительности труда 5 млн руб. на человека в год.

Опыт, накопленный в производстве товарного хризотила 0-7 групп, минерально-полимерного композита, стабилизирующей добавки для щебеночно-мастичной асфальтобетонной смеси, минераловатных теплоизоляционных плит, гидропонного субстрата, фиброцементной продукции, оксида магния и фракционного кубовидного щебня, а также строительного песка, стал фундаментом экономической устойчивости и развития ПАО «Ураласбест». В условиях рыночной экономики и жесткой конкуренции хризотил-асбестовая отрасль демонстрирует гибкость и инновационный подход. Компании проводят диверсификацию производства, осуществляют комплексную переработку хризотил-асбестовых руд, внедряют передовые технологии, технику и оборудование, стремясь к оптимизации мощностей. Преодолев рамки монопроизводства, предприятие переориентировалось на выпуск широкого спектра продукции, находящей спрос как на внутреннем, так и на внешнем рынке.

Technological and economic efficiency of complex use of ores in PJSC Uralasbest

Punenkov S.E.

The article discusses the state and development of the Bazhenovskoye chrysotile-asbestos deposit, highlights the issues of the developed and implemented resource-saving technology for the integrated and deep processing of chrysotile-asbestos ores of the Bazhenovskoye deposit, which provides high (more than 84%), chrysotile extraction and selective separation with subsequent processing of depleted ore. The article presents new opportunities of the applied technology to attract tailings of processing into processing with the production of new types of marketable products in demand on the market. The material also covers new projects, developments, production and technologies for obtaining modern competitive materials with uniqueness and quality, which are based on the use of chrysotile. The article presents qualitative, quantitative technological and technical, economic indicators of the industrial mining and processing enterprise PJSC Uralasbest.

СОВРЕМЕННЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ В ПРОЦЕССАХ ПЕРЕРАБОТКИ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

НОРИЛЬСКАЯ ОБОГАТИТЕЛЬНАЯ ФАБРИКА: ОТ СТАНОВЛЕНИЯ ДО СОВРЕМЕННОСТИ

Т.А. Акулова
ООО «Медвежий ручей», г. Норильск, Российская Федерация
e-mail: akulovata2@nornik.ru

Представлена информация о становлении и развитии Норильской обогатительной фабрики от введения в эксплуатацию до наших дней.

Норильская обогатительная фабрика (НОФ), введенная в эксплуатацию в 1948 г., в настоящее время остается одним из важных элементов экономики России, производя значительные объёмы никеля, меди, драгоценных металлов. Фабрика является стратегическим предприятием не только для региона, но и для всей страны.

История становления НОФ. Введенная в эксплуатацию в 1948 г. НОФ являлась связующим звеном в технологической цепочке Норильского промышленного района между добычей вкрапленной руды месторождения «Норильск-1» и производством на металлургических заводах никеля, меди, кобальта и других металлов, которые имели стратегическое значение для советской экономики. В 1950-е гг. НОФ достигла значительных объёмов производства, что позволило СССР активно развивать металлургическую отрасль. В период 1960–1970 гг. на фабрике началась приёмка в переработку богатой руды Талнахского и Октябрьского месторождений, а также проведена модернизация оборудования, выполнена установка новых машин, оптимизированы технологии, что повысило эффективность работы.

Также в 1960-е гг. приступили к проектированию хвостохранилища «Лебяжье». Строительство данного гидротехнического сооружения велось с учётом современных на тот момент экологических и строительных норм. В 1983 г. объект был успешно запущен в эксплуатацию в рамках экологической программы, направленной на снижение негативного влияния на окружающую среду.

С 1998 г. фабрика вступила в эпоху активной реконструкции, что значительно усилило ее производственные возможности.

Современные технологии обогащения на НОФ. В настоящее время НОФ – это одно из ключевых предприятий металлургической промышленности России, так как является основным источником производства цветных и особенно драгоценных металлов. Фабрика является структурным подразделением ООО «Медвежий ручей» и входит в состав Группы компаний ПАО «ГМК «Норильский никель».

На сегодняшний день фабрика перерабатывает руду по двум технологическим схемам, при разработке которых были учтены минералогические особенности поступающей руды: *гравитационно-флотационная схема переработки* вкрапленных руд рудника «Заполярный» месторождения «Норильск-1», а также вкрапленных и медистых руд рудников «Комсомольский», «Маяк» Талнахского рудного узла (ТРУ) по коллективно-селективной технологии

флотации; *флотационная схема переработки* вкрапленных и медистых руд рудников «Комсомольский» и «Октябрьский» ТРУ по селективно-коллективной технологии флотации.

Продуктами обогащения являются никелевый, медный и гравитационный концентраты, которые по системе высоконапорного гидротранспорта направляются на металлургические заводы Заполярного филиала ПАО «ГМК «Норильский никель». Отходами производства являются отвальные хвосты, которые складируются в недавно введенное в эксплуатацию третье поле хвостохранилища «Лебяжье».

С момента своего становления фабрика прошла многолетний путь развития, внедряя новые технологии и модернизируя оборудование, что позволило выйти на производительность до 9,2 млн т в год и получать качественные концентраты, удовлетворяющие требованиям металлургического передела.

Прогресс технологии обогащения руд на НОФ заключается в комплексном использовании известных приемов совершенствования процессов (переход на более эффективные реагенты, оптимизация режимных параметров и т.д.), а также в применении современных технологий автоматизации процесса и постепенном обновлении устаревшего парка оборудования.

Испытания пневматических флотомашин. В 2022–2023 гг. на НОФ были проведены опытно-промышленные испытания (ОПИ) пилотных флотационных пневматических (эжекторных) флотомашин (ПЭФ) разных производителей. Целью испытаний было определение эффективности применения флотационных машин новых конструкций в условиях непрерывного процесса на текущем минеральном сырье для оценки целесообразности их использования в перспективе.

Технологические преимущества ПЭФ:

– высокая эффективность процесса;
– низкие эксплуатационные затраты;
– низкий износ составных частей, так как ответственные узлы оборудования изготавливаются из композитных материалов, устойчивых к абразивному износу. В конструкции флотомашины отсутствуют движущиеся части.

Диапазон объемной производительности на пилотную флотационную установку составлял 20–40 $м^3$/ч. Объем питания на установку выбирался в зависимости от необходимого времени флотации 6,4–3,2 мин соответственно.

Для оценки эффективности работы пилотной установки параллельно в лаборатории обогащения проводились флотационные опыты тестируемых продуктов на пневмомеханической флотомашине ФМП-Л3 для сравнения промышленных результатов. Проведенные испытания подтвердили принципиальную возможность использования в перспективе пневматические флотомашины в перечистных операциях флотации НОФ.

Испытания цифрового советчика. Начиная с 2023 г., на секции переработки вкрапленных и медистых руд НОФ тестируется прототип Интеллектуальной системы автоматического управления технологическим процессом. Система выдает рекомендации по динамическому изменению технологических параметров управления процессом на основе данных рентгеноспектрального анализатора пульповых продуктов и текущих значений технологических параметров. Расчет советов выполняется на основе модели процесса и заложенного в ядро системы алгоритма, основанного на базе экспертных правил. Результат расчета выводится на АРМ оператора/флотатора.

Установлено, что применение цифрового советчика позволяет упростить задачу технологическому персоналу, оптимизировать расход реагентов, а также повысить извлечение

целевых металлов в коллективный концентрат (никеля на 0,53%, меди на 0,87%). К концу 2025 г. планируется ввести цифрового помощника в промышленную эксплуатацию.

Третье поле хвостохранилища «Лебяжье». Самым значимым проектом для жизненного цикла хвостохранилища «Лебяжье» стал запуск третьего поля. Третье поле хвостохранилища «Лебяжье» представляет собой технически сложный и уникальный объект. При его проектировании, строительстве и вводе в эксплуатацию Компания столкнулась и преодолела ряд сложнейших факторов, обусловленных сложными логистическими, геологическими, гидрологическими и климатическими условиями.

В ходе реализации данного проекта были использованы передовые технологии и материалы, которые применяются в современной мировой практике при строительстве и эксплуатации хвостохранилищ подобного типа. В частности, в чаше третьего поля был смонтирован противофильтрационный экран из полимерной мембраны. Реализована замкнутая система водооборота, позволяющая повторно использовать воду, поступающую из хвостохранилища, что минимизирует воздействие на местные водные экосистемы. Также использованы износостойкие трубопроводы с полиуретановым покрытием, что обеспечивает долговечность и надёжность конструкции.

В рамках проекта была создана система охраны окружающей среды, включающая строительство канала по отводу реки Купец с площадки хвостохранилища и установку системы контрольно-измерительной аппаратуры, по которой ведутся наблюдения за уровнем и физико-химическим составом грунтовых вод у подошвы гидротехнического сооружения.

Реализация проекта по строительству третьего поля поможет увеличить производственные мощности фабрики и обеспечит складирование отвальных хвостов на протяжении 15 лет.

Мониторинг безопасности ГТС. Следует отметить значительный прогресс в системе мониторинга безопасности гидротехнического сооружения хвостохранилища «Лебяжье». На ранних этапах жизненного цикла хвостохранилища мониторинг безопасности сводился к простым визуальным наблюдениям с использованием элементарных средств измерений. Сегодня мониторинг безопасности осуществляется с использованием самых современных и инновационных методов контроля и инструментов. Среди них:

– расширение действующей сети контрольно-измерительной аппаратуры;

– периодическое создание цифровых гидрогеомеханических моделей фрагментов хвостохранилища;

– аэромониторинг территории площадки хвостохранилища с помощью беспилотных летательных аппаратов;

– периодическое проведение инженерных изысканий на площадке хвостохранилища;

– проведение научно-исследовательских работ, направленных на повышение надёжности и устойчивости хвостохранилища в условиях Крайнего Севера.

Замена флотомашин. В действующей технологии НОФ в коллективном цикле флотации вкрапленных руд используются пневмомеханические флотомашины ФПМ-40, установленные параллельно. На 2026 г. запланирована замена существующих флотомашин на чановые флотационные машины с последовательным размещением в 2 каскада.

Это обусловлено целым рядом технологических преимуществ, которые делают этот выбор целесообразным и экономически выгодным, включая: высокий коэффициент полезного действия, уменьшение количества необходимых машин в технологической цепочке, снижение износа, энергетическая эффективность, сокращение ремонтных работ.

Важно отметить, что все вышеперечисленные мероприятия являются лишь частью программы по развитию НОФ и усовершенствованию ее процессов.

Заключение. НОФ продолжает активно развиваться, внедряя современные технологии и оборудование. Это не только повышает уровень технологических показателей обогащения руды, но и способствует устойчивому развитию предприятия в соответствии с современными экологическими стандартами. Вместе с этим фабрика представляет собой пример успешной интеграции современных технологий в горнодобывающей промышленности, что позволяет обеспечить эффективность и конкурентоспособность предприятия на глобальном рынке.

The Norilsk Concentrator Plant: from it becoming to modernity

Akulova T.A.

Information about the establishment and development of the Norilsk Enrichment Plant from its commissioning to the present day is presented.

ВЫСОКОЭФФЕКТИВНЫЕ АВТОКЛАВНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ РАСТВОРЕНИЯ ПЛАТИНОВЫХ МЕТАЛЛОВ*

О.В. Белоусов, Р.В. Борисов, А.А. Акименко, А.А. Шумкова

ФГБУН ФИЦ «Красноярский научный центр Сибирского отделения РАН»
Институт химии и химической технологии, г. Красноярск, Российская Федерация

e-mail: ov_bel@icct.ru

В работе представлены результаты исследования процессов растворения Pd(0), Pt(0), Rh(0) и Ir(0) в соляной кислоте в гидротермальных автоклавных условиях. Показана принципиальная возможность одностадийного растворения платиновых металлов (ПМ), в растворах соляной кислоты в присутствии пероксида водорода. Анализ кинетических данных с использованием модели сжимающегося ядра показал, что порошки ПМ растворяются в автоклавных условиях в кинетическом режиме. Исследовано влияние дисперсности и температуры на скорость процесса окисления металлов платиновой группы (МПГ). Найдены кажущиеся энергии активации соответствующих реакций. Полученные результаты могут быть использованы в аффинажном производстве для усовершенствования технологии переработки сырья, содержащего МПГ, и оптимизации подходов к синтезу чистых хлорокомплексных соединений ПМ.

Устойчивость к воздействию различных реагентов своеобразная визитная карточка платиновых металлов [1, 2]. Однако это является одной из серьёзных проблем аффинажа. Методом царско-водочного растворения или жидкофазного хлорирования, из группы платиновых металлов с заметными скоростями при нагревании растворяются палладий и платина. Но в этом случае реагенты используются очень неэффективно. И, самое главное, оказывается серьёзное воздействие на окружающую среду. Еще более сложная ситуация возникает в случае родия и иридия: возможно их частичное растворение в смесях кислот, но только при условии нахождения металлов в высокодисперсном состоянии. В аффинажном производстве перевод этих металлов в раствор сложен и многостадиен, а также чрезвычайно энергозатратен.

Повышение температуры является стандартным приемом интенсификации химических реакций, а проведение процесса в закрытых системах допускает возможность поднятия температуры существенно выше температуры кипения применяемого раствора. Кроме того, в этом случае более эффективно используются реагенты, минимизируются потери, решаются

* ***Работа выполнена при финансовой поддержке Российского научного фонда, проект 25-29-00159.***

проблемы выброса опасных и вредных веществ. Отметим, что использование автоклавных процессов в гидрометаллургии развивается весьма стремительно. Подробный анализ развития автоклавной гидрометаллургии приведен в работе [3]. Возможность применения автоклавных технологий при вскрытии концентратов драгоценных металлов показана в работах [4-7]. Физико-химические данные о равновесиях в водных растворах, полученные в широком температурном диапазоне, крайне необходимы для расчета направления и глубины протекания процесса. Особенно это важно для металлов платиновой группы и их соединений, отличительной особенностью которых, как уже было отмечено, является кинетическая заторможенность реакций с их участием. При этом повышение температуры до 100°С не всегда позволяет снять кинетические затруднения. Решение указанных проблем возможно с использованием закрытых систем. В этом случае не только эффективно используются реагенты, предотвращается выброс вредных веществ, но и исключаются возможные потери ценных компонентов, а также появляется возможность повышения температуры.

Процессы окисления металлических платины, палладия, родия, иридия в растворах соляной кислоты в присутствии пероксида водорода термодинамически разрешены и схематично их можно представить следующими уравнениями:

$$Pt + 6HCl + 2H_2O_2 = H_2PtCl_6 + 4H_2O, \quad (1)$$

$$Pd + 4HCl + H_2O_2 = H_2PdCl_4 + 2H_2O, \quad (2)$$

$$Ir + 6HCl + 2H_2O_2 \rightarrow H_2IrCl_6 + 4H_2O, \quad (3)$$

$$2Rh + 12HCl + 3H_2O_2 \rightarrow 2H_3RhCl_6 + 6H_2O. \quad (4)$$

Электронные спектры поглощения растворов, полученных после растворения платины, иридия и родия, отвечают, соответственно, следующим комплексным формам: $[PtCl_6]^{2-}$, $[PdCl_4]^{2-}$, $[IrCl_6]^{2-}$, $[RhCl_6]^{3-}$.

Поведение платиновых металлов в растворах характеризуется серьезными кинетическими затруднениями, причем химическая стойкость по отношению к кислотам и окислителям увеличивается в последовательности Pd – Pt – Rh – Ir. При этом реакционная способность конкретного металла увеличивается с ростом его дисперсности.

Эффективность применения автоклавных технологий подтверждается тем, что 30–50% избытка окислителя достаточно для перевода металла в раствор.

Растворение палладиевой черни, протекает со значительными скоростями уже при 70°С, а порошки палладия с субмикронными размерами частиц при 110°С в значимом количестве переходят в раствор в течение 1,5–2 ч.

Растворение крупнодисперсной (субмикронной) платины в значимом количестве реализуется при 130°С за 120 мин. С уменьшением размеров частиц наблюдается закономерный рост скорости растворения металлической платины. При 190°С растворение родиевой черни в значимом количестве достигается за 60 мин. Отметим, что аффинированный родий растворяется количественно при 200°С примерно за 240 мин.

Иридий, даже в виде черни с поверхностью 1 $м^2/г$, является достаточно инертным материалом при температурах ниже 195°С, а аффинированный иридий нерастворим в данных условиях. В связи с этим изучение процессов растворения аффинированного иридия, как и родия, проводили при более высоких температурах. Для его заметного растворения требуется значительный подъем температуры (до 210°С) и продолжительное время вскрытия (более 50 ч).

Анализ кинетики растворения порошков МПГ, имеющих форму, близкую к сферической, проводили с использованием модели сжимающегося ядра, экспериментальные данные описываются уравнением (5):

$$k_c\tau=1-(1-\alpha)^{1/3}, \quad (5)$$

следовательно, растворение МПГ в рассматриваемых случаях протекает в кинетическом режиме.

Список использованных источников

1. Буслаева Т.М., Симанова С.А. Состояние платиновых металлов в солянокислых и хлоридных водных растворах. Палладий, платина, родий, иридий. Коорд. химия. 1999. Т. 25. №. 3. С. 165–176.
2. Livingstone S.E. The Chemistry of Ruthenium, Rhodium, Palladium, Osmium, Iridium and Platinum: Pergamon Texts in Inorganic Chemistry, 1973 V. 25. 222 p.
3. Набойченко С.С., Шнеерсон Я.М., Калашникова М.И. и др. Автоклавная гидрометаллургия цветных металлов т. 1-3 / Екатеринбург: ГОУ ВПО УГТУ-УПИ. 2009.
4. King J.A., Knight D.A. Autoclave operations at Porgera // Hydrometallurgy. 1992. V. 29. Iss. 1-3. Pp. 493–511.
5. Lunt D., Briggs N. Refractory sulfide ores – case studies // Developments in Mineral Processing. 2005. V. 15. Pp. 920–936.
6. Белоусов О.В., Рюмин А.И., Белоусова Н.В. и др. Выщелачивание примесных элементов из бедных промпродуктов аффинажного производства в автоклавных условиях // Журн. прикл. химии, 2020, т. 93, № 7. С.1018-1023.
7. Белоусов О.В, Белоусова Н.В., Борисов Р.В., Рюмин А.И. Извлечение примесных элементов из концентратов металлов платиновой группы в гидротермальных условиях // Цветные металлы, 2021, № 6. С. 23-30.

Highly efficient autoclave technologies for dissolution of platinum metals

Borisov R.V., Belousov O.V., Akimenko A.A., Shumkova A.A.

The paper presents the results of studying the processes of dissolution of Pd(0), Pt(0), Rh(0) and Ir(0) in hydrochloric acid under hydrothermal autoclave conditions. The fundamental possibility of one-step dissolution of platinum group metals (PM) in hydrochloric acid solutions in the presence of hydrogen peroxide is shown. Analysis of kinetic data using the model of a shrinking core showed that PM powders were dissolved under autoclave conditions in the kinetic mode. The effect of dispersion and temperature on the rate of the oxidation process of platinum group metals (PGM) is studied. Apparent activation energies of the corresponding reactions are found. The obtained results can be used in refining to improve the technology of processing raw materials containing PGM and to optimize approaches to the synthesis of pure PM chlorocomplex compounds.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ МАГНЕТИЗИРУЮЩЕГО ОБЖИГА ДЛЯ БОГАТЫХ ГЕМАТИТОВЫХ РУД

А.Е. Машкин, Г.Д. Терехин

ПАО «Северсталь», г. Череповец, Российская Федерация

e-mail: ae.mashkin@severstal.com; gd.terekhin@severstal.com

Приведены результаты лабораторных исследований по подбору оптимальных параметров магнетизирующего обжига применительно к богатой гематитовой руде Яковлевского месторождения. Также рассмотрена технология получения полукокса из угля марки Г для использования в качестве восстановителя в технологии.

Целью работы является исследование возможности повышения качества богатой гематитовой руды за счет применения технологии магнетизирующего обжига с последующей магнитной сепарацией восстановленного продукта. Предметом исследования является богатая гематитовая руда Яковлевского месторождения, содержащая до 62% железа общего. Основным минералом, содержащим железо, является гематит Fe_2O_3, также присутствует сидерит $FeCO_3$, гетит FeO(OH) и магнетит Fe_3O_4. Помимо железа, в руде содержатся литофильные элементы: кремний и алюминий в оксидных формах и в виде минерала каолинита.

Предпосылками проведения данной работы являются результаты уже проведенных исследований по обогащению данной руды стандартными методами: сухой и мокрой магнитной сепарацией, обратной катионной флотацией и методами гравитационного обогащения. Применение сухой и мокрой магнитной сепарации позволяет получить обогащенную на 1 и 4% железа общего магнитную фракцию соответственно, однако массовый выход хвостов (немагнитной фракции) составляет до 80% и в них содержится до 55% железа общего. Вследствие этого извлечение железа в магнитную фракцию составляет 10-20%, что является неудовлетворительным показателем. Опыты по обратной катионной флотации с применением аминов жирных кислот в качестве собирателя также показали слабый результат: повышение содержания железа на 1-1,5% в камерном продукте при извлечении на уровне 85%. В процессе флотации отмечено наличие глинистой взвеси в камере флотомашины из-за присутствия каолинита в руде. Вероятно, именно это могло приводить к нарушению селективности флотации. Гравитационное фракционирование, выполненное на концентрационном столе, позволило выделить обогащенную на 6% железа общего фракцию, но извлечение железа составило 60%, что также является низким показателем.

Суть технологии магнетизирующего обжига состоит в переводе слабомагнитного гематита Fe_2O_3 в магнитные минералы – магнетит Fe_3O_4 и маггемит γ-Fe_2O_3, которые поддаются магнитным способам обогащения. Для этого необходимы нагрев материала до 500-800°C и восстановительная газовая среда. В данной работе осуществлен подбор оптимальной температуры обжига для получения приемлемых показателей обогащения методом магнитной сепарации.

Первым этапом технологии является подогрев и удаление летучих веществ из углей в трубчатой вращающейся печи с получением полукокса, который используется в качестве восстановителя на следующем этапе. Преимуществом использования полукокса является большая концентрация активного углерода и отсутствие летучих веществ для более стабильного восстановительного процесса.

На втором этапе осуществляется восстановление гематита и продуктов разложения сидерита и гетита до магнетита и гамма-модификации гематита с использованием полукокса в трубчатой вращающейся печи косвенного нагрева, с последующим измельчением огарка и его магнитной сепарацией.

Исследование выполняли на базе Лаборатории исследований вторичных ресурсов ПАО «Северсталь». Для проведения исследований использовали лабораторную трубчатую вращающуюся печь косвенного нагрева Protherm (представлена на рисунке 1), оснащенную бункером со шнековым питателем для подачи шихты и системой герметичной выгрузки огарка для предотвращения повторного окисления восстановленного материала.

В качестве сырья для опытов по полукоксованию использовали уголь марки Г, целью опытов являлся подбор оптимальной температуры, фракции крупности и времени обжига для удаления летучих веществ (целевое значение – менее 1%). В процессе опытов отмечено налипание материала на трубу (особенно на переходе от холодной зоны печи к горячей) при

термообработке угля фракцией 0-1 мм. В связи с этим работа была продолжена на более крупной фракции 0-3 мм. График зависимости остаточной доли летучих веществ от температуры полукоксования (время термообработки 60 мин) представлен на рисунке 2.



Рисунок 1. Трубчатая вращающаяся печь косвенного нагрева Protherm

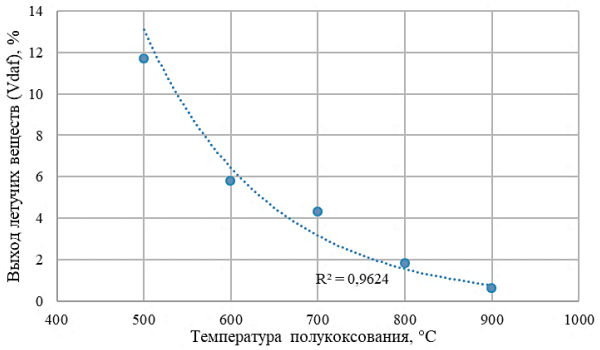


Рисунок 2. Зависимость содержания летучих веществ от температуры полукоксования

Из анализа полученных данных (рисунок 2) следует, что после термообработки при температуре менее 900°С в полукоксе содержится 1,8-11,7% летучих веществ. В свою очередь полукоксование в течение 1 часа при температуре 900°С позволяет получить полукокс с содержанием летучих веществ 0,6%. Далее, были проведены опыты по подбору оптимальной длительности полукоксования. Графики с зависимостью массовой доли летучих веществ после полукоксования от времени термообработки (30, 60 и 90 мин при температуре 800 и 900°С) представлены на рисунке 3.

По итогам проведенных опытов определены оптимальные параметры процесса полукоксования: 45-60 мин при температуре 900°С. При условии снижения требований к содержанию летучих веществ в полукоксе (менее 2%) процесс можно проводить при 800°С. На следующем этапе выполняли опыты по магнетизирующему обжигу с использованием полукокса в качестве восстановителя. Основной задачей являлся подбор оптимальной температуры обжига для обеспечения полного восстановления гематита и исключения возможности восстановления магнетита Fe_3O_4 при температурах около 800°С до слабомагнитного вюстита FeO. Дозировка восстановителя во всех опытах одинакова – 6% сверх массы руды. Данный параметр взят стехиометрическим расчетом с избытком в 2 раза (при этом учитывается содержание углерода в полукоксе). Все опыты проводили при времени выдержки в горячей зоне в 60 мин. Далее, полученный огарок измельчали в дисковом истирателе до крупности менее 125 мкм и подавали на магнитный сепаратор ЭВС-10/5, индукция магнитного поля на зубцах валка составила 0,15 Тл. Полученную магнитную и немагнитную фракцию анализировали на содержание железа общего и рассчитывали извлечение железа в продукты сепарации. Результаты исследований представлены на рисунке 4.

Анализ данных, представленных на рисунке 4, позволил сделать вывод, что оптимальная температура магнетизирующего обжига находится в пределах 700-800°С. При 700°С удалось увеличить массовую долю железа на 3,2% при извлечении 95%; при повышении температуры до 800°С прирост содержания железа общего в концентрате увеличился до 3,8%, но извлечение снизилось до 94,1%. Для сравнения: сухая магнитная сепарация исходной руды без

термообработки позволяет поднять массовую долю железа в магнитной фракции на 0,9% при извлечении 20,5%.

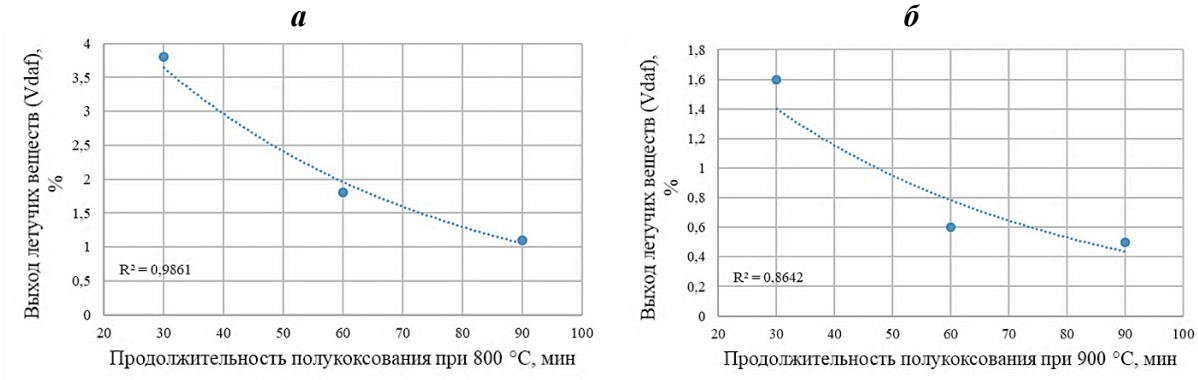


Рисунок 3. Зависимости содержания летучих веществ от продолжительности полукоксования при температуре 800°С (а) и 900°С (б)

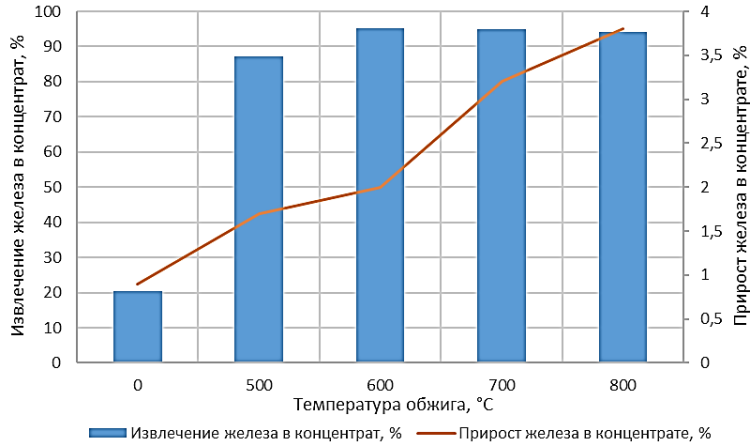


Рисунок 4. Зависимости извлечения (гистограмма) и прироста железа (график) в магнитной фракции от температуры обжига

Результатами исследований подтверждена эффективность процесса магнетизирующего обжига для богатых гематитовых руд, подобран диапазон температур для получения обогащенного продукта с высоким показателем извлечения.

В дальнейшем необходимо оптимизировать расход восстановителя с сохранением высоких показателей обогащения, изучить возможность частичного повышения температуры процесса для ускорения восстановления и подобрать оптимальный фракционный состава огарка для повышения селективности магнитной сепарации.

Research on the possibility of using magnetizing roasting for high-grade hematite ores

Mashkin A.E., Terekhin G.D.

Results of laboratory studies on the selection of optimal parameters for magnetizing roasting applied to high-grade hematite ore from the Yakovlevsky deposit are presented. The technology for producing semi-coke from G-grade coal for use as a reducing agent in the technology is also considered

СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И ТЕНДЕНЦИИ В РАЗВИТИИ ТЕХНОЛОГИЙ ОБОГАЩЕНИЯ ФЛЮОРИТОВЫХ РУД

Е.Ю. Дегодя[1], И.В. Шадрунова[2]

[1] ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Российская Федерация

[2] ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН», Москва, Российская Федерация

e-mail: magur@mail.ru; shadrunova_@mail.ru

Современное состояние плавикошпатовой промышленности требует внедрения технологий, направленных на повышение эффективности рудоподготовки и обогащения разновидностей флюоритовых руд, учитывающие отличия в их обогатимости, для получения кондиционных концентратов.

Флюорит (плавиковый шпат) является экономически и стратегически важным минеральным сырьем согласно распоряжению Правительства РФ от 30.08.2022 г. (№ 24730), входит в состав флюоритовых руд и является промышленным минералом фтора, широко используемым в металлургии для производства стали и алюминия, в химической промышленности для получения фтористых соединений, в атомной промышленности, строительной отрасли и др.

В РФ учтено 39 месторождений плавикового шпата с общими запасами около 30 млн т. Среднее содержание фтористого кальция (далее CaF_2) в российских флюоритовых рудах составляет 38,9%. Для сравнения, в Китае и Монголии содержание CaF_2 в рудах составляет 45-60%, а в эксплуатируемых объектах более 60% [1]. Низкое содержание CaF_2 в российских рудах ограничивает их использование в металлургии и снижает конкурентоспособность отечественного сырья. В условиях глобальных экономических изменений и санкционного давления вопрос обеспечения внутреннего спроса на флюорит становится особенно актуальным.

Основные запасы флюоритовых руд сосредоточены в Приморском (51,4%) и Забайкальском краях (35,8%), но в настоящее время они не перерабатываются из-за их трудной обогатимости и устаревших технологий. Суранское месторождение в Башкортостане также имеет промышленное значение, но его переработка ведется в незначительных объемах. И только одно крупное Эгитинское месторождение в Республике Бурятия (12,8%) обеспечивает Российскую Федерацию высококачественными флюоритовыми концентратами [1].

Суранское и Эгитинское месторождения относятся к эпитермальному малосульфидному флюоритовому типу, включающему разновидности: силикатно-флюоритовые, карбонатно-флюоритовые, флюорито-селлаитовые руды, качество которых оценивается не только содержанием фтористого кальция, вредных примесей, но и флюорито-карбонатным модулем. Установлено, что флюорит в данных месторождениях встречается чистый и с изоморфными примесями разного цвета. Во флюорито-селлаитовых рудах наряду с флюоритом находится селлаит (фтористый магний), который имеет промышленное значение [2]. Данные руды характеризуются, в основном, как труднообогатимые и согласно распоряжению Правительства РФ их вовлечение в переработку требует внедрения эффективных технологических схем, что является весьма актуальными целью и задачей.

Современные тенденции в развитии технологий обогащения флюоритовых руд направлены на повышение эффективности рудоподготовки, предконцентрации и селективности флотации труднообогатимых флюоритовых руд при снижении негативного воздействия на окружающую среду, увеличение энергоэффективности процессов. Анализ литературных данных и практика переработки данного сырья показывают, что теоретические основы и выявленные

ведущими учеными закономерности обогащения флюоритовых руд являются базовыми для легко- и среднеобогатимых руд, но полностью не определяющими для труднообогатимых. Установлено, что недостаточно уделялось внимания подготовительным процессам, радиометрической сортировке в режиме предконцентрации для всех разновидностей флюоритовых руд с разным характером вкрапленности, и уже в современных условиях новым селективным реагентам, позволяющим корректировать схемы флотации с учетом труднообогатимости сырья.

Пути повышения эффективности рудоподготовки флюоритовых руд достигаются при получении узкоклассифицированного неошламованного дробленого продукта перед измельчением и/или обогащением и при повышении производительности дробления и сокращении затрат электроэнергии на рудоподготовку. Указанный технический результат достигается тем, что в предлагаемом способе дробления флюоритовых руд, включающим грохочение и последовательное уменьшение крупности руды дроблением предложено применение в первой стадии дробления дробящих плит особой конструкции для щековой дробилки с целью получения уже на начальном этапе разрушения промежуточного узкоклассифицированного дробленого продукта, содержащего преимущественно средние классы крупности [3].

В режиме предконцентрации для всех разновидностей флюоритовых руд с разным размером и характером вкраплений доказана технологическая целесообразность применения способа атомно-абсорбционной сепарации материала крупностью -60+10 мм. Технический результат достигается в эффективности распознавания в руде скрытой минерализации за счет поглощения рентгеновского излучения на высоком и низком уровнях энергии.

Текстурно-структурные особенности флюоритовых руд являются основополагающими в проектировании схем обогащения. Для сплошных флюорито-селлаитовых руд, отличающихся наличием не только разновидностей флюорита, но и селлаита, разработана схема обогащения по типам и сортам, позволяющая получать высококачественные концентраты для разных отраслей промышленности. При этом одновременно разработан эффективный метод химического анализа для определения содержания фтористого магния в селлаитовом и флюорито-селлаитовом продуктах титриметрическим методом. Повышение достоверности получаемых результатов при проведении анализа достигается исключением применения методики расчета эквивалентной величины фтористого магния по содержанию его окиси, что обеспечивает повышение эффективности предложенного метода химического анализа для лабораторий горно-металлургического производства [4].

Для крупно- и средневкрапленных силикатно-флюоритовых руд разработана технология гравитационного обогащения с применением отсадки и концентрации на столах. Получены концентраты с содержанием CaF_2, равном 92–93% при извлечении 41–51%. Для тонковкрапленных флюоритовых руд с разным карбонатным модулем разработаны схемы флотации. В качестве собирателей флюорита были исследованы различные карбоксильные собиратели, характер влияния которых идентичен. Новые селективные реагенты фирмы Florrea проявляют более сильные собирательные свойства по сравнению с олеатом натрия и олеиновой кислотой. Также исследованы и другие классы реагентов. Определено, что особенностью изученных реагентных режимов является обязательное применение сернистого натрия, активирующего флотацию флюорита.

Для силикатно-флюоритовых руд при применении основной флотации и четырех-пяти перечистных операций возможно получение флюоритовых концентратов с содержанием CaF_2, равном 92–97% при извлечении 8–93%. Для карбонатно-флюоритовых руд с низким и средним флюорито-карбонатным модулем наряду с данными операциями необходимо и целесообразно применение операции пропарки с установленными основными параметрами: концентрацией

жидкого стекла, температурой пульпы; содержанием твердого в пульпе. Такая технология позволяет эффективно подавлять карбонаты и получать флюоритовые концентраты с содержанием CaF_2, равным 92–97% при извлечении 86–90% [5].

Для повышения избирательности извлечения флюорита решен комплекс вопросов, определяющих поведение разновидностей флюорита и сопутствующих минералов в процессе флотации. Выявлена и доказана различная флотационная активность разновидностей флюорита, которая объясняется различным их энергетическим состоянием, смачиваемостью, формами кристаллической решетки гексаоктаэдрического класса, наличием примесей [6].

Результаты представленных изысканий подтверждаются сопоставимостью большого объема экспериментальных исследований с положительными результатами промышленных испытаний, идея которых базируется на анализе практики перерабатываемого сырья, обобщении передового опыта и современных представлениях о применении сочетания физических и физико-химических методов, регулировании энергоемкости процессов дробления и обогащения и обеспечении требований кондиций на концентраты.

Список использованных источников

1. Государственный доклад «О состоянии и использовании минерально-сырьевых ресурсов Российской Федерации в 2022 году». Министерство природных ресурсов и экологии РФ. М., 2022. 640 с.
2. Дегодя Е.Ю. Геолого-минералогические особенности флюорит-селлаитовых руд Суранского месторождения / Е.Ю. Дегодя, В.Е. Чистякова // Актуальные проблемы современной науки, техники и образования: Тезисы 80-й международной научно-технической конференции, Магнитогорск, 18–22 апреля 2022 года. Том 1. Магнитогорск: МГТУ им. Г.И. Носова, 2022. С. 33.
3. Методика определения параметров рифлений дробящих плит щековых дробилок / А.Д. Кольга, Е.Ю. Дегодя, Д.М. Айбашев, К.Ю. Хабаров // Горный журнал. 2017. № 6. С. 73-77.
4. Патент № 2805412 РФ, МПК G01N 31/16, C01F 5/28. Способ определения содержания фтористого магния в селлаитовом и флюорито-селлаитовом продуктах: № 2022123881: заявл. 07.09.2022: опубл. 16.10.2023 / И.А. Пыталев, Е.Ю. Дегодя, В.В. Якшина [и др.].
5. Degodya E.Yu. Effect of Liquid Glass on the Surface Properties of Different Minerals / E.Yu. Degodya, O.P. Shavakuleva // Materials Today: Proceedings, Sevastopol, 10–14 сентября 2018 года. Vol. 11. Sevastopol: Elsevier Ltd, 2019. P. 72-76.
6. Изучение адсорбционной и флотационной активности разновидностей флюорита Суранского месторождения / Е.Ю. Дегодя, В.С. Великанов, Ю.В. Сомова, О.П. Шавакулева // Горная промышленность. 2018. № 3(139). С. 84.

Current state and trends in the development of fluorite ore enrichment technologies

Degodya E.Yu., Shadrunova I.V.

The current state of the fluorite-spar industry requires the introduction of technologies aimed at increasing the efficiency of ore preparation and concentration of various fluorite ores, considering the differences in their amenability, to obtain commercial concentrates.

РАЗРАБОТКА И СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ АВТОМАТИЗИРОВАННЫХ СИСТЕМ КОНТРОЛЯ РУДНЫХ ПОТОКОВ НА ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИКАХ

В.В. Морозов[1], А.В. Демин[2], Ю.П. Морозов[3], Лодой Дэлгэрбат[4]

[1] ФГАОУ ВО Национальный исследовательский технологический университет «МИСИС», Москва, Российская Федерация

[2] ОАО «Союзцветметавтоматика им. В.П. Топчаева», Москва, Российская Федерация

[3] ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет», г. Екатеринбург, Российская Федерация

[4] Предприятие по разработке систем контроля SASS Co ltd., г. Эрдэнэт, Монголия

e-mail: dchmggu@mail.ru

Представлены результаты анализа современного состояния приборной базы и методик контроля качества рудных потоков, которые являются неотъемлемой частью систем управления технологическим процессом обогащения полезных ископаемых.

Средства и системы автоматизированного контроля характеристик рудных потоков в технологических процессах переработки полезных ископаемых являются неотъемлемой частью АСУ ТП обогатительного производства. Основная задача анализа элементного состава рудных потоков заключается в формировании базы данных для комплексного управления процессом обогащения.

Конструкции конвейерных анализаторов, предназначенных для определения элементного состава руд, включают рентгеновский источник (трубку или изотоп), детектор. Для измерения элементного состава используются рентгенофлуоресцентный и нейтронно-активационный методы. Современной технологией радиометрического анализа элементного состава руд является регистрации мгновенного гамма-излучения нейтронной активации (PGNAA). Радиоактивный источник испускает нейтроны, которые поглощаются ядрами атомов химических элементов материала на ленте конвейера. Вторичное гамма-излучение регистрируется и анализируется для определения элементного состава материала.

Задача систем визиометрического анализа в обогатительном производстве состоит в измерении и формировании базы данных для оценки таких параметров качества, как гранулометрический состав, вкрапленность, минеральный состав, окисленность, сортность и др., поступающей в переработку руды для выбора режима переработки.

Система контроля VisioRock предназначена для определения характеристик руды на конвейерной ленте в части распределения кусков по размерам, форме и другим свойствам. Системы анализа изображений RockSense™ 2D и RockSense™ 3D обеспечивают определение размера и формы кусков руды на быстро движущейся ленте использующая технологию 2D и 3D визуализации.

Установка «КОНВЕЛС» состоит из двусторонней системы освещения (под углом около 45°) и вертикальной цифровой камеры и обеспечивает фотосъёмку контролируемого продукта на движущейся конвейерной ленте, анализ и разделение фрагментов изображения по фракциям гранулометрического состава, расчет выхода классов заданной крупности.

Анализатор гранулометрического состава руды на конвейере «РИФ-Гранулометр» (ЗАО «НПО "РИВС"»), применяет высокоскоростное лазерное сканирование поверхности движущейся на конвейерной ленте рудной насыпи несколькими триангуляционными датчиками. Анализатор состоит из блока измерения, представляющего собой стойку с блоком лазерных измерителей, измерителя скорости ленты конвейера и блока обработки информации.

На обогатительной фабрике ГОКа «Эрдэнэт» была сконструирована система визиометрического анализа минерального состава мелкодробленой руды. Система визиометрического анализа (рисунок 1) обеспечивала получение 2D цифровые изображения руды в режиме реального времени и расчет данных о крупности и сортности (минеральном составе и структурных характеристиках) руды.

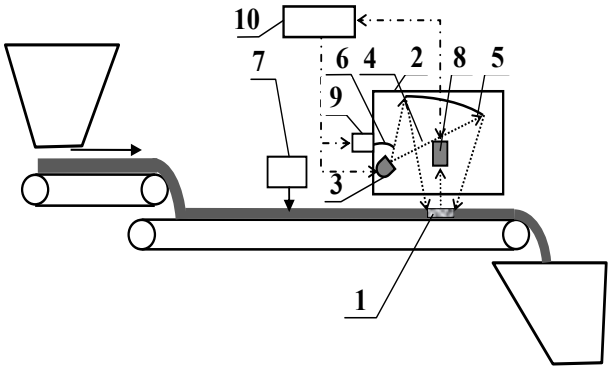


Рисунок 1. Устройство для визиометрического анализа сорта руды:
1 – измерительная площадка; 2 – корпус; 3 – источник света; 4 – световой поток;
5, 6 – основной и дополнительный отражатели; 7 – распылительный аппарат;
8 – видеокамера; 9 – привод отражателя; 10 – процессор

Там же был испытан новый способ и устройство для диагностики минерального состава руды на базе планшетного анализа. При работе анализатора на стеклянный столик (рисунок 2) помещается подготовленная проба руды, осуществляется освещение пробы, съемка и передача изображения пробы на цифровой преобразователь.

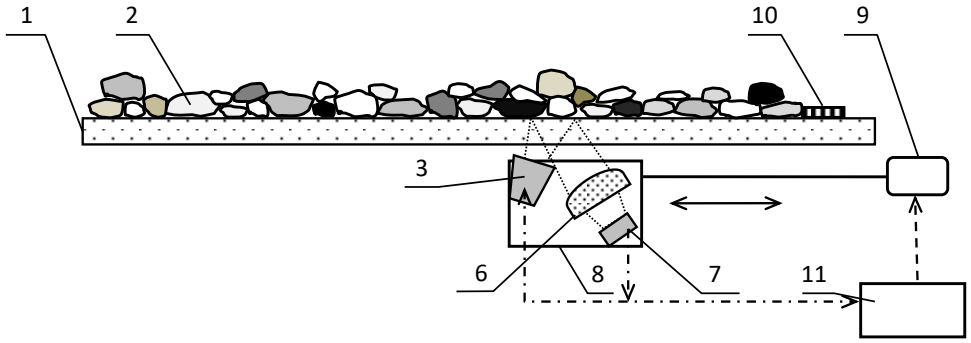


Рисунок 2. Схема планшетного визиометрического анализатора качества:
1 – столик из прозрачного стекла для размещения пробы, 2 – проба;
3 – светогенерирующая трубка; 4, 5 – продольные зеркала; 6 – продольная линза; 7 – оптический преобразователь; 8 – каретка; 9 – привод; 10 – калибровочный элемент; 11 – контроллер

Перспективным направлением совершенствования систем контроля рудных пульп является сочетание спектроскопии отражения в ИК-диапазоне с традиционным рентгенофлуоресцентной анализом. Технология Blue Cube MQi основана на отражательной спектроскопии для суспензионного и сухого материала и абсорбционной спектроскопии.

Анализатор Courier 8SL (Metso Outotec) предназначен для измерения в диапазоне БИК (ближнего инфракрасного) спектра – от 780 нм до 2500 нм (от 12800 до 4000 $см^{-1}$). Использование спектроскопии отражения VNIR в качестве дополнения к традиционному рентгенофлуоресцентному анализу обеспечивает оценку элементного и минерального состава.

Системы визиометрического анализа пенного слоя в процессах флотации наряду с анализом цвета позволяют измерять скорость движения пены, размер пузырьков и скорость их разрушения. В процессе развития данного направления было создано большое количество систем и алгоритмов анализа, наиболее известными из которых являются такие как FrothSense, FrothMaster, JK FrothCam, VisioFroth.

Разработанный в ЗАО «НПО "РИВС"» комплекс MachineVision предназначен для мониторинга параметров флотационной пены и представляет собой совокупность IP-видеокамер и вычислительного сервера. С использованием алгоритмов технологии машинного зрения достигается оценка количественных и качественных характеристик пузырьков, скорости схода пенного продукта, толщины слоя пены и анализ цветовых характеристик пенного продукта.

В системах автоматизированного управления технологическими процессами на обогатительных фабриках наиболее часто применяются седиментационный, щуповый и ультразвуковой методы измерения параметров гранулометрического состава.

Автоматический седиментационный гранулометр «ГРАН-П» («Уралавтоматика Инжиниринг») применяется для экспресс-анализа гранулометрического состава пульпы с крупностью частиц от 10 до 200 мкм. Методика включает измерение содержания контролируемого класса. Одновременно с гранулометрическим составом определяется плотность технологического потока пульпы.

В ультразвуковых гранулометрах используется зависимость интенсивности затухания ультразвука определенной частоты от размера зерен твердого и их концентрации. Спектр затухания преобразуется в распределение твердой фазы по размерам частиц. За рубежом распространены анализаторы PSM-400 и PSM 500 (Thermo Fisher), PSI-200 и PSI 300i (Metso Outotec). Новой разработкой является потоковый ультразвуковой гранулометр DF-PSM (компания DFMC, Китай).

Эффективные ультразвуковые гранулометры в Российской Федерации производит ООО «Симпатек». Анализатор размера и концентрации частиц OPUS обеспечивает поточный анализ высококонцентрированных суспензий, эмульсий, суспензий или паст без разбавления в режиме реального времени.

В гранулометре ЗАО «НПО "РИВС"» предварительно происходит представительный отбор пробы, измеряется первоначальная плотность пульпы, далее проба разбавляется для проведения измерений линейных размеров частиц в режиме насосной циркуляции по замкнутому контуру.

Широкое распространение получил прямой щуповый метод измерения характеристик гранулометрического состава, основанный на многократном прямом механическом измерении размеров частиц в пульпе. В щуповом гранулометре ПИК-074П, разработанном ОАО «СоюзЦМА» им. В.П. Топчаева, реализован метод определения гранулометрического состава, основанный на использовании корреляционной связи между содержанием контрольного класса и средним диаметром крупных классов.

Гранулометр ПИК-074П, виброакустический анализатор объемного заполнения мельниц ВАЗМ-1 и измеритель активной мощности мельницы применяют для управления процессом измельчения. Учет параметров руды при управлении процессами измельчения и классификации медно-молибденовых руд позволил повысить производительность передела по руде на 1,3%.

Development and improvement of automated systems for monitoring ore flows at processing plants

Morozov V.V., Demin A.V., Morozov Yu.P., Lodoy Delgerbat

The results of the analysis of the current state of the instrumentation and quality control techniques of ore flows, which are an integral part of the control systems for the technological process of mineral processing, are presented.

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЭФФЕКТИВНОСТЬ И ПРИНЦИП ДЕЙСТВИЯ СЕПАРАТОРОВ ДЛЯ ИДЕНТИФИКАЦИИ АНОМАЛЬНО ЛЮМИНЕСЦИРУЮЩИХ АЛМАЗОВ

А.В. Иванов[1], И.А. Макалин[1], Г.П. Двойченкова[2]

[1] Институт «Якутнипроалмаз» АК «АЛРОСА» (ПАО), г. Мирный, Российская Федерация
[2] ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН», Москва, Российская Федерация

e-mail: IvanovAV@alrosa.ru

Представлены результаты технологических испытаний модернизированных рентгенолюминесцентных сепараторов и исследований аномально люминесцирующих кристаллов алмазов с нехарактерной кинетикой люминесценции для повышения эффективности их извлечения из хвостов рентгенолюминесцентной сепарации.

Основным методом обогащения алмазосодержащей руды на обогатительных объектах АК «АЛРОСА» (ПАО) является рентгенолюминесцентный, основанный на свойствах алмазов люминесцировать в видимой области спектра под воздействием рентгеновского излучения [1]. Современные рентгенолюминесцентные сепараторы используют импульсный режим работы рентгеновской трубки и аналого-цифровую регистрацию сигналов люминесценции алмазов [2].

Регистрация сигналов люминесценции предполагает получение данных с быстродействующего многоканального аналого-цифрового преобразователя, к каналам которого подключены сигналы с фотоэлектронных умножителей [3]. В каждом цикле возбуждения считываемый с преобразователя массив сигналов фильтруется и обрабатывается. По каждому каналу рассчитывается совокупность характеристик, позволяющих отделить алмазы от пустой породы. Источники рентгеновского излучения, применяемые в сепараторах для возбуждения люминесценции, являются импульсными, что позволяет использовать для разделения как параметр быстрой компоненты, существующей только во время возбуждения, так и параметр послесвечения – медленная компонента. Зачастую значение медленной компоненты люминесценции от аномально люминесцирующих алмазов ниже порога разделения сепаратора, а если и выше, то по кинетическим характеристикам такие алмазы не попадают в концентрат и уходят в циркуляционные продукты фабрик, что может привести к разрушению кристаллов и, соответственно, значительному снижению их стоимости.

Кинетика люминесценции аномально люминесцирующих алмазов характеризуется значительной быстрой компонентой и невысоким значением медленной компоненты. При этом значение отношения этих компонент, как правило, более 12, что не характерно для алмазов с типичной люминесценцией [4]. Если проводить обнаружение кристаллов алмазов только по уровню быстрой компоненты, то в концентрат будет попадать значительное количество сопутствующих люминесцирующих минералов, что резко снизит селективность процесса

рентгенолюминесцентной сепарации. Поэтому было принято решение использовать в сепараторах люминесцентно-абсорбционный режим работы.

Для достижения селективности разделения в сепараторы введен, помимо условно называемого «люминесцентным» канала со стороны источника возбуждения (рентгеновская трубка), дополнительный «абсорбционный» канал с обратной стороны потока рудного материала. В этом режиме работы оценивается отношение медленной компоненты люминесцентного канала регистрации к медленной компоненте абсорбции, которое должно быть меньше заданного значения, т. е. анализируется амплитуда люминесценции минерала как со стороны облучения, так и с обратной стороны. Значение отношений компонент люминесценции как по медленной компоненте, так и по быстрой, будет невысоким в отношении прозрачных для рентгеновского излучения алмазов, а для сопутствующих минералов оно будет значительно выше. Это различие дает возможность исключить непрозрачные сопутствующие минералы, ярко люминесцирующие во время облучения рентгеновской трубкой.

Аномально люминесцирующие алмазы с нехарактерной кинетикой люминесценции ранее не извлекались с помощью штатных сепараторов, использующих импульсный режим работы рентгеновской трубки. Передел рентгенолюминесцентной сепарации на действующих обогатительных фабриках в основном представлен технологическими линиями сепараторов производства АО «ИЦ «Буревестник», Санкт-Петербург [5].

В рамках проведения испытаний институтом «Якутнипроалмаз» поставлены эксперименты по определению характеристик люминесценции алмазов из месторождений Архангельской области, Западной и Северо-Западной Якутии и возможности извлечения аномально люминесцирующих алмазов с применением модернизированных сепараторов. Рентгенооптический тракт регистрации в таких сепараторах имеет расширенную зону возбуждения и комбинированную люминесцентно-абсорбционную систему с обработкой сигнала люминесценции в момент импульса рентгеновского облучения и после его окончания.

Изучением алмазов из хвостовых продуктов рентгенолюминесцентных сепараторов установлено, что среди них, кроме низкосортных кристаллов со слабой люминесценцией и низкой стоимостью, встречаются прозрачные алмазы ювелирного качества с высокой оценочной стоимостью, имеющие аномальную кинетику люминесценции, в т.ч. алмазы типа IIa [6]. Результаты спектрографических и морфологических исследований показали, что выявленная группа аномально люминесцирующих алмазов на 90% состоит из прозрачных, часто окрашенных в дымчато-коричневый цвет кристаллов, которые относятся к так называемым «безазотным» алмазам с минимальным количеством примесей в кристаллической решетке, что определяет их чистоту. Соответственно, такие кристаллы оцениваются значительно дороже. Их содержание относительно всех алмазов из якутских месторождений составляет не более 1–2% [7].

Эффективность применения технологии рентгенолюминесцентной сепарации возрастает при извлечении из исходной руды крупных и качественных аномально люминесцирующих алмазов. Результаты выполненных исследования подтвердили, что аномально люминесцирующие алмазы могут быть успешно извлечены модернизированными сепараторами. Модернизированные люминесцентные сепараторы внедрены в производство на обогатительных фабриках № 1 Ломоносовского, №№ 3, 16 Мирнинско-Нюрбинского, № 12 Удачнинского, № 14 Айхальского горно-обогатительных комбинатов, сортировочных комплексах и в цехе доводки прииска Молодо АО «Алмазы Анабара», получен значительный прирост товарной продукции – алмазов.

Список использованных источников

1. Mironov V.P., Emelyanova A.S., Shabalin S.A., et. al. X-ray luminescence in diamonds and its application in industry // AIP Conference Proceedings, 2021; 2392 (1): 020010.
2. Казаков Л.В., Романовская Т.Е., Владимиров Е.Н. и др. История внедрения систем цифровой регистрации в рентгенолюминесцентные сепараторы // Горнодобывающая промышленность в 21 веке: вызовы и реальность. Сб. Тезисов докладов международной научно-практической конференции, посвященной 60-летию института «Якутнипроалмаз». Мирный, 2021. С. 147-148.
3. Владимиров Е.Н., Бубырь Е.В. Регистрация и цифровая обработка сигналов люминесценции в сепараторах алмазов // Современная электроника. 2014, с. 68-73.
4. Яковлев В.Н., Макалин И.А., Иванов А.В. Повышение извлечения алмазов и селективности процесса рентгенолюминесцентной сепарации при обогащении алмазосодержащих руд // Горное оборудование и электромеханика. – М.: Новые технологии, 2009. №6. С. 50-53.
5. Рентгенолюминесцентные сепараторы производства АО «ИЦ «Буревестник». URL: https://www.bourevestnik.ru/products/sorters/ (дата обращения: 26.05.2025).
6. Simakov S. K. On the origin of large type IIa gem diamonds // Ore Geology Reviews. 2018. T. 102. Pp. 195-203.
7. Соболев Е.В. Тверже алмаза. 2-е изд. Новосибирск: Наука, 1989. 192 с.

Technological efficiency and operating principle of the sorters for identification of diamonds with abnormal luminescence

Ivanov A.V., Makalin I.A., Dvoichenkova G.P.

The presented results of technological tests of upgraded X-ray luminescence sorters and studies of diamonds from tailing products are aimed at solving the problem of extracting diamond crystals with abnormal luminescence and uncharacteristic luminescence kinetics.

СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И НАПРАВЛЕНИЯ РАЗВИТИЯ ТЕХНОЛОГИИ ПРОИЗВОДСТВА ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ ОКАТЫШЕЙ

А.А. Солодухин, В.В. Брагин, И.Д. Плаксин, И.С. Берсенев

ООО «Научно-производственное внедренческое предприятие "ТОРЭКС"», г. Екатеринбург, Российская Федерация

e-mail: i.bersenev@torex-npvp.ru

Представлены результаты оценки текущего состояния технологии производства окатышей и текущие вызовы, стоящие перед производителями. Определено, что производство железорудных окатышей обеспечивает существенный объем производимого в РФ и мире металла, и при этом имеет потенциал развития. Глобальные тенденции развития отрасли в настоящий момент для всех производителей идентичны. Приведены данные о качестве и объеме производства окатышей ведущих производителей окатышей в мире.

Железорудные окатыши представляют собой сферические гранулы диаметром 10-30 мм, получаемые путем окомкования тонкоизмельченных железорудных концентратов с последующим обжигом при температурах 1200–1300°C. Железорудные окатыши являются ключевым компонентом шихты в шахтных печах металлизации и доменных печах, а их качественные характеристики напрямую определяют эффективность металлургических процессов. Типичный состав окатышей приведен в таблице 1.

Таблица 1. Типичный химический состав окатышей различных производителей

Производитель	**$Fe_{общ}$, %**	**SiO_2, %**	**CaO, %**	**MgO, %**	**S, %**	**P, %**	**Основность (CaO/SiO_2)**
ЛГОК (Россия)	65,5-67,0	2,62-5,20	0,42-2,67	0,22-0,48	0,005-0,023	0,005-0,022	0,1-1,1
Карельский окатыш (Россия)	60,2-66,0	4,0-8,3	1,06-4,36	0,25-0,3	0,003-0,011	0,006-0,009	0,23-0,5
LKAB (Швеция)	67-69	2-4	0,5-1,5	0,5-1,0	<0,01	<0,01	0,3-0,7
Vale (Бразилия)	64-67	3-6	0,5-2,0	0,3-0,8	<0,02	<0,03	0,2-0,8

Таблица 2. Производственные показатели ведущих предприятий (2023 год)

Предприятие	**Страна**	**Производительность, млн т/год**	**Содержание Fe, %**	**Основные рынки сбыта**
Vale Tubarão	Бразилия	35-40	64-67	Азия, Европа
LKAB (Кируна)	Швеция	28-30	67-69	Европа, Ближний Восток
МГОК им. А.В. Варичева	Россия	13-15	60,2-66,0	Россия, ЕС
ЛГОК	Россия	10-12	65,5-67,0	Россия, ЕС
Ferrexpo	Украина	10-12	62-65	ЕС, Азия

Тренд на повышение производства окатышей и замещения ими агломерата в шихте доменных печей РФ отмечается в настоящее время и в обозримом будущем: группы компаний Северсталь, НЛМК, Металлоинвест наращивают производство окатышей за счет ввода новых мощностей. За последнее десятилетие (2015-2024 гг.) мировое производство железорудных окатышей демонстрировало аналогичные тенденции. Объемы производства ежегодно растут, млн т: 2015: ~480; 2020: ~490; 2024: ~540 (при ежегодном росте 2-4%). Распределение по регионам и производителям стабильно: крупнейшие производители (доля в мировом производстве): Vale (Бразилия) – 22-25%; LKAB (Швеция) – 10-12%; Металлоинвест (Россия) – 8-10%. Региональное распределение: Южная Америка: 35-40%; Европа: 25-30%; Россия, Украина, Казахстан: 15-25%; Северная Америка: 10-15%; Азия и другие: 5-10%.

В связи с усиливающейся конкуренцией и давлением регулирующих органов в области экологии, а также необходимостью сокращать «углеродный след» продукции, большинство производителей окатышей предпринимают усилия по повышению массовой доли железа в окатышах. Современные производители, такие как LKAB, Vale, МГОК им. А.В. Варичева или Карельский окатыш, достигают высоких показателей качества (Fe>67%, прочность на сжатие >250 кг/ок). При этом разница в качестве между окатышами доменными и для металлизации (BF и DR, соответственно), сокращается, а отдельные предприятия перешли на выпуск только «премиальных» по содержанию железа окатышей.

Это достигается рядом технических, организационных и технологических решений на всех стадиях производства:

– повышение массовой доли железа в концентратах за счет тонкого грохочения и дополнительных стадий флотационного обогащения;

– использование пресс-валков высокого давления для повышения удельной поверхности концентратов;

– использование высококачественных связующих;

– оптимизация гранулометрического состава окатышей за счет смещения величины среднего диаметра окатыша в большую или меньшую сторону (в зависимости от цели мероприятия);

– оптимизация режимов обжига окатышей и тепловых схем обжиговых машин с целью увеличения энергоэффективности и снижения себестоимости;

– формирование структуры окатышей, обеспечивающей оптимальное сочетание металлургических свойств за счет использования флюсов (известняк, боксит) и покрытий;

– минимизация выбросов и эмиссий за счет модернизации газоочистных сооружений, утилизации твердых отходов, полного замкнутого цикла водооборота.

В то же время, существует ряд проблем, которые требуют решения. Истощение существующих залежей требует вовлечения новых месторождений и интенсификации использования забалансовых руд, доизвлечения железа из хвостов. Использование окисленных железистых кварцитов, высокосернистых руд, титаномагнетитовых руд с ростом концентрации титана требует адаптации технологического оборудования. Все эти изменения могут потребовать не только изменения режимов работы оборудования, но даже его замены. Для обжиговых машин может потребоваться техническое перевооружение с полным изменением тепловой схемы с учетом изменения прочности сырых окатышей, скорости удаления влаги, изменения тепловых эффектов при обжиге и т.д. Отдельным вопросом является производство брикетов, доля которых в общем объеме железорудного сырья для металлургии неуклонно растет, о чем свидетельствует опыт АО «НЛМК» и компании Vale. Преимуществом этого способа служит отсутствие высокотемпературной технологической стадии термообработки, соответствующее снижение себестоимости передела и сокращение объема вредных выбросов и эмиссий. Получение брикетов может быть реализовано по разным технологиям (экструзия, вибропрессование и др.), при этом проблемой является не состав и свойства сырья, а связующие вещества. Их добавка приводит к снижению концентрации железа в сырье, и именно необходимость подбора оптимального связующего (по стоимости, поведению в технологическом агрегате и т.д.), на текущий момент является лимитирующим фактором для повсеместного внедрения технологии. Если проблему «разубоживания» сырья при брикетировании удастся решить, то производство брикетов можно будет воспринимать как реальную конкуренцию окатышам. На фоне климатических изменений и нарушений ландшафтов, вызванных добычей и использованием полезных ископаемых, усилия производителей направлены на снижение выбросов, а задача повышения экологичности производства приобрела не только социальный, но и экономический смысл (сокращение штрафов, снижение потерь сырья). В производстве окатышей главной проблемой является повышение выбросов оксидов серы, что связано с добычей сернистых руд. Решение этой проблемы достигается за счет использования сероочистки, что порождает новую проблему – значительные объемы твердых отходов – гипсосодержащих шламов. Комплексное решение сложившейся ситуации к настоящему моменту не найдено. На фоне беспрецедентного по скорости изменения климата задача минимизации эмиссии парниковых газов в атмосферу также входит в число приоритетов. Так, декларируется концепция «водородной металлургии», которая предполагает отказ от использования углеродсодержащих топлив и использования газообразного водорода. В РФ эта концепция реализуется за счет наращивания объемов производства DRI и ГБЖ (ЛГОК, ОМК, Михайловский ГБЖ). Ряд металлургических компаний уже сейчас вовлечены в ее решение, и в обозримом будущем не видно причин для отказа от движения в сторону максимального использования водорода, источником которого служит природный газ. Риски использования водорода связаны с его опасностью, высокой стоимостью, необходимостью модернизации оборудования и корректировки технологических

режимов упрочняющего обжига и восстановления окатышей. Кроме того, существенные сложности по реализации новых производств DRI и ГБЖ обусловлены тем, что основные поставщики технологий и оборудования расположены в ЕС и США, и в период с 2022 года их участие в поставках оборудования и технологий было затруднено.

Таким образом, производство железорудных окатышей обеспечивает существенный объем производимого в РФ и мире металла, и при этом имеет потенциал развития. Безусловно, варианты технических решений и их эффективность различаются от предприятия к предприятию, что связано с различием вещественного состава сырья и особенностями технологических схем. Глобальные тенденции развития отрасли (повышение содержания железа в концентратах, производство окатышей DR-grade, снижение выбросов и эмиссий) в настоящий момент для всех производителей идентичны.

Current state and development directions of iron ore pellet production technology

Solodukhin A.A., Bragin V.V., Plaksin I.D., Bersenev I.S.

The results of the assessment of the current state of pellet production technology and the current challenges which the producers face, are presented. It has been established that iron ore pellet production provides to produce a significant volume of metal in Russia and the globe, and at the same time has the potential for development. Global trends in the development of the industry are now identical for all producers. Data on the quality and volume of pellets produced by the world's leading pellet producers are presented.

СТАНОВЛЕНИЕ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ В СССР В 20–30-Х ГОДАХ – ОПЫТ ФОРСИРОВАННОГО РАЗВИТИЯ

И.М. Петров

ООО «Исследовательская группа "Инфомайн"», Москва, Российская Федерация

e-mail: igo382@yandex.ru

Описан процесс становления и развития обогащения полезных ископаемых СССР в 20-30–х гг. прошлого столетия. Сделан обзор докладов Первого съезда по обогащению полезных ископаемых в 1930 г. Показано, что к началу 40-х гг. в СССР построено 38 новых обогатительных фабрик по переработке руд цветных и редких металлов.

Одним из главных импульсов развития отечественного обогатительного направления явилось Первое Всесоюзное совещание по цветным металлам, состоявшееся в Москве в марте 1925 г. [1].

Довольно значительное количество выступлений было посвящено обогащению руд цветных металлов. При этом докладчики отмечали прогресс в направлении внедрения флотации на обогатительных фабриках США и призывали ориентироваться на американский опыт с учетом местных условий.

Флотационное направление получило свое развитие в СССР в конце 20-х годов, когда были введены в эксплуатацию первые флотационные фабрики – сначала построенные зарубежными специалистами в рамках концессий – в Дегтярке и Тетюхе, а потом первые отечественные – Садонская, Риддерская, Богомоловская (Красноуральская).

В марте 1930 г. состоялся первый Всесоюзный съезд по обогащению полезных ископаемых. На съезде были представлены 80 учреждений и организаций, всего зарегистрировано участников – 252 чел. [2]. При этом наибольшее количество участников – от института

«Механобр» (49 чел.). Также значимые делегации были от Ленинградского горного института (31 чел.) и Московской Горной Академии (18 чел.).

Характерно, что доля членов ВКП(б) в составе участников съезда была не очень высокой – 24%, зато превалировали делегаты с высшим и незаконченным высшим образованием – 84%.

На съезде были представлены многочисленные доклады по разным видам сырья на отдельных секциях. Кроме того, обсуждались теоретические вопросы (главным образом, теория флотации), а также обогатительное оборудование, реагенты и подготовка кадров инженеров-обогатителей. В резолюции Съезда отмечалось, что «*наличие кадров в настоящий момент, а также перспективы недокомплектов штатов проектируемых и сооружаемых обогатительных фабрик по всем видам полезных ископаемых в разрезе пятилетки явно не удовлетворяет тем требованиям, которые предъявляет промышленность высшей и средней технической школе*».

При этом выпуск специалистов по обогатительной специальности в советских вузах до войны существенно вырос, например, Московский горный институт в 1930-1941 гг. подготовил и выпустил 216 чел. (рисунок 1, [3]).

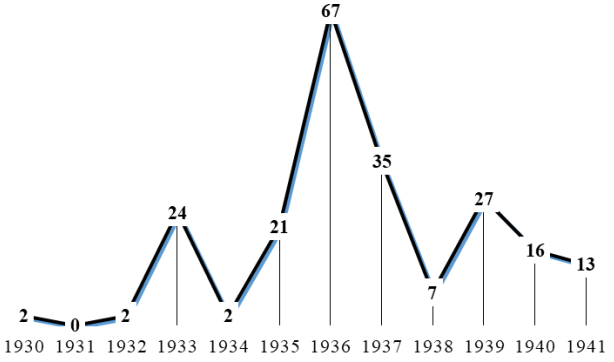


Рисунок 1. Динамика выпуска инженеров-обогатителей Московского горного института в 1930-1941 гг.

Подготовка кадров инженеров-обогатителей проводилась тогда в 9 учебных заведениях (Ленинград, Москва, Свердловск, Сталино, Днепропетровск, Орджоникидзе, Иркутск). На конференции в декабре 1936 г. был принят единый учебный план для специальности обогащения.

Общая потребность инженеров-обогатителей в стране в 1940 году составляла 250 чел. (из них 70 – по Главцветмету). На 1941 год она увеличилась до 315 чел. (80 – Главцветмет).

Съезд посчитал необходимым «*приступить к организации специального журнала, всецело посвященного всем отраслям обогатительного дела*». В 1931-1934 гг. под эгидой института «Механобра» начали издавать журнал «Горно-обогатительное дело» (1931-1934 гг.). В дальнейшем таким специализированным изданием стал «Горно-обогатительный журнал» (1936-38 гг.), как орган Всесоюзного научно-технического горного общества. Ответственным секретарем журнала являлся Семен Петрович Александров.

На страницах журнала (№6, 1937) отмечалось, что «*обогащение полезных ископаемых в Союзе бурно прогрессирует, обогащаются все новые и новые виды сырья…*». При этом «*научно-исследовательская база явно отстает от запросов производства. Центральный институт по обогащению – Механобр – не справляется с ролью ведущего, головного института. У практиков наших обогатительных фабрика все еще нет таких теоретических обобщений, которые позволяли бы уверенно вести процессы с заданными показателями.* ***Обогащение все еще является во многих своих разделах искусством и практика во многих случаях обгоняет науку***» [4].

Разнообразие опубликованных статей, обсуждаемых тем и перечень авторов не могут не впечатлять. Только в номерах за 1936 г. можно увидеть такие статьи как «К вопросу о терминологии в обогащении полезных ископаемых» (И.М. Верховский), «Комбинирование флотации и гидрометаллургии» (С.М. Ясюкевич), «Гипотеза о причинах легкой флотируемости сульфидных минералов и трудной окисленных» (Д.А. Шведов), «Метод изучения смачиваемости на порошках минералов в связи с флотацией» (В.И. Трушлевич и И.Р. Клячко), «Эффективность замкнутого цикла обогащения» (А.В. Троицкий), «Влияние расхода воздуха на селективность минерализации флотационной пены сульфидами» (С.И. Митрофанов и В.Д. Бенсон), «Итоги и достижения в области обогащения плавикового шпата» (М.А. Эйгелес), «Флотация касситерита» (С.И. Полькин и А.А. Болдырев).

Помимо теоретических статей много внимания уделено подробному анализу работы обогатительных фабриках (Каробской, Мизурской, Кировской, Чиатурской, Ачисайской, Никитовской и др.).

На страницах журнала можно увидеть большое количество рецензий на изданные книги по обогащению, при этом некоторые – с резкой критикой, порой выходящей за пределы общепринятой научной этики.

Итогом научных, инженерных и проектных работ советских специалистов отрасли стало введение в эксплуатацию в 30-е годы большого количества обогатительных фабрик по переработке разных видов сырья. В частности, для обогащения руд цветных и редких металлов – 38, главным образом, флотационных. Из этих 38 фабрик: 9 предназначались для переработки медно-цинковых руд, 8 – для оловянных, 7 – для свинцово-цинковых; по 4 для вольфрамовых и молибденовых руд и по одной для переработки сурьмяных, ртутных, титановых, бериллиевых, цирконовых и редкоземельных руд.

В итоге к 1941 г. СССР вышел на ведущие позиции в мире по уровню выпуска цветных и редких металлов в концентратах – по цинку и молибдену на 3 место, по свинцу – на 4 место, по меди и вольфраму – на 5 место [5].

Список использованных источников

1. Труды Первого Всесоюзного Совещания по цветным металлам. 30.03 – 06.04.1925. М. 1925. 770 с.
2. Первый Всесоюзный съезд по обогащению полезных ископаемых Л.: Гос. техн. изд-во, 1930. 43 с.
3. Московский горный институт 1918-1968. М., «Высшая школа», 1968. 335 с.
4. Обогащение в третьей пятилетке // Горно-обогатительный журнал. 1937. № 6. С. 2.
5. Statistical Yearbook of the League of Nations 1942/44. Geneva, 1945. 315 p.

Formation of mineral enrichment in the USSR
in the 20-30s – experience of forced development

Petrov I.M.

The process of formation and development of mineral enrichment in the USSR in the 20-30s of the last century is shown. A review of the First Congress on mineral enrichment in 1930 is made. It is shown that by the beginning of the 40s, 38 new enrichment plants for processing ores of non-ferrous and rare metals were built.

МОДУЛЬНЫЙ ПРИНЦИП ОБОГАЩЕНИЯ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ В ЗОНЕ АРКТИКИ И СУБАРКТИКИ

А.И. Матвеев, И.Ф. Лебедев, В.Р. Винокуров, Е.С. Львов, О.Ю. Очосов, Н.Г. Еремеева, Е.С. Слепцова

ФГБУН ФИЦ «Якутский научный центр Сибирского отделения РАН»
Институт горного дела Севера им. Н.В. Черского, г. Якутск, Российская Федерация

e-mail: andrei.mati@yandex.ru

В работе представлены результаты работ по созданию технологических модулей на основе современных разработок института горного дела Севера СО РАН по разработке россыпных и рудных месторождений минерального сырья.

В лаборатории ОПИ Института горного дела Севера им. Н.В. Черского СО РАН ведутся исследования по разным направлениям обогащения минерального сырья. Но основная часть работ связана с освоением месторождений в зоне Арктики и Субарктики с учетом суровых климатических условий и особенностей криолитозоны. Создание новых производственных объектов по переработке минерального сырья сопряжено с большими капитальными и эксплуатационными затратами, которые негативно сказываются на конечной рентабельности освоения месторождений. Снижение уровня затрат возможно за счет глубокой интеграции обогащения и горного передела, а также реализации новых подходов, собственно, к процессам обогащения, связанных с созданием отдельных автономных модулей переработки и обогащения. В ряде случаев это дает возможность исключить строительство стационарных обогатительных фабрик. При этом получение конечных продуктов обогащения предполагает разработку и организацию технологической цепи модулей, обеспечивающих на конечной стадии формирование перечистных и доводочных операций с получением концентратов необходимого качества. На данный момент обоснованы качественно-количественные параметры формирования технологических модулей с учетом технологических свойств и качества промежуточных и отвальных продуктов обогащения.

Так по модульному принципу работают многочисленные промприборы по переработке и обогащению золотосодержащих песков, что позволяет эффективно отрабатывать протяженные россыпные месторождения, расположенные, как правило, в долинах рек и ручьев. Эффект повышения рентабельности производства связан с полной интеграцией процессов переработки и горно-добычных работ.

Аналогичное решение принято при переработке алмазосодержащих песков на производственных площадках АО «Алмазы Анабара» и ОАО «Нижнеленское». Созданы уникальные сортировочно-обогатительные комплексы, позволяющие сократить объемы исходных песков до 4000 раз и получить первичные концентраты при извлечении до 98-99%. Реализация модульных комплексов стала возможна в результате внедрения в технологическую схему сортировочных комплексов с использованием рентгенолюминесцентной сепарации (для классов крупности -50+20 (16) мм) и тяжелосредной сепарации (для классов крупности -20 (16) +1 мм). Кроме этого, модульные комплексы позволяют попутно извлекать благородные металлы: золото и платину из классов крупности -1 мм. Благодаря использованию модульной технологии у компаний появилась возможность отказаться от строительства стационарных обогатительных фабрик [1].

Проблема создания технологических модулей для рудных объектов в первую очередь заключается в отсутствии соответствующего оборудования и технологий. Это, прежде всего, относится к рудоподготовительному оборудованию. Существующий в мире парк дробильно-

измельчительного оборудования, преимущественно представлен дорогостоящим дробильно-измельчительным оборудованием с высокой единичной мощностью и производительностью, что характерно для обогатительных фабрик большой мощности и производительности при освоении крупных месторождений рудного вещества.

Применение высокопроизводительного оборудования с массой требований к установке и эксплуатации невозможно в суровых природно-климатических условиях Арктики и Субарктики и лишь увеличивает долю «северного» удорожания. Это доказано опытом строительства и эксплуатации крупнейших объектов по переработке и обогащению: оловянная обогатительная фабрика в пос. Депутатский и ряд золото- и алмазоизвлекательных фабрик в Якутии.

Для широкого освоения средних и мелких месторождений рудного золота необходим более рациональный подход, связанный с разработкой новых технологий и высокоэффективного оборудования пригодных для создания автономных технологических модулей. Это разработка более компактных и высокоэффективных дробилок и измельчителей, технологий сухого обогащения и сортировки. Создание сухих технологий здесь является ключевым, ибо позволяет разорвать непосредственные технологические связи подготовительных и основных обогатительных процессов, связанных с использованием воды, что характерно для существующих «мокрых» обогатительных фабрик.

Для решения данной задачи нами на основе установленных закономерностей разрушения многократными динамическими воздействиями на кусковые рудные материалы, разработаны высокоэффективные способы сухой дезинтеграции рудного сырья и ряд принципиально новых аппаратов дробления и измельчения [2-4]. Решены теоретические и прикладные задачи разделения минеральных частиц по миграционной способности минералов в потоке воздушно-песчаной смеси и на их основе предусматривается создание пневматических сепараторов нескольких типов для обогащения минералов высокой и средней плотности [5, 6]. На их основе разработана передвижная рудообогатительная установка (МПРОУ) для предварительного обогащения. Также разработаны новые способы и аппараты гравитационного, флотационного, магнитного обогащения, которые могут быть востребованы для переработки и обогащения минерального сырья в модульных установках и доводочных переделах [7, 8]. И все это рассчитано для освоения месторождений полезных ископаемых, прежде всего, применительно к условиям Арктики и Субарктики.

Список использованных источников

1. Матвеев А.И. Технологические особенности обогащения алмазосодержащих песков: опыт работы ОАО «Алмазы Анабара», ОАО «Нижне-Ленское» / А.И. Матвеев, Н.А. Москвин. Новосибирск. Академическое издательство «Гео». 2014. 243 с.
2. Матвеев А.И. Научно-экспериментальные основы сухого обогащения руд полезных ископаемых / А.И. Матвеев, И.Ф. Лебедев [и др.] // Записки Горного института. 2022. Т. 256. С. 613-622.
3. Матвеев А.И. Исследование особенностей дезинтеграции рудных материалов при сухом измельчении в центробежном аппарате новой конструкции / А.И. Матвеев, В.Р. Винокуров // ФТПРПИ. 2023. № 4. С. 160-163.
4. Матвеев А.И. Особенности раскрытия золотосодержащих руд месторождения «Гурбей» ударными динамическими воздействиями / А.И. Матвеев, Е.С. Львов, А.В. Заикина // ФТПРПИ. 2021. № 2. С. 141-150.
5. Матвеев А.И. Сравнительные технологические исследования золотосодержащей руды месторождения Аркачан методом сухого обогащения и классической мокрой гравитацией / А.И. Матвеев, И.Ф. Лебедев, В.Р. Винокуров, Е.С. Львов // Горные науки и технологии. 2024. №2. С. 158-169.
6. Лебедев И.Ф. Исследование процессов классификации сыпучих материалов в лабораторной модели конусного центробежного пневмосепаратора / И.Ф. Лебедев, А.И. Матвеев // Обогащение руд. 2025. № 1. С. 16-20.

7. Слепцова Е.С. Физико-математическая модель проницаемости тяжелых частиц через магнитную постель отсадочной машины с полюсопеременным магнитным полем / Е.С. Слепцова, А.И. Матвеев, Б.В. Яковлев // Успехи современного естествознания. 2023. №12. С. 218-223.
8. Саломатова С.И. Результаты экспериментальных исследований по флотации в центробежном поле вращения жидкости // Тенденции развития науки и образования. 2023. №104(13). С. 101-105.

Modular principle of mineral enrichment in the Arctic and Sub-Arctic zone

Matveev A.I., Lebedev I.F., Vinokurov V.R., Lvov E.S.,
Ochosov O.Y., Eremeeva N.G., Sleptsova E.S.

The paper presents the results of work on the creation of technological modules based on modern developments of the Institute of Mining of the North of the Siberian Branch of the Russian Academy of Sciences for the development of placer and ore deposits of mineral raw materials.

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ МИНЕРАЛОГИЯ, РУДОПОДГОТОВКА, ТОНКОЕ И СВЕРХТОНКОЕ ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

ПОТЕНЦИАЛЬНЫЙ ХИЗОВААРСКИЙ КЛАСТЕР (ОПОРНЫЙ ПУНКТ) ПРОМЫШЛЕННЫХ МИНЕРАЛОВ АРКТИЧЕСКОЙ ЗОНЫ РЕСПУБЛИКИ КАРЕЛИЯ*

В.В. Щипцов[1,2], Т.П. Бубнова[1,2], О.В. Букчина[1], П.В. Фролов[1]

[1] ФИЦ «Карельский научный центр РАН»,
Институт геологии, г. Петрозаводск, Российская Федерация
[2] ФГБОУ ВО «Петрозаводский госуниверситет», г. Петрозаводск, Российская Федерация
e-mail: vv.shchiptsov@gmail.com

Обобщены и систематизированы геологические и минералого-технологические сведения о потенциальных промышленных минералах Хизоваарского кластера. Оценен минерально-сырьевой потенциал на ряд перспективных промышленных минералов.

Выявленные и разведанные рудопроявления и перспективные площади с их запасами и ресурсами минерального сырья различного качества, а также благоприятной транспортной и социальной инфраструктурой представляют собой определенный кластер (опорный пункт) минерального сырья региона. К одному из потенциальных кластеров относится Хизоваарский кластер промышленных минералов (рисунок 1). Кислотные метасоматиты Хизоваарской структуры формировались на всей площади в условиях кварц-кианитовой и кварц-мусковитовой фаций метасоматоза средних температур и повышенных давлений с высокой активностью летучих [1]. Основная результативность проявлений метасоматических процессов связана со свекофеннской активизацией. Метасоматиты доминируют как результат подвижности компонентов и изменения фазового состава минеральной системы, где значительную роль играли процессы природного обогащения. В тыловых зонах кислотного выщелачивания происходило формирование пирита, содержание которого в пирит-кианит-кварцевых комплексах достигает 15%. Территория Хизоваарского рудного поля определяется как перспективная на ряд промышленных минералов (кианит, кварц, мусковит гранат, ставролит, графит, пирит).

Хизоваарская структура входит с состав Северо-Карельского зеленокаменного пояса, расположенного в зоне мобилизации неоархейских коллизионных процессов, и относится, по мнению специалистов, к важному реперу геологических проявлений данной формации. Здесь особое минерагеническое значение имеют породы по коэффициенту глиноземистости, относимые к разновидностям умеренно глиноземистых и высокоглиноземистых типов [2].

Промышленные кианитовые руды основного объекта «Южная Линза» представлены двумя типами пород: светло-серые сланцы с игольчатым кианитом и серые до стально-серых

* ***Исследования выполнены в рамках государственного задания по теме №216 плана НИР, финансируемого Министерством науки и образования Российской Федерации.***

с лучистым кианитом промышленной значимости с содержанием кианита 10–25 и 10–49%, соответственно. Основными минералами, подлежащими удалению, являются кварц и пирит (0,5–14%), содержание слюд (мусковит, серицит) не превышает 0,5%.

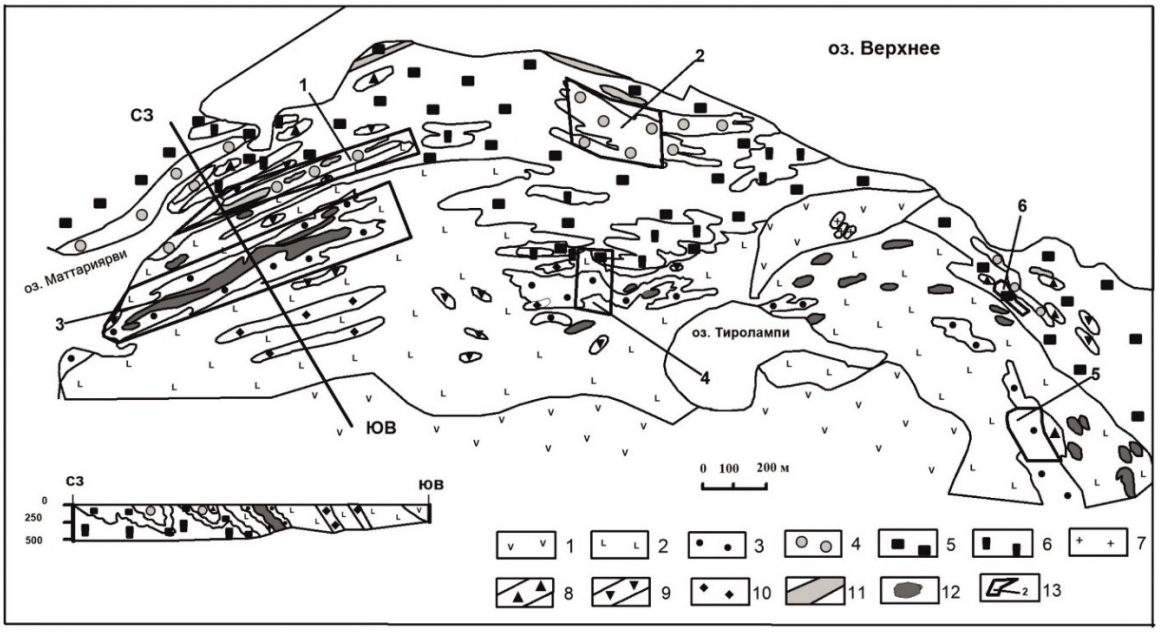


Рисунок 1. Схема геологического строения северной части Хизоваарского рудного поля:
1 – метабазальты; 2 – осадочно-вулканогенные породы дацитового и риодацитового составов; 3 – верхний высокоглиноземистый горизонт; 4 – нижний высокоглиноземистый горизонт; 5 – осадочно-вулканогенные породы андезитового и дацит-андезитового составов; 6 – метаандезиты. Дайковые комплексы: гранит (7); риодациты и дациты (8); габбро-диабазы (9); высокомагнезиальные габбро (10): габбро-амфиболиты (11); метасоматиты: силициты (12); 13 – номера участков: Северная линза (1), Восточная линза (2); Южная линза (3), Фукситовый (4), Восточный – 2 (5); Межозерное (6)

Кианит используется как огнеупорный минерал, в производстве стекловолокна, противопригарных красок и других изделий. Технологичность и уровень достигнутых свойств кианитового концентрата показали возможность его использования в качестве эффективного наполнителя суспензий для равноосного литья ответственных деталей газотурбинных двигателей из жаропрочных сплавов на никелевой основе в авиамоторостроении [3]. В этом случае принятая технологическая схема включает измельчение до 50% класса 200 меш, обесшламливание и флотацию. Сульфиды удаляются ксантогенатом, кианит извлекается флотацией в содовой среде олеиновой кислотой. Оптимальной следует считать схему с четырьмя перечистками, при которой концентрат содержит 57-57,5% Al_2O_3, 7,5% свободный кварц, извлечение кианита составляет около 70% от исходного. Наличие в кианитовом концентрате свободного, химически не связанного «первичного» кварца зафиксировано классическим эндоэффектом α–β кварц при 573°С на кривой ДТА, при этом применение кианита приводит к повышению температуры начала деформации керамики, снижает брак по засорам с 33-40 до 8-18% при меньшем расходе дорогостоящего связующего.

Маложелезистые мусковиты месторождения Восточная Хизоваара (Межозерное) – это новый тип высокочистых промышленных минералов [4]. Мелкоразмерный (чешуйчатый) молотый мусковит в зависимости от сухого или мокрого помола имеет свои области использования. При сухом помоле – это наполнитель в производстве стройматериалов, защитных красок, мастики, эмульсии (микронизированная 1-30 мкм), обмоток силовых кабелей на

битумной основе, покрытий электродов для дуговой сварки, производство резинотехнических изделий, микалекс, при мокром помоле – производство особо прочных пластмасс, типографских лаковых и других красок, обоев, резины, пигментов (20-150 мкм), в т.ч. для нужд автомобиле-, самолетостроения и косметической промышленности. По результатам обогащения 102 проб, отобранных из 7 скважин, установлено, что мусковит по содержанию железа условно разделен на три группы: первая (содержание железа до 0,2%); вторая (содержание железа 0,2-1,0%); и третья (содержание железа более 1%). Средний химический состав мономинерального мусковита, вес., %: SiO_2–46,56; TiO_2–1,32; Al_2O_3–14,26; Fe_2O_3–0,59; FeO–0,23; MnO–0,03; MgO–1,86; CaO–0,16; Na_2O–1,11; K_2O–9,18; H_2O–0,12; ппп–4,56. Наиболее ценными и легкообогатимыми являются кварц-мусковитовые разновидности (скв. 7).

Гранатовые руды месторождения «Высота-181» представляют крупный потенциальный источник данного минерального сырья в РФ. Предлагается начать промышленное производство с ввода в эксплуатацию модульной обогатительной фабрики с наращиванием мощности до 50 тыс. т/год по руде [5]. Отработка месторождения предполагается открытым способом. Для обогащения приемлема магнито-гравитационная схема.

Кварцевые жилы имеют распространение на всей площади Хизоваарского рудного поля, в том числе зафиксированы крупные гнездообразные кварцевые скопления и в кианит-кварцевых рудах (кианитовые кварциты).

При проведении кварцевометрической съемки масштаба 1:5000 в восточной части Хизоваарской структуры были выявлены кварцевые жилы различной степени грануляции, по всем признакам аналогичные гранулированным жилам близлежащего участка Рухнаволок с гранулированным кварцем.

Таким образом, проведен цикл работ по оценке минерального сырья Хизоваарского кластера промышленных минералов (кианит, мусковит, кварц, гранат, графит, ставролит и пирит), получены минералого-технологические характеристики метаморфогенных рудообразующих комплексов, разработаны инновационные методы комплексного обогащения с получением конечных продуктов (концентратов).

Предварительные укрупненные технико-экономические расчеты позволяют оценить целесообразность освоения и рекомендовать к использованию минерально-сырьевых ресурсов Хизоваарского рудного поля на основе разработанных инновационных технологий, существующих экологических требований и с учетом областей применения конечных продуктов обогащения.

Список использованных источников

1. Глебовицкий В.А., Бушмин С. А. Послемигматитовый метасоматоз. Л.: 1983, Наука. 216 с.
2. Щипцов В.В., Бубнова Т.П. и др. Кианитовые руды Хизоваарского рудного поля (Северная Карелия) // Тр. КарНЦ РАН (Сер. Геология докембрия). Петрозаводск: 2020, № 6. С. 75-97.
3. Демонис И.М., Карпович Ю.Ф., Озерова Г.П. и др. Кианитовые руды месторождения Хизоваара – перспективный вид огнеупорного сырья // Фундаментальные науки – народному хозяйству. М.: 1990. Наука. С. 692-694.
4. Щипцов В.В., Скамницкая Л.С., Бубнова Т.П. и др. Мусковитовые кварциты Карелии – новый промышленный тип минерального сырья // Геология и полезные ископаемые Карелии. Петрозаводск: 2003. КарНЦ РАН. Вып. 6. С. 67-77.
5. Shchiptsov V. V., Nikiforov A. G. Contribution of metasomatic processes to the formation of industrial minerals in Khizovaara ore field, Republic of Karelia, Russia // 16^{h} Int. multidisciplinary sci. geoconf. SGEM. Book 1. Sci. and Technologies in Geol., Exploration and Mining. Conf. proceed. Sofia: 2016. Vol. I. P. 125–132.

Potential Khizovaara cluster (stronghold) of industrial minerals of the Arctic zone of the Republic of Karelia

Shchiptsov V.V., Bubnova T.P., Bukchina O.V., Frolov V.P.

Geological and mineralogical-technological data on potential industrial minerals of the Khizovaara cluster are summarized and systematized. The mineral resource potential for several promising industrial minerals has been estimated.

ОСОБЕННОСТИ ВЕЩЕСТВЕННОГО СОСТАВА РЕДКОМЕТАЛЛЬНО-ТИТАНОВЫХ РОССЫПЕЙ, ВЛИЯЮЩИЕ НА ТЕХНОЛОГИЮ ИХ ПЕРЕРАБОТКИ

Е.Н. Левченко, Е.О. Соленикова

ФГБУН «Институт минералогии, геохимии и кристаллохимии редких элементов», Москва, Российская Федерация

e-mail: levchenko@imgre.ru; minlab.imgre@yandex.ru

В ходе работ был изучен: вещественный состав редкометалльно-титановых россыпей; химический и фазовый состав рудных минералов редкометалльно-титановых россыпей; особенности строения и форма нахождения рудных минералов. Все это в комплексе определяет технологию переработки россыпей данного типа.

В мире россыпи служат основным промышленным источником титановых минералов и циркона [1]. Распоряжением Правительства РФ «Об утверждении перечня основных видов стратегического минерального сырья» в августе 2022 г. титан и цирконий отнесены к стратегическим видам минерального сырья. Низкая инвестиционная привлекательность россыпей титана и циркония, широко распространенного на территории РФ сырья, основная потребность в которых до сих пор обеспечивается за счет импорта, определяется рядом факторов, один из которых связан с особенностями вещественного состава россыпей, влияющих на технологию их переработки [2].

К факторам, определяющим технологические свойства россыпных руд, относятся их минеральный состав и его распределение в классифицированном материале.

Содержание полезных компонентов является одним из главных факторов, определяющих экономическую эффективность отработки россыпных месторождений. Второй важный фактор, обуславливающий потери полезных компонентов при обогащении – наличие сростков рудных минералов с породообразующими.

Сростки обычно концентрируются в более крупных классах, тогда как в мелких ильменит, рутил и циркон представлены преимущественно свободными зернами. Так, в пробе Центрального месторождения в классе -0,56+0,25 мм ильменит представлен только сростками с кварцем (0,17%) и фосфатом (0,16%), в классе -0,25+0,14 мм более 70% ильменита находится в сростках [3]. Имея более низкую плотность по сравнению со свободными зернами, сростки, содержащие ценные минералы, часто концентрируются в легкой фракции с плотностью менее 2,7 г/см^3, что обусловливает их потери при обогащении. Это особенно характерно для Центрального месторождения и возможно именно это – одна из основных причин более низкого сквозного извлечения титана на Центральном месторождении по сравнению с другими россыпями.

В изученных пробах в классах крупнее 0,5 мм, при высоком содержании диоксида титана (до 2%), ильменит представлен только сростками с кварцем и фосфатом, в классе -0,56+0,25 мм ильменит представлен сростками с кварцем и фосфатом (99%) и только на 1% – свободными зернами, В классе -0,25+0,1 мм количество ильменита в сростках снижается до 1%, в классе менее -0,1 мм рудные минералы представлены преимущественно свободными зернами (таблица 1).

Таблица 1. Распределение сростков ильменита в легкой фракции при гравитационном обогащении песков в различных классах крупности, %

Класс крупности, мм	**-2,5+1,0**	**-1,0+0,5**	**-0,5+0,25**
Ильменит в сростках с кварцем	64,9	61,2	35,8
Ильменит в сростках с фосфатом	87,3	48,45	38,2

Опыт по гравитационному обогащению исходной пробы показал наличие сростков в монослое, которые при увеличении нагрузки распределяются в концентрат и хвосты гравитации. Сростки с кварцем очень богаты и распределяются на 99,61% в тяжелую фракцию плотностью >3,6 г/см^3, а сростки с фосфатом, наоборот, более бедны и на 77% распределяются в легкую фракцию. Если сростки богаты по содержанию рудных минералов, классы, содержащие их в значимом в количестве, после доизмельчения направляются на доводку (например, для ильменита методами магнитной сепарации уже на стадии первичного обогащения), и потери уменьшаются. Однако, переходя в титановый концентрат, сростки снижают его качество. Из вышеизложенного следует, что сростки должны быть предметом тщательного изучения, которое особенно эффективно с применением современных методов [3].

Применение методов дезинтеграции материала позволит высвободить часть ильменита и повысить качество концентрата.

С целью разрушения сростков были подготовлены пробы исходных песков крупностью -1,0 мм и проведены опыты с использованием установки ультразвуковой обработки (УЗО) и механической оттирочной машины (ОМ). Оттирка исходных песков в два этапа с контрольным грохочением по классу 0,25 мм визуально показала уменьшение количества сростков. УЗО использовали для разрушения остатка сростков материала +0,25 мм после ОМ-2. Проведенные опыты показали следующее: в классах -2,5 …+0,5 мм остались только свободные зерна кварца и фосфата, в классах менее 0,5 мм содержание свободных зерен рудных минералов увеличилось

Еще одна особенность редкометалльно-титановых россыпей – включения рудных минералов в нерудных попутных, а также наличие поверхностных изменений на зернах рудных минералов.

Минеральные включения ильменита в глауконите и его агломератах, характерные для редкометалльно-титановых россыпей, определяют его распределение в электромагнитные фракции вместе с ильменитом.

Изменчивость состава рудных минералов и наличие минералов-включений со свойствами и физическими характеристиками, отличающимися от свойств минерала-носителя, приводят к засорению концентратов и снижению их качества (рисунок 1) [4].

При анализе методом рамановской спектрометрии выявлено, что практически весь ильменит подвергся процессам изменения. В результате по поверхности зерен ильменита развиваются вторичные минералы титана – агрегат лейкоксена, который представляет собой продукт разрушения ильменита и преимущественно состоит из тонко переслаивающихся

выделений рутила и анатаза. Переход ильменита в рутил влияет на его физические свойства и поведение в технологическом процессе.

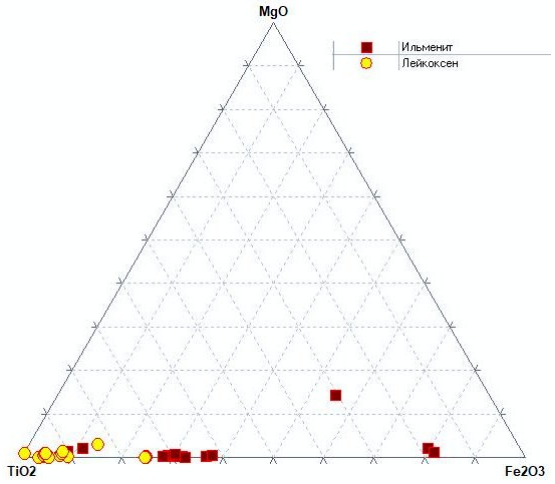


Рисунок 1. Изменчивость состава титановых минералов

Еще один фактор, влияющий на свойства минерала, наличие «рубашек» и пленок вторичных минералов по рудным. В частности, формирование фосфатных рубашек по ильмениту, рутилу, циркону затрудняет диагностику и сказывается на результатах анализа методом СЭМ.

Сложный вещественный состав песков отечественных россыпей требует разработки более эффективных методов добычи и технологических схем обогащения, с применением новых процессов и аппаратов, что, в итоге, может обеспечить решение проблемы промышленного использования россыпей с невысокими качественными характеристиками.

Таким образом, одной из основных проблем освоения редкометалльных месторождений является проблема технологическая: имеющиеся технологии переработки руд не могут обеспечить высокоэффективную переработку существующего минерального сырья [4]. Применение принципиально новых технологических и технических решений может обеспечить высокорентабельное использование существующего, известного, разведанного или опоискованного сырья

Список использованных источников

1. Быховский Л.З. Геолого-промышленные типы редкометалльных месторождений. Минеральное сырье. Сер. геолого-экономическая, № 28 / Л.З. Быховский, С.Д. Потанин. М.: Изд-во ВИМС, 2009. 157 с.
2. Быховский Л.З., Архипова Н.А. Рудная база стратегических редких металлов России: состояние, перспективы освоения и развития // Горный журнал. 2017. № 7. С. 4-10.
3. Левченко Е.Н., Шихов Н.В. Особенности вещественного состава титан-циркониевых песков месторождения Центральное и их влияние на технологию обогащения // Сб. материалов X конгресса обогатителей стран СНГ. М.: МИСиС. 2015. С. 10-14.
4. Levchenko E.N. The role of advanced mineralogical studies of rare metal ores in predicting technological properties and choosing optimal technological solutions // Practice Oriented Science: UAE. RUSSIA-INDIA. Proceedings of the International University Scientific Forum. UAE, 2023. pp. 105-110.

Features of the material composition of rare metal-titanium placers
that affect the technology of their processing

Levchenko E.N, Solenikova E.O.

In the course of the work the following was studied: the material composition of rare metal-titanium placers; the chemical and phase composition of ore minerals of rare metal-titanium placers; the structural features and form of occurrence of ore minerals. All this together determines the technology of processing placers of this type.

О ВЛИЯНИИ МЕТОДА МАТЕМАТИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ ДВИЖЕНИЯ МЕЛЮЩЕЙ ЗАГРУЗКИ В ПОМОЛЬНЫХ КАМЕРАХ МЕЛЬНИЦ НА ТОЧНОСТЬ И ДОСТОВЕРНОСТЬ ПОЛУЧАЕМЫХ РЕЗУЛЬТАТОВ*

Ю.В. Дмитрак, А.А. Кравцов, Л.С. Адамова, Р.Р. Кутуев, А.Е. Цыганов
ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр
им. академика Н.В. Мельникова РАН», Москва, Российская Федерация
e-mail: dmitrak@yandex.ru

Проведён анализ кинематики мелющей загрузки и расчётных схем процесса взаимодействия мелющих тел с измельчаемым материалом. Произведена классификация моделей движения мелющей загрузки и выявлены преимущества математического и компьютерного моделирования процессов, происходящих в помольных камерах мельниц различных типов. Указаны особенности моделирования движения мелющих тел для каждого типа мельниц. Проанализированы достоинства и недостатки применения методов моделирования к конкретному типу мельницы.

Тонкое измельчение горных пород является наиболее энергоёмким процессом в технологической цепи обогащения полезных ископаемых. На раскрытие минералов в мельницах различных типов приходится до 75% всей энергии, затрачиваемой на весь процесс обогащения. При этом на движение мелющих тел в помольных камерах мельниц различных типов расходуется до 85% всей подведённой к мельнице электроэнергии. В этой связи понятно и обосновано стремление учёных, занимающихся исследованиями процессов тонкого и сверхтонкого измельчения горных пород, оптимизировать процесс измельчения по критерию энергоёмкости и обосновать кинематические и энергетические параметры мелющих тел, при которых процесс измельчения будет проходить с наименьшей удельной энергоёмкостью [1].

На современном этапе развития IT-технологий в области горного дела большое значение приобретают методы моделирования движения мелющей загрузки, позволяющие не только сократить время на изучение процессов, происходящих в помольных камерах мельниц различных типов, но и существенным образом снизить затраты на проведение экспериментальных исследований путём предварительного выбора оптимальных по критерию энергоёмкости параметров работы мельницы.

Поэтому целью исследований, представленных в настоящей работе, является научное обоснование метода моделирования кинематики мелющей загрузки в барабанной и

* ***Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда (https://rscf.ru/), проект № 25-67-00009.***

вибрационной мельнице на основании анализа математических моделей движения мелющей загрузки в помольных камерах мельниц различных типов.

В общем случае моделирование движения мелющей загрузки позволяет: определять оптимальные режимы работы мельницы; повышать энергоэффективность процессов измельчения; прогнозировать износ футеровки и мелющих тел; уменьшать аварийные и запредельные нагрузки; получать данные о состоянии наиболее нагруженных узлов и деталей мельницы и предотвращать аварийные поломки.

Модели условно можно разделить на следующие группы:

Дискретные (частично эмпирические и численные): основаны на представлении мельницы как системы взаимодействующих тел. При моделировании хорошо зарекомендовал себя метод дискретных элементов (DEM), позволяющий проследить траектории отдельных тел, силы контакта, скорость столкновений [2]. При DEM – моделировании используются программные пакеты: EDEM, Rocky DEM, LIGGGHTS [3].

Смешанные модели: (FEM + DEM) – соединение деформационных расчетов и движения тел (модель К.К. Торнтона, модель Cundall & Strack). DEM+Breakage Models. Представляют собой интеграцию моделей разрушения (например, Tavares model) в DEM. Они позволяют учитывать изменение размера частиц в процессе измельчения [3]. CFD-DEM – используются при наличии жидкости в мельнице (влажное измельчение). Они учитывают движение жидкой и твердой среды одновременно.

Континуальные (непрерывные): эти модели рассматривают мелющую загрузку как псевдожидкость (вязкую массу). В качестве математического аппарата эффективно используются уравнения Навье-Стокса и законы реологии. Модели варьируются по точности и сложности (модель Розена, модели на основе уравнений движения среды с учетом трения и вязкости).

Для инженерных расчетов и оптимизации применяются современные DEM- и гибридные модели (CFD-DEM, FEM-DEM), особенно при исследовании мельниц полу-самоизмельчения и мокрого измельчения [4].

Основные параметры моделей: коэффициенты трения, упругости, демпфирования; геометрия мельницы (диаметр, длина, футеровка); скорость вращения; размер и форма мелющих тел; загрузка по объему и массе; характер руды (прочность, твердость, влажность).

В докладе представлен обзор математических моделей движения мелющей загрузки в мельницах различных типов, включая барабанные (шаровые и полусамоизмельчения (ПСИ)), вибрационные, центробежные, планетарные и струйные мельницы.

Список использованных источников

1. Дмитрак Ю.В., Атрушкевич В.А., Адамова Л.С. Анализ научных тенденций в исследованиях движения мелющих тел при тонком измельчении горных пород // Маркшейдерия и недропользование. 2022. №5(121). С. 4–16.
2. Rajamani R.K., Rashidi S., and Dhawan N. // Advances in discrete element method application to grinding mills. Mineral Processing and Extractive Metallurgy 100, 2014. P. 117–28.
3. Eduard Guasch, Hernan Anticoi, Sarbast A. Hamid. New approach to ball mill modelling as a piston flow process // Minerals Engineering, 2017.
4. Пулатов В.Б., Кадиров Ё.Б., Бойбутаев С.Б., Ийдиева Р.Р. Математическое моделирование работы шаровой мельницы в ГМЗ-2 НГМК // Горный вестник Узбекистана № 4 (83), 2020. С. 56-59.
5. Davis E.W. Fine crushing in ball mills // AIME transactions, Vol. 61, 1991. P. 250-296.

On the influence of the method of mathematical modeling of the charge motion in the grinding chambers of mills on the accuracy and reliability of the results obtained

Dmitrak I.V., Kravtsov A.A., Adamova L.S., Kutuev R.R., Tsiganov A.E.

The analysis of the kinematics of grinding media and design schemes of the process of interaction of grinding media with the crushed material is carried out. The classification of models of grinding media motion is carried out and the advantages of mathematical and computer modeling of processes occurring in grinding chambers of mills of various types are revealed. The features of modeling the movement of grinding media for each type of mill are indicated. The advantages and disadvantages of applying modeling methods to a specific type of mill are analyzed.

ОСОБЕННОСТИ ДЕЗИНТЕГРАЦИИ ТИТАН-ЦИРКОНИЕВЫХ ПЕСКОВ МЕСТОРОЖДЕНИЯ СЕВЕРНОГО КАЗАХСТАНА

В.Н. Шигаева, Н.В. Шихов, Д.С. Курков

АО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Российская Федерация

e-mail: shigaeva_vn@umbr.ru

Установлены особенности вещественного состава в виде наличия устойчивых слипшихся агрегатов полимиктового состава. Предварительные операции дезинтеграции позволяют разрушить слипшиеся агрегаты, тем самым высвободить полезные минералы и перевести их в более мелкий продуктивный для обогащения класс крупности.

Введение. Подготовка сырья к обогащению во многом определяет его результат. Титан-циркониевые пески не являются исключением. Классически первой операцией обогащения титан-циркониевых песков является грохочение с получением бедных по ценным компонентам отвальных хвостов в виде надрешетного продукта [1, 2]. Исходные пески, исследуемой пробы, прошли дезинтеграцию в высоконапорной бутаре с последующим грохочением по классу 0,16 мм, однако извлечения диоксидов титана и циркония в надрешетный продукт грохота составили 11,02 и 11,45%, соответственно. Такие потери ценных компонентов являются недопустимыми. Поэтому в данной работе были изучены дополнительные операции дезинтеграции в виде механической оттирки и ультразвуковой обработки [3].

Изучение вещественного состава. Исследуемая проба песков в основном представлена кварцем и полевым шпатом, их массовые доли в пробе, соответственно, составили 77 и 7%. Ценными минералами в пробе являются ильменит, рутил и циркон, их массовые доли, соответственно, составили 4, 1 и 1%. Содержание глинистых минералов в исходной пробе находится на уровне 6%. Массовые доли диоксидов титана и циркония в пробе составили 3,61 и 0,35%, соответственно.

Для исследуемой пробы был определен гранулометрический состав, распределение диоксидов титана и циркония по классам крупности, раскрытие полезных минералов по классам крупности, а также определена массовая для тяжелой фракции в каждом классе крупности путем разделения в бромоформе. Результаты изучения представлены в таблице 1.

В классах крупности крупнее 0,16 мм определено наличие устойчивых мелко- и тонкозернистых «пестрых» агрегатов полимиктового состава. Зерна представлены ильменитом, рутилом, цирконом, кварцем и другими минералами, сцементированными глинистым веществом.

Таблица 1. Результаты изучения классов крупности исходных песков, %

Класс крупности, мм	Выход	Массовая доля		Извлечение		Рудные минералы (ильменит, рутил, циркон)			Массовая доля тяжелой фракции
		TiO_2	ZrO_2	TiO_2	ZrO_2	свобод.	срост.	слипшиеся агрегаты	
+0,315	7,7	1,68	0,16	3,59	3,61	96	0	4	1,3
-0,315+0,2	4,62	0,55	0,05	0,71	0,68	96	0	4	
-0,2+0,16	6,64	0,27	0,04	0,49	0,8	98	0	2	0,7
-0,16+0,1	61,28	0,39	0,02	6,58	3,53	100	0	0	0,6
-0,1+0,071	5,59	27,93	0,95	43,27	15,16	100	0	0	46,9
-0,071+0,045	3,83	38,61	6,51	40,92	71,21	100	0	0	79,5
-0,045+0,020	1,12	3,25	1,11	1,01	3,56	100	0	0	6,1
-0,020+0,000	9,22	1,35	0,06	3,43	1,45	100	0	0	не исслед.
Итого:	100,00	3,61	0,35	100,00	100,00	---			6,9

Проведение экспериментов и обсуждение результатов. Для определения возможности разрушения слипшихся агрегатов методами механической оттирки и ультразвуковой обработки, были поставлены дополнительные эксперименты. От исходных титан-циркониевых песков были отобраны две представительные пробы для проведения ситового анализа с предварительной механической оттиркой и предварительной ультразвуковой обработкой. В полученных классах крупности были определены массовые доли диоксидов титана и циркония. Результаты распределения диоксидов титана и циркония в классах крупности после механической оттирки и после ультразвуковой обработки представлены в таблице 2.

Таблица 2. Распределения диоксидов титана и циркония по классам крупности с предварительными механической оттиркой и ультразвуковой обработкой, %

Класс крупности, мм	С предварительной ультразвуковой обработкой					С предварительной механической оттиркой				
	выход	массовая доля		извлечение		выход	массовая доля		извлечение	
		TiO_2	ZrO_2	TiO_2	ZrO_2		TiO_2	ZrO_2	TiO_2	ZrO_2
+0,315	7,13	0,53	0,07	1,05	1,37	7,30	0,21	0,03	0,43	0,57
-0,315+0,2	4,14	0,56	0,06	0,64	0,73	4,12	0,22	0,03	0,25	0,33
-0,2+0,16	5,72	0,49	0,04	0,78	0,73	5,62	0,19	0,01	0,30	0,23
-0,16+0,1	62,29	0,46	0,02	7,94	4,04	61,05	0,36	0,02	6,11	3,22
-0,1+0,071	5,65	22,99	0,72	35,95	11,63	5,64	23,28	0,74	36,38	11,87
-0,071+0,045	4,24	40,9	6,15	48,09	74,62	4,49	40,54	6,01	50,38	77,01
-0,045+0,020	0,96	5,55	2,02	1,47	5,52	1,05	5,24	1,68	1,53	5,07
-0,020+0,000	9,88	1,49	0,05	4,08	1,37	10,71	1,55	0,06	4,61	1,70
Итого:	100,00	3,61	0,35	100,00	100,00	100,00	3,61	0,35	100,00	100,00

Установлено, что выхода классов крупности, полученных с предварительной дезинтеграцией и без нее, изменились незначительно, вид гранулометрической характеристики сохраняется. Однако, внутри классов крупности произошло перераспределение полезных компонентов.

Лучший результат получен для эксперимента с предварительной механической оттиркой. В этом эксперименте извлечения диоксидов титана и циркония в класс крупности +0,16 мм получены минимальными и составляют 0,98 и 1,13% соответственно. Следовательно, механическая оттирка позволила разрушить слипшиеся агрегаты и перевести ценные компоненты в классы крупности менее 0,16 мм. Извлечения диоксидов титана и циркония в

продуктивный класс -0,16+0,020 мм при этом составили 94,41 и 97,17% соответственно. Извлечения диоксидов титана и циркония в этот класс без предварительной дезинтеграции составляли 91,78 и 93,46% соответственно.

Схема дальнейших экспериментов представлена на рисунке 1. Богатый по содержанию ценных компонентов надрешетный продукт грохота 1 был направлен на механическую оттирку с последующим грохочением 2. Результаты расчета качественно-количественной схемы представлены в таблице 3.

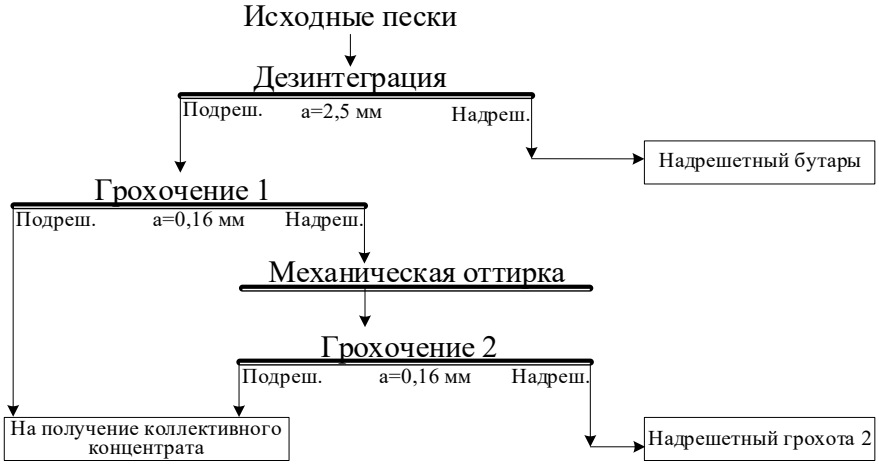


Рисунок 1. Схема проведения экспериментов

Таблица 3. Результаты расчета качественно-количественной схемы

Наименование продукта	Выход, %	Массовая доля, %		Извлечение, %	
		TiO_2	ZrO_2	TiO_2	ZrO_2
Дезинтеграция					
Надрешетный продукт бутары	0,92	2,01	0,34	0,51	0,89
Подрешетный продукт бутары	99,08	3,62	0,35	99,49	99,11
Итого	100,00	3,61	0,35	100,00	100,00
Грохочение 1					
Надрешетный продукт грохота 1	26,71	1,49	0,15	11,02	11,45
Подрешетный продукт грохота 1	72,37	4,41	0,42	88,46	87,66
Итого	99,08	3,62	0,35	99,49	99,11
Механическая оттирка, грохочение 2					
Надрешетный продукт грохота 2	19,47	0,25	0,03	1,35	1,67
Подрешетный продукт грохота 2	7,24	4,82	0,47	9,68	9,78
Итого	26,71	1,49	0,15	11,02	11,45

Механическая оттирка с последующим контрольным грохочением позволили перевести из надрешетного продукта грохота 1 в подрешетный продукт грохота 2 диоксиды титана и циркония с извлечением 9,68 и 9,78%, соответственно.

Заключение. В результате исследований установлены особенности вещественного состава титан-циркониевых песков в виде наличия устойчивых слипшихся агрегатов полимиктового состава. Исследована возможность разрушения слипшихся агрегатов методами механической оттирки и ультразвуковой обработки. Установлено, что предварительные операции дезинтеграции позволяют разрушить слипшиеся агрегаты, тем самым высвободить полезные минералы и перевести их в продуктивный для обогащения класс крупности.

Список использованных источников

1. Полькин С.И., Адамов Э.В. Обогащение руд цветных и редких металлов. М.: Недра, 1975. 461 с.
2. Полькин С.И. Обогащение руд и россыпей редких металлов. М.: Недра, 1967. 616 с.
3. Глембоцкий В.А., Соколов М.А., Якубович И.А. и др. Ультразвук в обогащении полезных ископаемых. Наука, 1972. 227 с.

Features of disintegration of titanium-zirconium sands of the north Kazakhstan deposit

Shigaeva V.N., Shihov N.V., Kurkov D.S.

The features of the material composition have been established in the form of the presence of stable fused aggregates of polymictic composition. Preliminary disintegration operations make it possible to destroy clumped aggregates, thereby releasing useful minerals and transferring them to a smaller, productive class for enrichment.

СРАВНИТЕЛЬНЫЙ АНАЛИЗ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ МЕТОДОВ ДЕЗИНТЕГРАЦИИ И МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ КАЧЕСТВА ЧЕРНОВОГО КОНЦЕНТРАТА ТЯЖЕЛОСРЕДНОЙ СЕПАРАЦИИ

Ю.Н. Никитина[1], Г.П. Двойченкова[2], А.С. Тимофеев[2]

[1] Институт «Якутнипроалмаз» АК «АЛРОСА» (ПАО), г. Мирный, Российская Федерация
[2] ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН», Москва, Российская Федерация
e-mail: nikitinayn@alrosa.ru; dvoigp@mail.ru; timofeev_ac@mail.ru

Сравнительным анализом результатов выполненных экспериментальных исследований установлена высокая степень повреждаемости алмазных кристаллов в процессе дезинтеграции концентрата тяжелосредной сепарации (ТСС) и обоснована преимущественная технологическая эффективность применения двухстадиальной магнитной сепарации для повышения качества чернового концентрата ТСС крупностью -6+1 мм за счет выделения из него магнитных минералов при практически полном сохранении алмазных кристаллов в немагнитном продукте сепарации (99,2%).

С целью обоснования наиболее эффективных методов повышения качества чернового концентрата ТСС в условиях обработки алмазосодержащей россыпи Нюрбинская на промышленных площадках Мирнинско-Нюрбинского ГОКа (Республика Саха Якутия): обогатительной фабрике № 16 (ОФ № 16) и ОФ № 15 выполнен ряд исследований. Определены основные свойства россыпи Нюрбинская, подаваемой на ОФ № 16 и ОФ № 15, а именно – содержание основных минералов, гранулометрический состав концентрата ТСС, магнитные свойства минералов.

Согласно гранулометрической характеристике, исследуемый концентрат ТСС представлен материалом крупностью -25+6 мм – 12,6%, -6 мм – 87,4% и -1 мм – 46,7%.

Результатами минерального анализа, проведенного на волновом рентгенофлуоресцентном спектрометре ARL 9900 Work Station, в изученных пробах показано высокое содержание сидерита и кварца (рисунок 1).

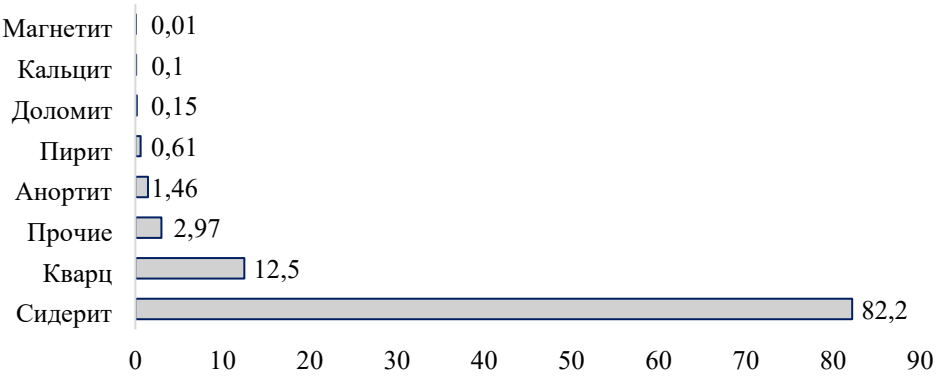


Рисунок 1. Содержание основных минералов в пробах россыпи Нюрбинская, %

Минералы, содержащиеся в исследуемом сырье, характеризуются твердостью от 3 до 7 (минералогическая шкала Мооса), отличающейся от твердости выделяемого ценного компонента – алмаза 10 (рисунок 2).

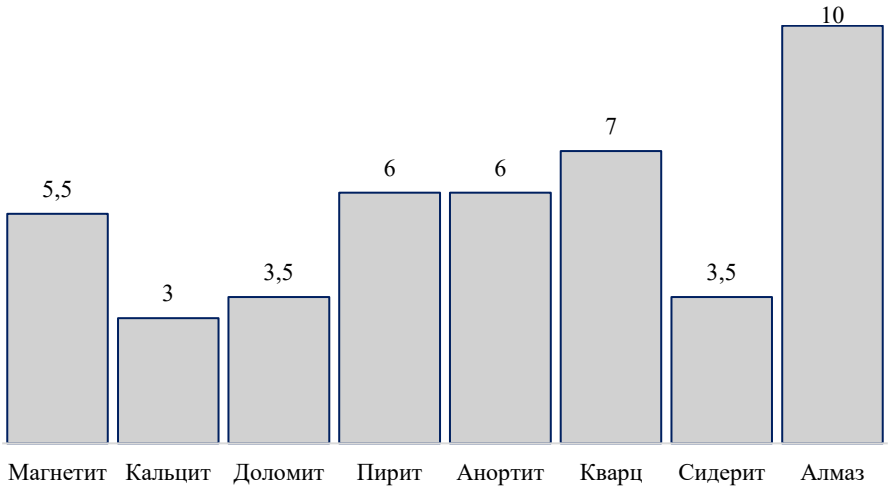


Рисунок 2. Твердость минералов, преобладающих в исследуемом сырье

Выполнен магнитный анализ исследуемых проб концентрата ТСС, по результатам которого установлено содержание богатых сростков сидерита – 84,3% с кварцем –11, 46% в слабомагнитном продукте. Немагнитный продукт представлен сростками сидерита – 47,75% с кварцем – 34,4%, пиритом – 10,91% (таблица 1).

Таблица 1. Содержание магнитных минералов в концентрате ТСС крупностью -6+1 мм, %

Наименование продукта	**Выход, %**	**Наименование минерала, содержание, %**									
		Сидерит	**Кварц**	**Магнетит**	**Пирит**	**Анортит**	**Авгит**	**Биотит**	**Роговая обманка**	**Ильменит**	**Другие**
Магнитный, 1100 Э	0,12	13,72	12,04	3,0	1,56	42,97	11,28	1,70	2,44	7,73	3,56
Магнитный, 2000 Э	0,56	5,47	11,22	1,88	0,78	50,02	13,62	1,81	2,66	8,71	3,83
Магнитный, 14000 Э	95,10	84,31	11,46	-	0,10	1,27	-	0,44	-	-	2,42
Немагнитный	4,22	47,75	34,40	-	10,91	-	-	-	-	-	6,94

На основании результатов выполненных исследований с целью повышения качества чернового концентрата ТСС было предложено экспериментально оценить возможность использования дополнительных технологических циклов: дезинтеграции песков в мельнице непрерывного и периодического действия (рисунок 3, *а*) и двухстадиальной мокрой магнитной сепарации, с предварительной магнитной сепарацией в слабом магнитном поле и в сильном магнитном поле (рисунок 3, *б*).

Эксперимент по включению в схему операции дезинтеграции песков выполнялся на участке доводки и сортировки ОФ № 16. Исходное сырье для проведения испытаний – концентрат ТСС подавалось в роторный дезинтегратор узкими классами крупности -6+3 и -3+1 мм. В процессе экспериментов проведены работы по настройке и подбору оптимального режима дезинтегратора путем изменения технических параметров, таких как расход подаваемой на дезинтеграцию воды, скорость вращения вала ротора, площадь сечения разгрузочной решетки.

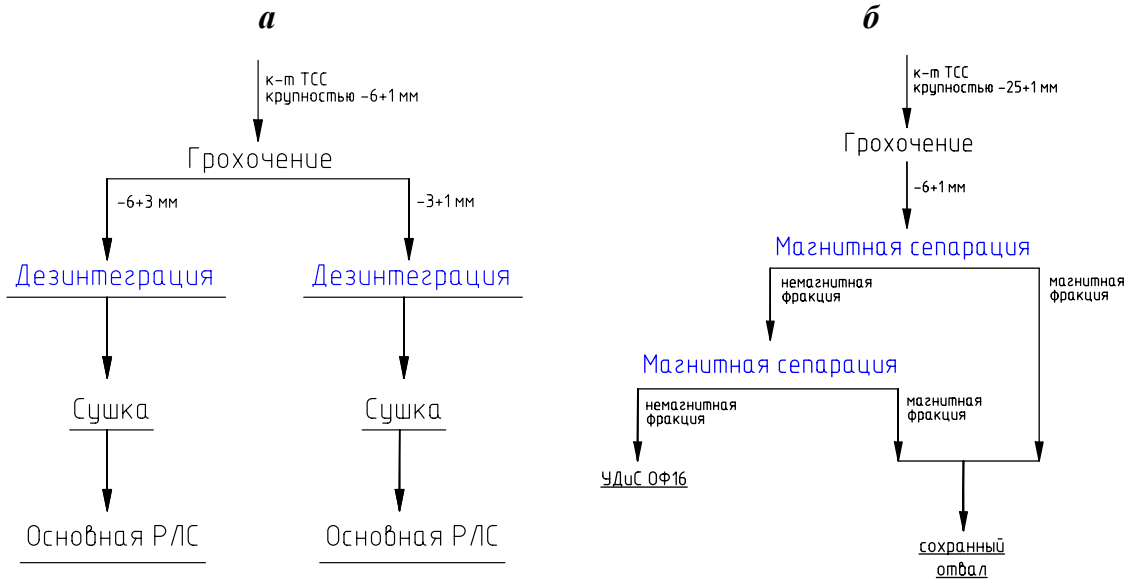


Рисунок 3. Экспериментальные схемы доводки концентрата ТСС с использованием операций дезинтеграции песков (а) и двухстадиальной магнитной сепарации (б)

Установлены оптимальные параметры дезинтегратора: скорость вращения вала электродвигателя 970 об/мин, площадь сечения разгрузочной решетки – 100% и расход воды – 210 и 135 л/ч для материала крупностью -6+3 и -3+1 мм соответственно. Выполнены контрольные эксперименты с забросом коллекций окрашенных алмазов-индикаторов, по результатам которых произведена оценка сохранности алмазных кристаллов в процессе дезинтеграции. По результатам контрольных экспериментов в исследуемых условиях отмечена высокая техногенная повреждаемость кристаллов, диагностированы техногенные сколы, трещины и другие повреждения окрашенных алмазов-индикаторов.

Учитывая результаты опытных испытаний и тот факт, что представленная крупность алмазов является одной из основных в торговой классификации алмазного сырья установка роторного дезинтегратора в качестве доводочной операции концентрата ТСС крупностью -6+3 и -3+1 мм не рекомендуется.

Эксперимент по включению в схему двухстадиальной магнитной сепарации выполнялся на участке ОФ № 15. На I стадию магнитной сепарации подавался концентрат ТСС крупностью -6+1 мм. На II стадию поступала немагнитная фракция продукта сепарации I стадии. На магнитных сепараторах предварительно были отработаны оптимальные режимы их работы для условий эксперимента: угол поворота магнитной системы, напряженность магнитного поля, положение шибера, индукция магнитной системы и скорость вращения валка сепаратора.

Контрольные испытания выполнены в установленных параметрах работы магнитных сепараторов: *для I стадии* – угол поворота магнитной системы 7°, напряженность магнитного поля 2 000 Э; *для II стадии* – максимальная напряженность поля магнитного сепаратора 15 000 Э, скорость вращения валка 50 об/мин, положение шибера 40°.

В период выполнения контрольных испытаний на каждой стадии сепарации были отобраны пробы продуктов разделения, с целью дальнейшего определения в них содержания кристаллов алмаза.

Анализом результатов выполненных экспериментальных исследований установлено, что общее извлечение алмазов в немагнитный продукт составило 99,2%, при сокращении выхода исходного концентрата на 73,3%, что подтверждает технологическую эффективность применения двухстадиальной магнитной сепарации для повышения качества чернового концентрата ТСС крупностью -6+1 мм, за счет выделения из него магнитных минералов при практически полном сохранении алмазных кристаллов в немагнитном продукте сепарации.

Таким образом, на основании результатов сравнительного анализа эффективности применения методов дезинтеграции и магнитной сепарации для повышения качества чернового концентрата ТСС к промышленной реализации рекомендован вариант использования двухстадиальной магнитной сепарации.

Comparative analysis of effectiveness of disintegration and magnetic separation methods implemented to improve the quality of rough concentrate of dense medium separation

Nikitina Yu.N., Dvoichenkova G.P., Timofeev A.S.

A comparative analysis of the results of the experimental studies established a high degree of damage to diamond crystals in the process of disintegration of the heavy-medium separation concentrate and substantiated the preferential technological efficiency of the use of two-stage magnetic separation to improve the quality of the TCC rough concentrate with a particle size of -6+1 mm due to the separation of magnetic minerals from it with almost complete preservation of diamond crystals in a non-magnetic separation product (99.2%).

МИКРОВКЛЮЧЕНИЯ В КВАРЦЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ УРАЛА*

М.А. Корекина[1], А.П. Жабоедов[2], К.В. Игуменцев[3]

[1] ФГБУН «Южно-Уральский федеральный научный центр минералогии и геоэкологии» Уральского отделения РАН, г. Миасс, Российская Федерация

[2] ФГБУН «Институт геохимии им. А.П. Виноградова» Сибирского отделения РАН, г. Иркутск, Российская Федерация

[3] ФГБАУ ВО «Южно-Уральский государственный университет», г. Челябинск, Российская Федерация

e-mail: maria@mineralogy.ru

Предложены перспективные методы и решения по удалению микровключений из прозрачного, средне- мелкозернистого гранулированного и молочно-белого кварца, что позволит увеличить перспективность их дальнейшего промышленного использования.

Проблема восполнения дефицита высококачественного кварцевого сырья возможна за счет внедрения в технологический процесс широко распространенных балансовых запасов. На территории Уральской кварценосной провинции, являющейся крупнейшей в России, сосредоточены многочисленные кварцево-жильные объекты нераспределенного фонда, являющиеся потенциально перспективными источниками сырья [1]. Несмотря на большие запасы, сложность их использования связана с присутствием в кварце микровключений, образующих сростки с зернами кварца и/или расположенные внутри зерна (рисунок 1), что значительно усложняет процесс их извлечения. Очистка кварцевого сырья сложная задача, требующая комплексного подхода и понимания физико-химических свойств минералов. Исследования в области разработки и оптимизации методов обогащения кварца крайне важны для обеспечения постоянно растущего спроса на высококачественное кварцевое сырье в различных отраслях промышленности. Выбор конкретного метода или комбинации методов определяется множеством параметров, включая размер и тип включений, их концентрацию, требуемый уровень чистоты и экономическую целесообразность. Таким образом, постоянный поиск и разработка новых и совершенствование существующих методов остаются актуальными задачами.

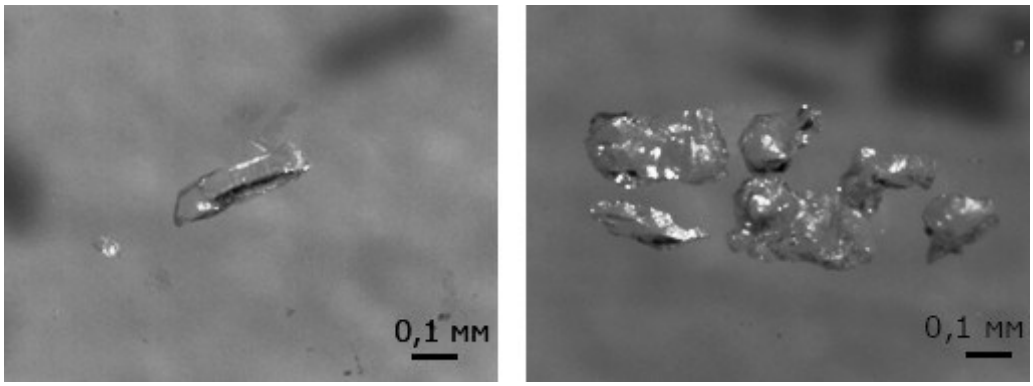


Рисунок 1. Микровключения рутила и магнетита в кварце (микроскоп Zeiss Stemi 200-C)

* ***Исследование выполнено при финансовой поддержке Российского научного фонда и Челябинской области в рамках научного проекта № 25-27-20047.***

Микровключения, диагностируемые в кварце Уральской провинции, представлены: гетитом, магнетитом, лимонитом, титанитом, рутилом, слюдами (мусковитом, биотитом), микроклином, гранатом, ортитом, апатитом, сфеном, альбитом, ортоклазом, роговой обманкой, цоизитом, эпидотом. Преобладание тех или иных микровключений обусловлено особенностями формирования кварцевых жил и минеральным парагенезисом вмещающих пород [2].

Очистка кварцевого сырья от микровключений – сложная задача, требующая комплексного подхода. Наиболее распространенным методом удаления видимых разноцветных минеральных включений является оптическая сепарация. Этот метод основан на различиях в отражательной способности и цвете минералов. Однако, его эффективность ограничена. Многие минералы, например, полевые шпаты, альбит и др., обладают цветовыми характеристиками, очень близкими к кварцу, что делает их практически неразличимыми для оптических сепараторов. Это означает, что оптическая сепарация не может обеспечить полную очистку от всех типов примесей. Традиционные методы обогащения, например флотация, также не всегда эффективно справляется с задачей удаления мелких включений, таких как микровключения полевых шпатов и слюды. Микровключения, особенно те, которые находятся внутри зерен кварца, практически недоступны для флотационных реагентов. Аналогичная ситуация наблюдается и при использовании кислотной обработки. Кислоты воздействуют преимущественно на поверхность зерен, не проникая внутрь и, следовательно, не растворяя включения, локализованные внутри зерна. Все это подчеркивает необходимость разработки и апробации новых, более эффективных методов очистки кварцевого сырья. Ключевым этапом является правильный выбор фракционного состава крупки. Необходимо найти оптимальный размер частиц, который, с одной стороны, предотвратит чрезмерное измельчение и, как следствие, повышенное пылеобразование и потерю ценного материала, а с другой стороны, обеспечит достаточное раскрытие зерен для эффективного удаления включений. В этом контексте перспективными являются инновационные методы дробления, такие как электрогидравлическое и электроразрядное. Эти методы, в отличие от традиционного механического и термодробления, позволяют более эффективно раскрывать минеральное сырье, обеспечивая доступ к включениям, расположенным внутри зерен. Механизм действия основан на использовании высокоэнергетических импульсов, которые создают микротрещины и разрушают структуру, высвобождая включения. Более того, эти методы позволяют избежать излишнего измельчения, что экономически выгодно. Другой перспективный подход – агломерационный рассев. Этот метод основан на спекании зерен кварца с включениями при высоких температурах. В результате образуются более крупные агломераты, содержащие включения, которые затем легко удаляются путем просеивания. Дополнительным преимуществом данного метода является частичное вскрытие флюидных включений под действием высокой температуры, что способствует дальнейшему обогащению. Ещё одним потенциально эффективным методом является рентгенолюминесцентное (радиометрическое) обогащение. Он базируется на различиях в рентгенолюминесцентных свойствах кварца и примесей. Различные минералы излучают свет различной интенсивности и спектрального состава под воздействием рентгеновского излучения. Этот метод позволяет разделять минералы даже при очень малых различиях в их составе и структуре, что делает его перспективным для удаления тонкодисперсных включений, недоступных другим методам. Однако, нужно учитывать необходимость специального оборудования и соблюдения мер радиационной безопасности.

В настоящий момент не существует одного универсального метода очистки кварцевого сырья. Для достижения максимальной чистоты необходимо комбинировать различные

методы, подбирая оптимальную технологическую схему с учетом специфики исходного материала, требуемого уровня чистоты и экономических факторов.

Список использованных источников

1. Игуменцева М.А. Состав, структура и технологические свойства кварца Кузнечихинского месторождения и жилы Беркутинской // Дисс. на соискание ученой степени канд. геол.-минер. Наук / Институт геологии и геохимии им. А.Н. Заварицкого УрО РАН. Екатеринбург, 2010.
2. Анкушева Н.Н., Штенберг М.В., Корекина М.А. Условия образования месторождений кварцевого сырья Южного Урала по результатам изучения флюидных включений и ИК-спектроскопии // Литосфера. 2022. Т. 22. № 6. С. 859-871.

Microinclusions in quartz deposits of the Urals

Korekina M.A., Zhaboedov A.P., Igumentsev K.V.

Promising methods and solutions for removing micro inclusions from transparent, medium-fine-grained granular and milky-white quartz are proposed, which will increase the prospects for their further industrial use.

МИНЕРАЛОГО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ КВАРЦЕВОГО СЫРЬЯ ВОСТОЧНОЙ СИБИРИ*

А.П. Жабоедов, А.И. Непомнящих, А.М. Федоров
ФГБУН «Институт геохимии им. А.П. Виноградова»
Сибирского отделения РАН, г. Иркутск, Российская Федерация
e-mail: rover2808@yandex.ru

В работе представлены результаты минералого-технологических исследований кварцевого сырья различного генетического типа Восточной Сибири. В результате исследований установлены текстурно-структурные особенности, закономерности полиморфных переходов кварцевого сырья и их влияние на эффективность удаления флюидных включений и минеральных примесей. Определены оптимальные технологические параметры химического обогащения. Разработана технологическая схема получения кварцевых концентратов высокой чистоты.

Кварц является основополагающим сырьем для отечественных стратегически важных отраслей промышленности. Наличие собственных запасов кварца и развитие его переработки имеют особое значение для обеспечения технологической независимости страны, развития инновационных отраслей и укрепления экономической безопасности. Поэтому своевременное выявление и исследование перспективных участков кварцевого сырья является одной из приоритетных задач современного материаловеденья.

В результате исследования кварцевого сырья различного генезиса разработана технологическая схема получения кварцевого концентрата высокой чистоты [1]. Схема включает в себя следующие этапы: дробление куска до фракции -25 мм; классификация куска до фракции -25+3 мм; термодробление; истирание; классификацию крупки до фракции -300+100 мкм; химическое обогащение в растворе кислот 20% HCl : 20% HF; сушку

* ***Работа выполнена в рамках проекта № 0284-2021-0004. Экспериментальные результаты, используемые в работе, получены на оборудовании ЦКП «Изотопных и геохимических исследований» ИГХ СО РАН.***

кварцевой крупки; контроль качества кварцевого концентрата; упаковку. При использовании данной методики и дополнительных этапов термообработки были получены кварцевые концентраты различной степени чистоты. Результаты обогащения представлены в таблице 1.

Таблица 1. Характеристики исходного кварцевого сырья и кварцевых концентратов, ppm

Тип кварца	**Fe**	**Al**	**Ti**	**Ca**	**Mg**	**Cu**	**Mn**	**Na**	**K**	**Li**	**Σ10**	**К и.к.**
Суперкварцит исх.	6	27	1,7	0,8	1	0,17	0,02	3,5	6,3	0,13	**46,6**	7,28
Суперкварцит ХО.	0,9	4,5	0,8	0,7	0,2	0,14	0,01	2,5	0,5	0,12	**10,4**	7,28
Мелкозернистый исх.	7,1	65,9	2,4	4,6	4,4	0,16	0,09	5,9	23,9	0,14	**115**	6,53
Мелкозернистый ХО.	0,6	9,3	1,1	1,3	1,3	0,12	0,01	4,0	2,3	0,14	**20,2**	6,53
Сливной исх.	4,9	10,4	0,3	7,3	0,9	0,2	0,1	19,3	6,2	0,3	**50,0**	6,73
Сливной ХО.	6,9	5,3	0,2	2	0,5	0,11	0,05	1,1	0,9	0,4	**17,0**	6,73
Уренгенур исх.	13,8	234	17,5	186	51	0,1	0,9	6,8	124	0,1	**634**	6,46
Уренгенур ХО.	3,5	11,1	1,8	1,7	1,4	0,08	0,06	2,8	1,9	0,1	**24**	6,46
Урда-Гарган первый тип исх.	17	59	3.2	20	10	0.3	0.9	6	22	0.1	**138**	6,62
Урда-Гарган первый тип ХО.	0,1	7,1	0,8	1,9	0,3	0,1	0,01	1,6	0,3	0,4	**12,3**	6,62
Гранулированный кварц жилы 2821 исх.	2,9	23,9	1,8	0,3	0,4	0,01	0,01	1,9	4	1,4	**37**	7,09
Гранулированный кварц жилы 2821 ХО.	0,5	13,6	1,8	0,5	0,1	0,01	0,01	1,5	0,3	1,4	**20**	7,09

Из анализа данных таблицы 1 видно, что кварцевые концентраты, полученные из кварцевого сырья Восточной Сибири, соответствуют кварцевым концентратам глубокого обогащения.

Полученные концентраты соответствуют ТУ 5726-002-1149665-97 и могут быть применены в таких областях как: полупроводниковая; светотехническая; волоконно-оптическая; оптическая; стекло специального назначения и другое [2].

Список использованных источников

1. Жабоедов А.П., Непомнящих А.И., Соломеин О.Н. Кварцевые концентраты из кварцитов Восточного Саяна // Известия РАН. Серия физическая. 2017. №9. С. 1232-1237.
2. Аксенов Е.М., Быдтаева Н.Г., Бурьянов Ю.И. и др. Перспективы использования кварцевого сырья России в высоких технологиях // Разведка и охрана недр. 2015. № 9. С. 57-66.

Mineralogical and technological study of quartz raw materials of Eastern Siberia

Zhaboedov A.P., Nepomnyashchikh A.I., Fedorov A. M.

The paper presents the results of mineralogical and technological studies of quartz raw materials of different genetic types from Eastern Siberia. As a result of the studies, textural and structural features, patterns of polymorphic transitions of quartz raw materials and their influence on the efficiency of removing fluid inclusions and mineral impurities were established. Optimal technological parameters of chemical enrichment were determined. A technological scheme for obtaining high-purity quartz concentrates has been developed.

ОЦЕНКА СОДЕРЖАНИЯ Sc И НЕКОТОРЫХ РЗЭ В ИЛЬМЕНИТЕ АРИАДНЕНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ МЕТОДОМ ИНСТРУМЕНТАЛЬНОГО НЕЙТРОННО-АКТИВАЦИОННОГО АНАЛИЗА*

С.И. Иванников[1], Д.В. Андросов[2], Н.С. Маркин[1], Л.А. Земскова[1]

Дальневосточное отделение РАН

[1] Институт химии, г. Владивосток, Российская Федерация

[2] Дальневосточный геологический институт, г. Владивосток, Российская Федерация

e-mail: fyajkfqn@mail.ru

Приведены данные о содержании скандия в ильменитовом концентрате и разных его фракциях Ариадненского месторождения Приморского края, полученные с использованием высокоточного инструментального нейтронно-активационного анализа с калифорниевым источником нейтронов.

Скандий является одним из самых дорогих редких металлов с небольшим объемом промышленного производства. Он не образует крупных проявлений или промышленных месторождений, однако сопутствует многим редким элементам в рудах.

Минерально-сырьевую базу скандия составляют урановые руды и продукты их передела, титаномагнетитовые, вольфрамовые, оловянные месторождения, рутил-ильменитовые россыпи, отходы от производства алюминия и др. [1-3].

Перспективным техногенным сырьем, содержащим 70-140 г/т оксида скандия, являются отходы мокрой магнитной сепарации титано-железо-ванадиевых руд Гусевогорского месторождения Качканарского ГОКа (Свердловская область) [3]. Руды этого месторождения комплексные, титан является основным компонентом, ванадий, железо и фосфор (в виде апатита) – попутными. Содержание железа в рудах – 16,5% [4].

Ариадненский массив на территории Приморского края имеет россыпи титаномагнетитовых минералов – мелкое россыпное алювиальное месторождение ильменита – Ариадненское с запасами диоксида титана со средним его содержанием в песках – 54,1 кг/м^3 [4]. Сообщалось о высоких [5] и даже уникальных содержаниях скандия Sc (520 г/т) в ильменитах Ариадненского месторождения [6].

Цель работы – уточнение содержания скандия в ильменитах Ариадненского месторождения методом высокоточного ИНАА с калифорниевым источником нейтронов.

Объектом исследования были ильменитсодержащие пески Ариадненского россыпного месторождения. В состав исходных песков входит: ильменит (до 9,5%), диопсид (до 20%), авгит (до 4,2%), рибекит (до 10%), эвденит (до 4%), рутил (до 2,0%), антофиллит, апатит, хромшпинелиды, магнетит, сфен, лейкоксен, брукит, циркон, эденит. Породообразующие минералы исходных песков представлены пироксенами: диопсид и авгит; амфиболами: рибекитом, феррорихтеритом, антофиллитом.

Для изучения минерального состава и определения весовых содержаний ильменита, исходный шлих подвергался разделению в бромоформе с последующим выделением тяжелых немагнитных, магнитных (постоянный магнит), электромагнитных (электромагнит УЭМ-1Т с ручной доводкой магнитом Сеченова) минералов во фракции с размером зерен от -0,5 до +0,5 мм.

* ***Работа выполнена в рамках государственного задания ФГБУН Института химии ДВО РАН (№ FWFN-2025-0002).***

В результате исследований установлено, что во фракция ильменитового концентрата (магнитная фракция) преобладает практически чистый ильменит. Тяжелая немагнитная фракция практически не содержит ильменит. Здесь отчетливо фиксируются не рудные минералы: диопсид, роговая обманка, кварц, анортит и циркон. Минералы титана представлены титанитом, редко ильменитом.

Определение Sc и ряда РЗЭ в образцах ильменитсодержащих песков объемом в 50 мл проводилось на установке ИНАА с калифорниевым источником нейтронов разработанной в Институте химии ДВО РАН. Установка состоит из зоны активации с радионуклидом ^{252}Cf и гамма-спектрометрического комплекса на основе коаксиального HPGe детектора.

На сертифицированных образцах минерального сырья разного состава был проведён расчёт минимальной обнаруживаемой концентрации ряда элементов на установке ИНАА. Результаты показывают, что метод позволяет определять содержание стратегически важных элементов в природных объектах на уровне ниже кларка (таблица 1).

Таблица 1. Приблизительные значения минимальной обнаруживаемой концентрации ряда элементов для метода ИНАА с радионуклидным источником нейтронов ^{252}Cf, г/т

Элемент	**Предел определения**	**Кларк элемента в земной коре [7]**	**Элемент**	**Предел определения**	**Кларк элемента в земной коре [7]**
Sc	3,1 ± 0,5	14,0	Sm	0,12 ± 0,03	4,7
La	1,0 ± 0,3	31,0	Eu	0,07 ± 0,02	1,0

Метод ИНАА, благодаря благоприятным ядерно-физическим характеристикам, позволяет определять Sc и ряда РЗЭ в присутствии сложной минеральной матрицы. При этом эффекты самоэкранирования нейтронов и самопоглощения гамма-лучей элементами образца (Fe, Ti и др.) можно учесть путём дополнительной калибровки [8].

В таблице 2 приведены данные ИНАА о содержании Sc в ильменитовом концентрате и его фракциях, полученных в результате магнитного и электромагнитного разделения. Как видно из таблицы, информация об уникальных концентрациях скандия в ильменитах Ариадненского месторождения не подтверждается. Однако содержание Sc существенно превышает кларк этого элемента в земной коре (таблица 2). Кроме того, результаты исследования показывают, что методы магнитной сепарации позволяют увеличить содержание Sc и ряда редкоземельных элементов (РЗЭ) более чем в два раза в хвостах магнитной сепарации.

Таблица 2. Содержание Sc и РЗЭ в пробах Ариадненского месторождения, по данным ИНАА с калифорниевым источником нейтронов

Образец	**$M_{пр}$, г**	**C(Sc), г/т**	**C(La), г/т**	**C(Sm), г/т**	**C(Eu), г/т**
Ильменитовый концентрат (магнитная фракция)					
проба 1	127,35	28,6 ± 2,6	< 5,0	0,47 ± 0,07	<0,3
проба 2	145,48	30,9 ± 2,1	< 5,0	0,57 ± 0,06	<0,3
проба 3	143,78	29,2 ± 1,8	< 5,0	0,40 ± 0,05	<0,3
проба 4	155,90	24,1 ± 1,5	< 5,0	0,36 ± 0,04	<0,3
проба 5	136,01	26,2 ± 1,6	< 5,0	0,49 ± 0,05	<0,3
Хвосты электромагнитного обогащения (немагнитная фракция)					
проба 1	107,48	59,9 ± 3,5	8,5 ± 1,2	3,95 ± 0,17	1,23 ± 0,17
проба 2	64,02	71,9 ± 4,3	8,5 ± 1,4	3,07 ± 0,12	1,29 ± 0,19
Кларк элемента в земной коре [7]	-	14,0	31,0	4,7	1,0

Показана возможность применения метода ИНАА с калифорниевым источником нейтронов для получения достоверной информации о содержании Sc и ряда других стратегических металлов в минеральном сырье сложного состава.

Список использованных источников

1. Быховский Л.З., Потанин С.Д., Котельников Е.И. и др. Редкоземельное и скандиевое сырье России // Минеральное сырье, № 31, М.: ВИМС, 2016. 217 с.
2. Янин Е.П. Скандий в окружающей среде (распространенность, техногенные источники, вторичные ресурсы) // Проблемы окружающей среды и природных ресурсов. 2007. № 8. С. 70-90.
3. Хейн Пьей. Извлечение скандия из отходов ММС железо-титано-магнетитов: Автореф дисс. канд. техн. наук / РХТУ им. Д.И. Менделеева. М. 2018. 16 с.
4. Андросов Д.В. Ариадненское россыпное месторождение ильменита. Отчёт о результатах геологоразведочных работ и ТЭО постоянных разведочных кондиций с подсчётом запасов по состоянию на 01.07.2017 г. ООО ГП «Таёжная экспедиция», 2017. 460 с., Инв. № 15527.
5. Яценко С.П., Пасечник Л.А. Скандий: наука и технология / Под ред. Н.А. Сабирзянова; Ин-т химии твердого тела УрО РАН. Екатеринбург: Изд-во Урал. Ун-та, 2016. 364 с.
6. Быховский Л.З., Архангельская В.В., Тигунов Л.П., Ануфриева С.И. Перспективы освоения минерально-сырьевой базы и развития производства скандия в России и других странах СНГ // Минеральные ресурсы России. Экономика и управление. 2007. № 5. С. 27-32.
7. Rudnick R. L., Rudnick R. L. (ed.). The crust. / Elsevier, 2005. Vol. 3. P.661
8. Ivannikov S. et al. Determination of uranium-238 in solid materials of various compositions by instrumental neutron activation analysis with a radionuclide neutron source based on Cf-252 // Journal of Radioanal. and Nucl. Chem. 2023. Vol. 332, №. 9. P. 3753-3761.

Assessment of the Sc and some REE content in ilmenite of the Ariadne deposit by instrumental neutron activation analysis

Ivannikov S.I., Androsov D.V., Markin N.S., Zemskova L.A.

Data on the scandium content in ilmenite concentrate and its various fractions from the Ariadnenskoye deposit in Primorsky Krai, obtained using high-precision instrumental neutron activation analysis with a Cf-252 neutron source are presented.

ОСОБЕННОСТИ МИНЕРАЛЬНОГО СОСТАВА, ОПРЕДЕЛЯЮЩИЕ ОБОГАТИМОСТЬ ВОЛЬФРАМОВЫХ РУД

В.Е. Жукова, Е.Г. Ожогина, Ю.Н. Шувалова, Н.А. Сычева

ФГБУ «Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья им. Н.М. Федоровского», Москва, Российская Федерация

e-mail: zhukova@vims-geo.ru

Оценка качества вольфрамовых руд методами минералогического анализа включает определение их состава и морфоструктурных характеристик. Объективная минералогическая информация позволяет прогнозировать их поведение в технологических процессах и качество ожидаемых продуктов.

Вольфрам входит в перечень основных видов стратегического минерального сырья, утвержденный Распоряжением Правительства РФ от 30.08.2022 № 2473-р. Российская сырьевая база вольфрама является одной из крупнейших в мире. При этом треть его запасов заключена в рудах, в которых вольфрам присутствует в качестве попутного компонента. Запасы существенно вольфрамовых руд, вовлеченные в отработку, незначительны, что во многом

обусловлено их исчерпанием вследствие длительной разработки. Ввод в эксплуатацию месторождений, подготавливаемых в настоящее время к освоению, может увеличить этот показатель в 11 раз и обеспечить прирост добычи из недр в 4,5–5 раз. В связи с этим в стране необходимо иметь резервные объекты, которые могут быть оперативно лицензированы, подготовлены и введены в эксплуатацию [*Государственный доклад о состоянии и использовании минерально-сырьевых ресурсов Российской Федерации в 2022 году*].

Одним из перспективных объектов сегодня считается Шауырхыгская площадь расположенная на территории Республики Северная Осетия-Алания (РСО-Алания) Северо-Кавказского федерального округа. Вольфрамовая минерализация связана с крутопадающими кварцевыми и карбонат-кварцевыми жилами и прожилками, которые образуют линейную штокверковую зону, вытянутую в субширотном направлении. Предполагается пространственная связь вольфрамового оруденения кварц-шеелитовой формации с белореченским гранитным комплексом.

Вмещающие породы представлены преимущественно кварцевыми и карбонатно-кварцевыми породами в различной степени катаклазированными. Отличаются массивной, полосчатой и пятнистой текстурами и разнозернистой, местами микрогранобластовой структурой.

Главными минералами являются кварц, карбонаты, плагиоклаз. В меньшем количестве наблюдаются пренит, хлорит, цоизит, гидроксиды железа. В незначительном количестве присутствуют пирит, ильменит, слюда, каолинит, рутил, сфалерит, галенит, реальгар, аурипигмент, флюорит. Минералы вольфрама представлены шеелитом, тунгститом и штольцитом, распространенными неравномерно и присутствующими в переменных количествах.

Шеелит присутствует в прожилках и реже в околорудных метасоматитах в виде гипидиоморфных и идиоморфных зерен, подвергнутых интенсивному дроблению. Шеелит образует как рассеянную вкрапленность, так и гнездообразные скопления (рисунок 1). Фрагменты шеелита имеют различный размер – от 0,05 мм до первых сантиметров. Трещины в шеелите выполнены кварцем и кальцитом. Мощность трещин достигает 0,1 мм. В шеелите нередко присутствуют включения кварца размером до 0,1-0,15 мм. Зерна шеелита желтоватого и серовато-белого цвета с жирноватым блеском (рисунок 2).

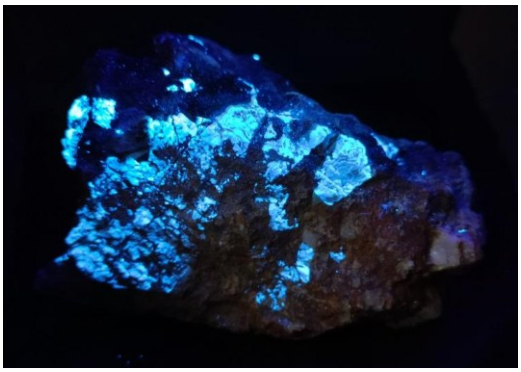


Рисунок 1. Гнездообразное скопление шеелита в ожелезненном кварце под УФ-лампой

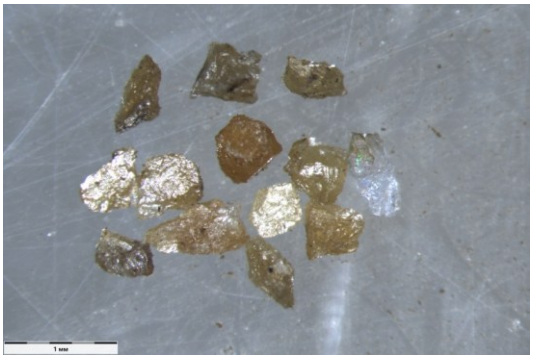


Рисунок 2. Фрагменты зерен шеелита

Шеелит содержит примесь молибдена (до 1,65%), в отдельных зернах отмечается примесь меди (до 0,42%). Иногда наблюдаются включения и прожилки *штольцита* размером в тысячные доли миллиметра (рисунок 3). Вероятно, штольцит возник в результате

гипергенного изменения шеелита. В некоторых зернах штольцита отмечается примесь молибдена до 0,85%.

Тунгстит представляет собой продукт изменения шеелита. Образует зеленовато-желтые порошковатые агрегаты, реже остроугольные ромбовидные пластинки со слабым перламутровым блеском. В руде развивается в виде кайм по краю зерен шеелита и по трещинам в нем (рисунок 4). Иногда содержит примесь железа (до 6,4% Fe), что позволяет предположить наличие в руде его разновидности – ферритунгстита. Тунгстит характеризуется низкой твердостью 1-2 по шкале Мооса, не обладает магнитными свойствами и не флотоактивен, что приведет к потерям ценного компонента в хвостах.

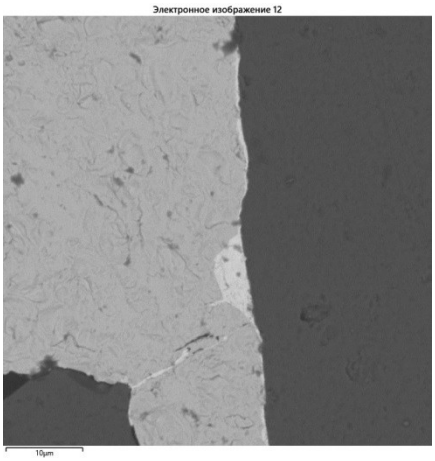


Рисунок 3. Прожилки и каймы замещения штольцита по шеелиту. СЭМ

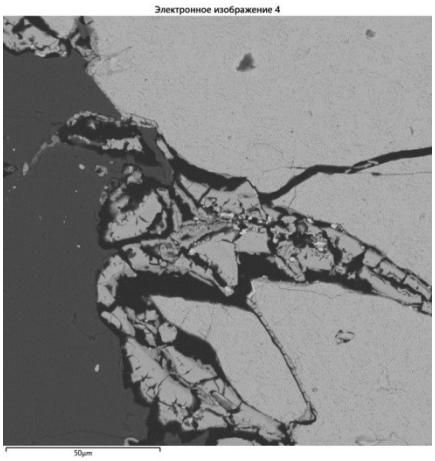


Рисунок 4. Фрагмент зерна шеелита с каймами тунгстита. СЭМ

Главным породообразующим минералом является кварц. Крупные зерна кварца носят следы пластических деформаций и в различной степени катаклазированы и перекристаллизованы. Наблюдается значительное окварцевание вмещающих пород. Наряду с кварцем присутствуют карбонаты как в виде прожилков, нередко совместно с кварцем, так и виде неравномерно проявленной карбонатизации по зонам дробления. В меньшем количестве отмечаются плагиоклаз, пренит, хлорит, цоизит и др.

Минералогические особенности руд, в том числе, характер распределения, выделения, гранулярный состав вольфрамовых минералов (шеелит, тунгстит, штольцит) позволяют прогнозировать их поведение в процессах обогащения и качество ожидаемых продуктов. Так, к положительным факторам можно отнести крайне незначительное количество включений породообразующих минералов в шеелите и размеры зерен шеелита.

К негативным факторам можно отнести: интенсивную трещиноватость шеелита и неравномерность его распределения в руде; присутствие вторичного минерала вольфрама тунгстита, образующего каймы различных форм и размеров по шеелиту приведет к потерям его в хвостах, поскольку на настоящее время тунгстит считается практически не извлекаемым; одновременное присутствие нескольких минеральных форм вольфрама (шеелит, штольцит, тунгстит) в тесной ассоциации с карбонатами и флюоритом, близким по флотационным свойствам к шеелиту; наличие в руде галенита и штольцита, с которыми связан свинец, являющийся вредной примесью для вольфрамовых руд.

Features of the mineral composition that determine the enrichment of tungsten ores

Zhukova V.E., Ozhogina E.G., Shuvalova Yu.N., Sycheva N.A.

The tungsten ores quality evaluation by methods of mineralogical analysis includes determination of their composition and morphostructural characteristics. Objective mineralogical information allows predicting their behavior in technological processes and the quality of expected products.

ОЦЕНКА ВЛИЯНИЯ ЭНЕРГЕТИЧЕСКОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ НА ПРОЧНОСТНЫЕ ПАРАМЕТРЫ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ*

Т.Н. Александрова, В.А. Абурова

ФГБОУ ВО «Санкт-Петербургский горный университет императрицы Екатерины II», Санкт-Петербург, Российская Федерация

e-mail: aburovaleria@gmail.com

Подтверждена возможность применения энергетического воздействия для изменения прочностных параметров золотосодержащей руды. Представлены результаты оценки изменения значений индекса AI и параметра A·b исследуемой руды до и после СВЧ обработки при обоснованных режимных параметрах.

При переработке минерального сырья значительные капитальные затраты приходятся на рудоподготовительный передел. В этой связи актуальным направлением является исследование возможности применения различных энергетических методов воздействия для изменения прочностных характеристик минерального сырья, поступающего на рудоподготовительный передел, и повышения степени раскрытия минеральных сростков для обеспечения более эффективного последующего извлечения ценных компонентов и снижения их потерь с хвостами обогащения. К энергетическим методам воздействия относятся: электро-, магнитно- и электромагнитно импульсные воздействия, поток ускоренных электронов, электрохимическое и ультразвуковое воздействия, а также СВЧ обработка. Одним из преимуществ СВЧ воздействия является селективный нагрев, который достигается за счет различия в восприимчивости рудных минералов и минералов пустой породы к СВЧ волнам. Наличие в руде минералов, восприимчивых к СВЧ излучению, приводит к большему разрушению материала ввиду возникновения перепада температур за счет разницы в нагреве с менее восприимчивыми минералами такими как кварц и кальцит. С увеличением градиента температур происходит повышение теплового напряжения, при этом разрушение достигается при превышении его пороговых значений. Оценить изменение прочностных характеристик минерального сырья и энергозатрат на рудоподготовительный передел за счет СВЧ воздействия позволяет проведение тестов падающего груза, по определению индексов абразивности, стержневого и шарового измельчения по Бонду. Поэтому целью работы являлось подтверждение возможности применения энергетического воздействия для изменения прочностных параметров золотосодержащей руды, определяемых при помощи теста падающего груза и определения индекса абразивности Бонда.

Объектом исследования являлась золотосодержащая руда, в которой в среднем содержится порядка 2–3 г/т золота. Минералы породы представлены кварцем, карбонатами,

* ***Работа выполнена в рамках гранта Российского научного фонда (проект № 23-47-00109).***

слюдами и глинисто-серицитовым материалом. Рудные минералы представлены преимущественно пиритом и арсенопиритом.

Для определения значений прочностного параметра A·b исследуемой руды до и после обработки проводился тест падающего груза на установке фирмы JKTech Pty Ltd модель JK Drop Weight Tester. Определение индекса абразивности Бонда (AI) проводилось аналогично до и после воздействия с применением специальной установки фирмы Laarmann модель LM-BAT1000. Определение температуры нагрева в процессе обработки с применением микроволновой печи фирмы LG Smart Inverter (диапазон варьирования мощности от 100 до 1000 Вт) проводилось при помощи лазерного пирометра FinePower DIN21H (диапазон изменения температуры от -50 до 1100°C).

Произведена количественная оценка полученных значений параметров A·b золотосодержащей руды и индексов абразивности до и после СВЧ обработки при мощности 600 Вт и времени равному 2 мин, результаты которой представлены на рисунке 1.

На основе анализа полученных результатов, представленных на рисунке 1, можно сделать вывод о том, что СВЧ обработка золотосодержащей руды способствует изменению значения параметра A·b на 5,7 ед.

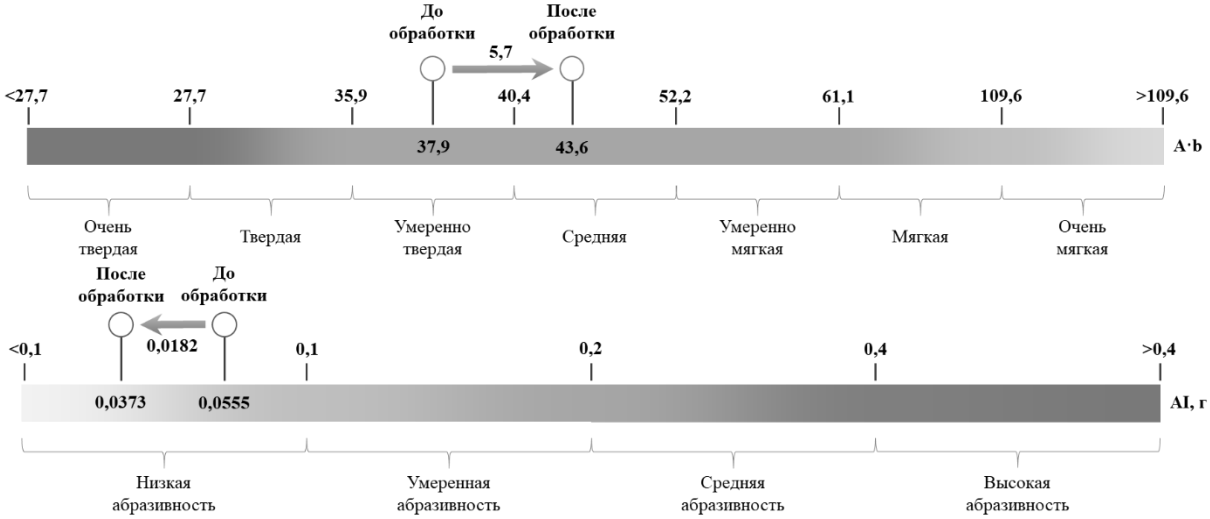


Рисунок 1. Результаты количественной оценки влияния СВЧ обработки на индекс абразивности и значение параметра A·b золотосодержащей руды

Наблюдается переход исследуемой руды из категории умеренно твердой в среднюю. Воздействие позволяет добиться снижения индекса абразивности золотосодержащей руды на 0,0182 г при этом материал как до, так и после обработки отнесен к категории низкой по абразивному износу.

Интерпретация полученных результатов позволяет подтвердить возможность применения СВЧ обработки для изменения прочностных характеристик золотосодержащей руды при режимных параметрах: мощность 600 Вт и время воздействия 2 мин. Обработка оказывает незначительное влияние на индекс абразивности, при этом отмечается значительное влияние на значение прочностного параметра A·b, что позволит достичь снижения энергозатрат на стадии рудоподготовительного передела.

Estimation of influence of energy impact on strength parameters of gold-bearing ore

Aleksandrova T.N., Aburova V.A.

The possibility of using energy impact to change the strength parameters of gold-bearing ore has been confirmed. The results of estimation of changes in the values of AI index and A·b parameter of the investigated ore before and after microwave treatment at justified regime parameters are presented.

РАСКРЫТИЕ СУЛЬФИДНЫХ МИНЕРАЛОВ НА ПРИМЕРЕ ДВУХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОБ КОЛЧЕДАННЫХ РУД ЮЖНОГО УРАЛА

А.В. Купцова, Е.А. Попова

АО «Механобр Инжиниринг», Санкт-Петербург, Российская Федерация

e-mail: kuptsova.av@mekhanobr.com

Приведены данные по комплексному минералого-технологическому изучению исходных проб колчеданных руд Южного Урала. Показано влияние текстурно-структурных особенностей и минерального состава исходных руд на раскрытие сульфидов при измельчении с использованием оптической системы анализа микроизображений и обработкой результатов в специализированной программе Минерал С7.

Для проведения технологических испытаний комплексом минералогических методов исследований были изучены две пробы руд колчеданных месторождений действующих подземных рудников. Оба месторождения располагаются на Южном Урале и приурочены к риолит-базальтовому комплексу ранне-среднепалеозойских островодужных вулканитов при удалении друг от друга около 200 км [1, 2]. Изучаемые пробы относятся к медно-цинковому колчеданному промышленному типу руд [3]. Однако, если для пробы руды №1 более характерны массивные выделения сульфидных минералов, то для пробы руды №2 характерными являются вкрапленные и пятнистые рудные текстуры.

Количественный минералогический анализ исходных проб руд произведён с помощью комплекса физико-химических методов исследований: количественного оптического анализа, рентгенофазового (РФА), рентгеноспектрального микроанализа (РСМА), а также согласованных химического и фазового анализов.

По данным комплексного минералогического исследования проб руд главными рудными минералами в пробах являются сульфидные минералы: пирит, сфалерит, халькопирит, блёклая руда и галенит (таблица 1). Нерудные минералы представлены кварцем, полевыми шпатами, слоистыми силикатам: хлоритом, слюдами, глинами, а также кальцитом и баритом. По химическому составу проба руды №1 более богата по целевым компонентам Cu и Zn, а также по сопутствующим Fe и S. По фазовому составу медь и цинк в обоих пробах представлена более чем на 92-95% отн. в сульфидной форме.

Основным различием проб руд при отмечаемом близком минеральном составе является количественное соотношение в них минералов, в частности сульфидов. Для пробы руды №1 суммарное содержание сульфидных минералов составляет 82,9% масс., а для пробы руды №2 – 14,4% масс., при превалирующем содержании среди сульфидов – пирита. При таком соотношении рудных и нерудных минералов, а также по текстурным особенностям образцов, пробу руды №1 относится к сплошному типу колчеданных руд, пробу руды №2 – к вкрапленному [3].

Таблица 1. Минеральный и химический состав исходных проб руд

Минералы	**Содержание минералов, масс. %**	
	проба №1	**проба №2**
Сульфидные минералы в т. ч.:	82,9	14,4
пирит	75,0	9,5
халькопирит	3,3	1,8
вторичные минералы меди	0,1	ед. зн.
блеклая руда	1,2	0,4
сфалерит	3,2	2,6
галенит	0,1	0,1
Нерудные минералы (суммарно)	17,1	85,6
Элементы	**Содержание элементов (%)**	
	проба №1	**проба №2**
Cu	1,69	0,82
Zn	2,23	1,73
Fe	33,8	5,43
S	43,8	6,88

Пирит является преобладающим сульфидом для обеих проб. Однако для пробы руды №1 минерал выполняет роль «вмещающей породы» для тонкозернистых полезных сульфидов Cu и Zn, с образованием характерных в ней интерстиционных и колломорфных структур (рисунок 1). В то время, как для пробы №2 пирит формирует с полезными сульфидами довольно простые границы срастания, образуя совместно с минералами вмещающей породы гипидиоморфнозернистые структуры (рисунок 2).

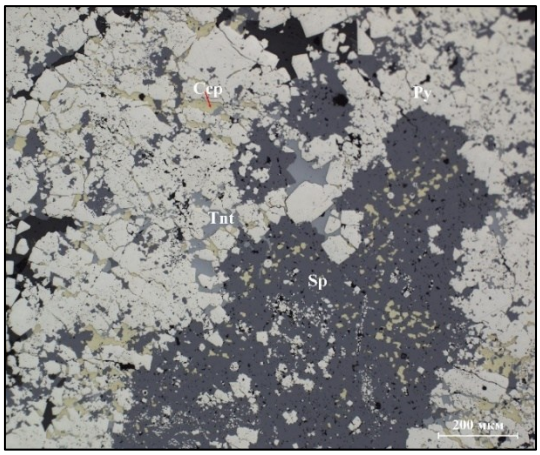


Рисунок 1. Характерная пирит-сфалеритовая руда колломорфно-интерстиционной структуры с тонкими выделениями халькопирита и теннантита (проба №1)

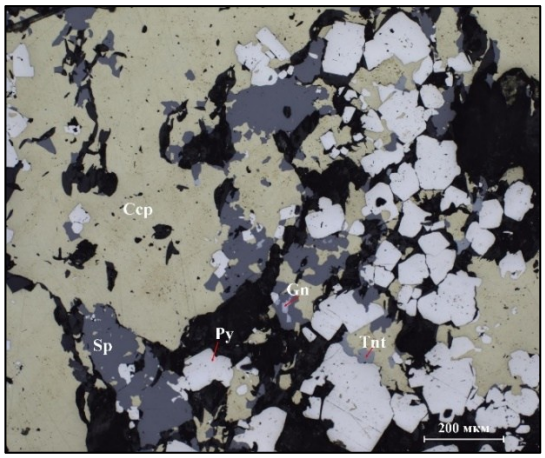


Рисунок 2. Халькопирит-сфалерит-пиритовая руда гипидиоморфнозернистой структуры (проба №2)

Для оценки характера срастаний сульфидных минералов друг с другом, крупности зерен и степени раскрытия минеральных фаз, исходные пробы руд при различной степени измельчения были проанализированы с помощью оптической системы анализа микроизображений с обработкой результатов по специализированной программе «Минерал С7». Методики по раскрытию минералов с использованием подобных автоматизированных систем апробированы на многих сульфидных рудах и используются во многих ведущих научно-производственных предприятиях занимающиеся исследованием в области технологической

минералогии и обогащении руд [4-7]. Данный программный комплекс проводит выделение масок зерен минералов в автоматическом режиме, с их идентификацией по цветовым характеристикам на полированных аншлифах классифицированных продуктов измельчения. Коррекция масок зерен минералов проводилась вручную. По отредактированным маскам алгоритм программы рассчитывает размеры зерен и долю площади, занятую каждым минералом, а также рассчитывается относительная массовая доля минерала в свободных зернах и в сростках [7]. В результате проведенных исследований получен большой статистический материал по распределению основных сульфидных минералов по свободным зернам и сросткам, а также характеристики их размеров в зависимости от степени измельчения исходных проб руд двух месторождений. Динамика раскрытия основных сульфидных минералов при измельчении представлена на рисунке 3.

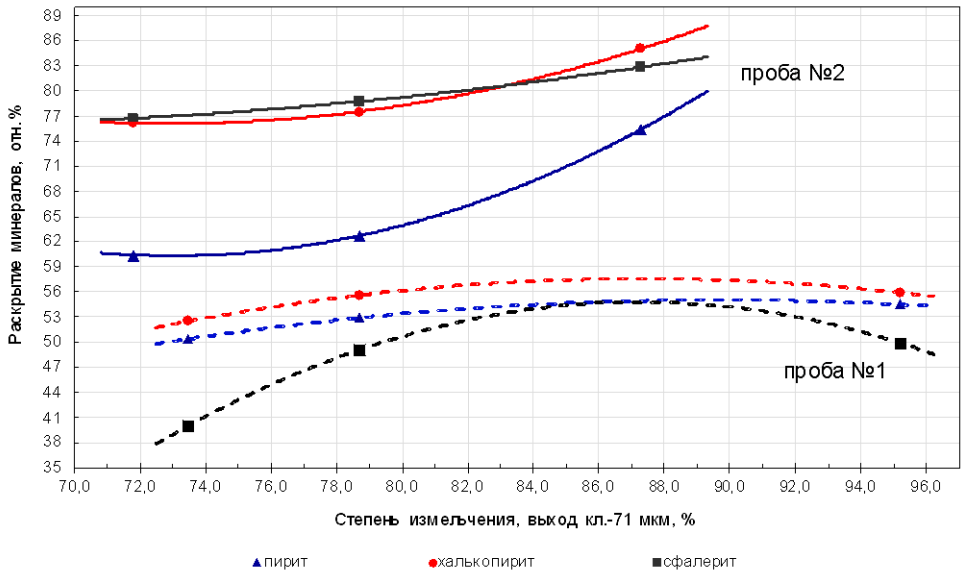


Рисунок 3. Динамика раскрытия основных сульфидных минералов при различной степени измельчения исходных проб руд №1 и №2

Результаты анализа показывают, что раскрытие основных сульфидных минералов, в особенности целевых (халькопирита и сфалерита) гораздо выше в пробе №2, чем в пробе №1, что объясняется их текстурно-структурными особенностями. В массивных типах пробы руды №1 наблюдаются сложные сочетания значительного ряда её структур: различных зернистых, интерстиционной, колломорфной, эмульсионной и реликтовой. Такое состояние руды предполагает сложности при её обогащении, в особенности при раскрытии минералов. Особенностью пробы руды №2 являются: преобладание гипидиоморфнозернистой структуры и ровные границы срастания зёрен и агрегатов минералов – что способствует извлечению сульфидных минералов из «пустой» породы, а также их взаимному разделению при обогащении.

Таким образом, хотя оба месторождения располагаются на незначительном удалении друг от друга, их руды относятся к одному технологическому типу и имеют близкий минеральный состав, но в то же время соотношение минералов и в особенности текстурно-структурные характеристики изучаемых проб руд значительно отличаются друг от друга. Это повлияло, естественно, в первую очередь на раскрытие сульфидных минералов при измельчении (перед флотационным процессом обогащения), и как следствие, на обогатимость и качество, получаемых концентратов. По своим минеральным и технологическим

характеристикам пробу руды №1 можно отнести к труднообогатимым объектам, а пробу месторождения №2, наоборот, за счёт её структурных особенностей, – к легкообогатимым.

Список использованных источников

1. Прокин В.А., Серавкин И.Б., Виноградов А.М. Геологические условия размещения и перспективы выявления крупных медноколчеданных месторождений на Урале // Литосфера. 2011. №6. С. 123-133.
2. Сопко П.Ф. Исмагилов М.И., Серавкин И.Б., Сопко Л.Н. Колчеданные месторождения Баймакского типа. М.: Недра, 1973. 223 с.
3. Изоитко В.М. Технологическая минералогия и оценка руд. СПб.: Наука, 1997. 532 с.
4. Аксенова Г.Я. Количественная оценка степени раскрытия минералов при измельчении руды // Обогащение руд. 2005. №3. С. 14-18
5. Купцова А.В., Мезенцева О.П., Храмов А.Н. Применение минералого-аналитических методов определения параметров раскрытия минералов // Горный журнал. 2014. № 11. С. 35–39.
6. Башлыкова Т.В., Пахомова Г.А., Лагов Б.С. и др. / под науч. ред. Карабасова Ю.С. Технологические аспекты рационального недропользования: роль технологической оценки в развитии и управлении минерально-сырьевой базой страны. М.: МИСИС, 2005. 576 с.
7. Современные программно-технические средства Анализатора «Минерал С7» для технологической минералогии // Маркшейдерское и геологическое обеспечение горных работ: сборник научных трудов по материалам международной конференции. М.: Издательство «Перо», 2022. С. 83-90.

Liberation of sulfide minerals on the example
of two technological samples of sulphide ores of the South Urals

Kuptsova A.V. Popova E. A.

The paper presents data on complex mineralogical and technological study of initial samples of sulfide ores of the Southern Urals. It shows the influence of textural-structural properties and mineral composition of initial ores on sulfide liberation during grinding with the use of optical system of micro-image analysis and processing of the results in the specialized software Mineral C7.

РОЛЬ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ МИНЕРАЛОГИИ РУДНОГО СЫРЬЯ В РЕШЕНИИ ВОПРОСОВ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ И ПОВЫШЕНИЯ СТЕПЕНИ (УРОВНЯ) ИЗВЛЕКАЕМОСТИ ПОЛЕЗНЫХ МИНЕРАЛОВ НА ПРИМЕРЕ ГАЙСКОЙ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ

И.В. Никонова

АО «Уралмеханобр», г. Гай, Российская Федерация

e-mail: nikonova_iv@mail.ru

Раскрывается роль технологической минералогии в области обогащения полезных ископаемых на примере Гайской обогатительной фабрики (далее ОФ).

Гайское медноколчеданное месторождение расположено в России, в Оренбургской области, в 35 км к северо-западу от г. Орск, который является крупным промышленном центром Урала. На Гайской обогатительной фабрике перерабатываются медные руды Гайского месторождения [2].

Важным критерием выбора способа переработки руд для любого предприятия является получение максимального экономического эффекта. Поэтому для предприятия важно максимально извлечь главные и сопутствующие полезные минералы из перерабатываемой руды в

товарную продукцию (т. е. переработать руду с минимальными их потерями с отвальными хвостами). Полнота извлечения ценного компонента в товарную продукцию связана, прежде всего, с его минеральной формой, гранулометрическим составом полезных минералов в рудах [1] и многими другими факторами.

В последнее время доля богатых и легкообогатимых руд, поступающих в переработку, постепенно снижается. По данным химического и минералогического анализов в переработку поступают всё больше труднообогатимые руды с невысоким содержанием меди. Все это приводит к увеличению себестоимости готовой продукции предприятия, а значит к необходимости поиска путей её снижения. Увеличение извлечения металлов в товарную продукцию в настоящее время достигается путем совершенствования технологических схем и режимов переработки сырья, внедрением более эффективного и менее энергоёмкого оборудования и т. д.

Совершенствования технологических схем возможны и целесообразны при достоверном анализе характера потерь полезных минералов с отвальными хвостами производства. Изучение поведения слагающих руду минералов в процессе рудоподготовки (дробление, измельчение) и обогащения осуществляется посредством технологической минералогии [1].

Решение задач технологической минералогии требует применения комплекса методов, среди которых оптические методы играют важную роль. Они позволяют получать информацию о размере частиц, природе их срастаний и характере границ между зернами. С ее помощью осуществляется определение ценных минералов и минералов, препятствующих обогащению, контроль процессов измельчения и разделения [1].

Сложность при обогащении некоторых типов руд Гайского месторождения определяется низким содержанием полезных металлов в руде (содержание меди колеблется в пределах 0,5–1,2%), схожими технологическими свойствами сульфидных минералов, неоднородностью минерального состава, формой и размером минеральных агрегатов, особенностями срастаний ценных минералов друг с другом и с породообразующими минералами.

Руды Гайского месторождения обогащаются флотационным способом. Конечными продуктами обогащения являются медный концентрат и отвальные хвосты. На отвальные хвосты приходится около 90–95% объема добываемой руды. Соответственно с отвальными хвостами теряется часть полезных металлов.

Широко применяемые сегодня на практике, в том числе на Гайском ГОКе, методы диагностики ценных металлов в хвостах обогащения (рациональный, атомно-абсорбционный, аналитический) позволяют определить в хвостах обогащения, как правило, количественное содержание металлов.

Оценить характер потерь: вкрапленность, раскрытые зерна, сростки, крупность зерен, а значит возможность и целесообразность доизвлечения металлов, возможно только оптико-минералогическим методом анализа. Другими словами, данный метод диагностики позволяет увидеть в каком виде теряются полезные минералы – носители ценных металлов. Благодаря данному методу анализа у технологов появилась возможность корректировать технологический процесс на основании достоверных результатов инструментальных наблюдений. Так, например: *если наблюдается недостаточное раскрытие полезных минералов*, то работа должна быть направлена на увеличение тонины помола, повышение эффективности работы измельчительного и классифицирующего оборудования; *если полезные минералы теряются в виде свободных минеральных форм*, то направление работы меняется в сторону отладки

работы флотационного оборудования, совершенствования реагентных режимов, корректировки фронтов флотации и т.д.

Преимуществом метода оптико-минералогического анализа, осуществляемого с помощью компьютерной системы анализа изображений, является большая оперативность в сравнении с ручным методом диагностики потерь.

Рассмотрим на двух примерах функциональность технологической минералогии.

Пример 1. На минералогический анализ поступил накопительный отвальный хвост флотации, отобранный в течение длительного периода (I квартал 2025 г.). По данным химического анализа абсолютное содержание меди в хвостах – 0,21%, ситовая характеристика хвостов, содержание класса -74/-44 мкм: 78,5/63,7%.

Проблема: повышенные потери меди с отвальными хвостами флотации.

Цель: оценить характер потерь меди с хвостами флотации с помощью оптико-минералогического анализа с применением программного обеспечения «Минерал С7».

Результаты минералогического анализа хвостов представлены в таблице 1.

Результаты минералогического анализа хвостов показывают, что основные потери меди связаны с халькопиритом – главным минералом-носителем меди. В таблице 2 представлен анализ данных отвальных хвостов флотации.

Таблица 1. Результаты минералогического анализа отвальных хвостов

Минерал	**Абс. %**	**Отн. %**	**Распределение по размерам, отн. %**				
			0-10	**10-40**	**40-70**	**70-100**	**>100**
Халькопирит	0,60	100,0	35,4	55,8	7,2	1,4	0,2
Свободные зерна	0,11	18,6	9,3	70,2	20,5		
В срастании с:							
Пиритом	0,41	68,4	43,5	54,3	1,8	0,1	0,3
Нерудными минералами	0,02	3,4	25,7	27,7	6,0	40,6	
Полиминеральные сростки	0,06	9,6	31,8	48,4	19,8		

Таблица 2. Анализ данных

п/п	**Выводы**	**Рекомендации**
1	С отвальными хвостами флотации теряются свободные зерна халькопирита – 18,6 отн. % различной крупности от 1 до 70 мкм, на зерна флотационной крупности 10-70 мкм приходится 90,7 отн. %.	Оптимизировать флотационный режим.
2	Основная доля потерь меди с хвостами флотации (около 81,4 отн. %) обусловлена неполным раскрытием минералов меди, находящихся в виде сростков с пиритом (68,4 отн. %), нерудными минералами (3,4 отн. %) и в виде полиминеральных сростков (9,6 отн. %). В сростках 56,5÷74,3% халькопирита имеют крупность 10-100 мкм и более 100 мкм.	Увеличить тонину помола для наилучшего раскрытия сростковых комплексов.

Примечание: свободные зерна – это зерна (сростки), в которых содержание рудного минерала составляет 96-100%.

Пример 2. На минералогический анализ поступили хвосты основной медной флотации.

Проблема: повышенные потери меди в хвостах основной медной флотации, приводящие к увеличению потерь меди с промпродуктами медного цикла.

Цель: оценить характер потерь меди с хвостами основной медной флотации после оптимизации работы медного цикла.

В таблице 3 представлены сравнительные результаты опробований, проведённых в два временных периода – 27.10.2021 и 29.03.2023 г. Сопоставление этих данных позволяет оценить эффективность примененных технологических корректировок (таблица 4).

Таблица 3. Результаты минералогического анализа

Показатели	Опробование от 27.10.2021	Опробование от 29.03.2023	Отклонение +/-
Массовая доля, %			
Cu	2,56	0,63	-1,93
Абсолютное содержание, %			
Халькопирит	7,1	1,7	-5,4
Свободные зерна халькопирита			
Отн.%	31,3	10,5	-20,8
0-10 мкм	44,8	28,1	-16,7
>10 мкм	55,2	71,9	+16,7
Халькопирит в срастании с пиритом			
Отн.%	62,1	85,3	+23,2
0-10 мкм	33,7	51,8	+18,1
>10 мкм	66,3	48,2	-18,1

Таблица 4. Анализ данных двух опробований

Опробование от 27.10.2021	Опробование от 29.03.2023
Абсолютное содержание халькопирита составляет 7,1%. При этом 62,1 отн. % халькопирита встречается в сростках с пиритом. На долю свободных зёрен халькопирита приходится 31,3 отн. %, где 55,2 отн. % крупнее 10 мкм.	Содержание меди снизилось с 2,56% до 0,63% (отклонение -1,93%). Снизилась доля свободных зерен халькопирита с 31,3% до 10,5% (-20,8%). Абсолютное содержание халькопирита уменьшилось с 7,1% до 1,7% (-5,4%).
Общие выводы: в настоящее время в хвостах основной медной флотации содержание меди на Гайской обогатительной фабрике не превышает 0,6–0,9%. Это свидетельствует о том, что корректировка режима работы данного узла оказалась эффективной. Результаты минералогического анализа демонстрируют, что, изучив характер потерь с использованием оптической минералогии, можно выдать обоснованные рекомендации в технологический режим.	

Наличие сложных срастаний в рудах не позволяют при обогащении селективно выделить ценные минералы без потерь. Однако, с помощью оптической минералогии существует возможность снижения этих потерь.

Список использованных источников

1. Изоитко В.М. Технологическая минералогия и оценка руд. СПб.: Наука, 1997. 532 с.
2. Пшеничный Г.Н. Гайское медноколчеданное месторождение Южного Урала: учебное издание. Издательство: Наука, 1975. С. 14-60.
3. Сафина Н.П. Микроскопические методы в исследовании руд: учебное пособие / Н.П. Сафина, К.А. Новоселов. Челябинск: Издательский центр ЮУрГУ, 2013. С. 99-114.

The role of technological mineralogy of ore raw materials in solving issues of improving enrichment technology and increasing the degree (level) of extractability of useful minerals using the example of the Gai enrichment plant

Nikonova I.V.

The role of technological mineralogy in the field of mineral processing is revealed using the example of the Gai processing plant.

ОЦЕНКА РЕЗУЛЬТАТОВ ФЛОТАЦИИ МЕДНО-НИКЕЛЕВЫХ РУД ПО ДАННЫМ ОПТИЧЕСКОЙ МИКРОСКОПИИ И РЕНТГЕНОФАЗОВОГО АНАЛИЗА

А.С. Корзинова, А.А. Лавриненко, И.Н. Кузнецова, О.Г. Лусинян
ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН», Москва, Российская Федерация
e-mail: korzinovaas@gmail.ru

Представлены результаты флотации руды АМ-1 с учетом данных оптической микроскопии и рентгенофазового анализа.

Непрерывный рост мирового спроса на медь и никель повышает интерес к поиску улучшения технологий их извлечения. Эти металлы играют ключевую роль в развитии передовых электротехнических и электронных отраслей [1].

Многие силикаты, такие как тальк, серпентин и др., обладают сравнительно высокой гидрофобностью, что делает их флотационно-активными [2]. При флотации сульфидных медно-никелевых минералов они извлекаются в концентрат, что негативно сказывается на последующих пирометаллургических процессах.

Целью данной работы являлось определение наиболее эффективного реагентного режима при флотации медно-никелевых руд и оценка разделения минералов в продукты флотации с помощью оптической микроскопии.

Методика исследования. Изучали руду месторождения Кольского полуострова, представленную серпентинизированным габбро-верлитом [3].

Проведено 58 опытов по коллективной флотации руды (АМ-1) с использованием ксантогената и различных модификаторов.

Минеральный состав руды определяли рентгенографически на дифрактометре ДРОН-3. Данные рентгенофазового анализа обрабатывали в программных комплексах PDWin, Index, Unit Cell. Извлечение металлов в продуктах флотации оценивали на основе данных рентгенофлуоресцентного анализа. С помощь оптического микроскопа определяли сростки минералов, размер зерен и оценивали приблизительное количественное соотношение минеральных фаз в концентратах и хвостах. Нерудные минералы в исходном сырье представлены различными силикатами, среди которых можно отметить магниевые силикаты, такие как кордиерит и антигорит (группа серпентина).

Результаты. В образцах пенных продуктов, полученных с помощью наиболее эффективных режимов флотации, рудными минералами по данным рентгенофазового анализа являются халькопирит и пентландит. Оптическая микроскопия подтверждает, что рудные минералы в таких пенных продуктах представлены либо отдельными зернами (менее 20 мкм), либо в виде тонких прослоев (толщиной до 3 мкм) исключительно в кордиерите. Сростков с другими нерудными минералами, не наблюдается. При этом, в пенном продукте практически отсутствуют антигорит и другие нерудные минералы.

При неэффективных режимах в пенных продуктах наблюдалось сравнительно большое количество антигорита и небольшое содержание кордиерита в сростках с рудными минералами. Данные оптической микроскопии продуктов флотации показали хорошее согласование с рентгенофлюоресцентным анализом.

В результате исследований установлено, что наиболее эффективные режимы позволяют достичь извлечение меди порядка 80% и никеля около 70%.

Список использованных источников

1. Mohamed Somia T., Emam Abeer A., Fathy Wael M. et al. Enhanced extraction of copper and nickel based on the Egyptian Abu Swayeil copper ore // Analytical science & technology, Vol. 37, № 1, 2024. P. 1-16.
2. Yin Fengxiang, Zhang Chengxu, Yu Yao, Lv Chenyang, et al. Review on the Challenges of Magnesium Removal in Nickel Sulfide Ore Flotation and Advances in Serpentinite Depressor // Minerals, Vol. 14, № 965, 2024. P. 1-20.
3. Турченко С.И. Металлогенетические особенности Печенгской рифтогенной структуры (Кольский геоблок Балтийского щита) // Тр. Карельского научного центра РАН, № 2, 2016. С. 40–51.

Analyzing copper-nickel ore flotation outcomes via optical microscopy and X-ray diffraction

Korzinova A.S., Lavrinenko A.A., Kuznetsova I.N., Lusinyn O.G.

The results of AM-1 ore flotation are presented, taking into account optical microscopy and X-ray phase analysis data.

ПРОБЛЕМЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ СОВРЕМЕННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА ИЗ ЛЕЖАЛЫХ ХВОСТОВ*

Д.И. Целюк, А.Г. Михайлов, О.И. Целюк

ФИЦ «Красноярский научный центр Сибирского отделения РАН»
Институт химии и химической технологии, г. Красноярск, Российская Федерация

e-mail: tselukdi@mail.ru

В работе рассмотрено влияние процессов техногенеза на эффективность извлечения золота из твердых минеральных фаз лежалых хвостов Центральной Сибири. Исследованы основные факторы, снижающие эффективность извлечения золота из техногенного сырья. Установлено, что образование вторичных минеральных форм: сульфатов, сульфоарсенантов, гидроксидов железа, аморфных глинисто-железистых и глинисто-сульфатно-карбонатных образований существенно снижают промышленный выход благородного металла. Рекомендованы опережающие стадии рудоподготовки, способствующие существенно повысить промышленный потенциал лежалых хвостов.

В настоящее время Российская Федерация является одним из лидеров по добыче золота в мире. По данным Торгово-промышленной палаты РФ и Союза золотопромышленников на территории нашей страны в 2021 г. было добыто 363,5 т благородного металла, а в 2022 г. – 371 т [1]. По оценкам экспертов прирост количества добываемого драгоценного металла по РФ в целом к 2030 г. может достичь 450-500 т в год [2].

Однако, параллельно с ростом добычи полезных ископаемых происходит снижение кондиционных запасов. Сложившиеся тренды связаны с ухудшением качества руд и сокращением сырьевой базы, что сказывается на долгосрочном прогнозе освоения и развития минерально-сырьевой базы золота в Российской Федерации [3].

В этой связи необходимым является наращивание сырьевой базы золота. В 2024 г. правительством РФ утверждена «Стратегия развития минерально-сырьевой базы Российской Федерации до 2050 года». Сложность решения данной задачи отмечена также в работе президиума РАН 22.04.2025. Исходя из поставленных Правительством Российской Федерации

**** Работа выполнена в рамках базового проекта FWES-2021-0014.***

задач, Президиумом РАН отмечено, что одним из основных направлений научных исследований является изучение вещественного состава рудного сырья и техногенных отходов, образованных в результате обогащения и переработки полезных ископаемых.

Установлено, что намывные лежалые хвосты обладают достаточно высоким промышленным потенциалом. Так в Центральной Сибири в хвостохранилищах основных золотоизвлекающих фабрик размещено около 100 млн т техногенного сырья. Ресурсный потенциал содержащегося в хвостах драгоценного металла составляет порядка 120 т. В лежалых хвостах Советской ЗИФ, при среднем содержании в них золота 4,5 г/т, находится порядка 24 т. Утвержденные запасы в запруде № 3 хвостохранилища Артемовской ЗИФ по категории C_2 составляют 3,5 т при содержании 2 г/т. Ресурсный потенциал в хвостохранилище Балейской ЗИФ-1 оценивается в 9,7 т, при содержании золота более 1 г/т [4].

Однако, в процессе длительного хранения, в золотосодержащих хвостах формируется новый технологический промышленный тип руд, обладающий технологическими параметрами, существенно отличающими их от природных руд. Это обусловлено тем, что техногенные воды, циркулирующие в хвостохранилищах, инициируют трансформацию вещества осадков. В нижних горизонтах техногенных толщ агрессивное воздействие высокоминерализованных вод техногенного водоносного горизонта приводит к разрушению породообразующих и рудных минералов с высвобождением из них мелких и тонких минеральных фракций полезных компонентов.

Вместе с тем происходит не только деструкция рудовмещающих минеральных фаз, но и образование большого количества растворимых закисных форм, представляющих собой пересыщенные растворы, коллоиды и гелеобразные массы, которые пропитывают техногенные осадки и отрицательным образом воздействуют на эффективность извлечения золота. При перемещении хвостов на дневную поверхность изменяется агрегатное состояние гелеобразных и коллоидных масс. Обезвоживание и активное воздействие кислорода приводит к образованию вторичных минералов различной модификации, среди которых, в зависимости от состава исходной матрицы, доминируют сульфаты, сульфоарсенаты, гидроксиды железа, аморфные глинисто-железистые и глинисто-сульфатно-карбонатные образования. Покрывающие в виде корки золотосодержащие минеральные зерна полезных компонентов, они фактически блокируют воздействие на них технологических растворов, применяемых для извлечения золота. Поскольку происходящие процессы оказывают большое влияние на вещественный состав и агрегатное состояние техногенного рудного сырья, применение существующих технологических методов требует существенной доработки [5].

В качестве примера можно указать, что в настоящее время без предварительной рудоподготовки извлечение золота из лежалых хвостов по методу цианистого кучного выщелачивания не превышает 44%. Для повышения эффективности технологических методов извлечения полезных компонентов из золотосодержащих хвостов до уровня товарной продукции рекомендуется следующая схема предварительной рудоподготовки: удаление сульфосолей путем промывки хвостов; просушка с окислением кислородом; раскрытие сульфидов от корки гидроксидов железа путем истирания материала до размерности 0,074 мм; подача концентрированного раствора цианида в 2–3 раза превышающего нормативный уровень (0,03-0,25% NaCN).

Выполнение этих мероприятий может увеличить извлечение золота [5]. Приведенные материалы показывают, что лежалые хвосты намывного типа представляют собой значительный промышленный интерес. Развитие этого нового направления недропользования

способно создать все необходимые предпосылки для вовлечения отходов в освоение. Однако, для эффективности выполнения необходимо учитывать происходящие в накопителях техногенные процессы, которые существенно влияют на применяемые технологии извлечения золота.

Список использованных источников

1. Бутырина Е. Золотой вызов: почему добывать драгметалл в России становится невыгодно и как реагирует рынок на кризис [ред. «ФедералПресс»], https://fedpress.ru/article/3253254 (дата обращения: 19.05.2025).
2. Егорова И.В. Объектный метод анализа обеспеченности запасами полезных ископаемых на примере России / Егорова И.В., Михайлов Б.К. // Руды и металлы. 2021. №4. С. 6–21.
3. Иванов А.И. Прогноз долгосрочного освоения и развития минерально-сырьевой базы золота в Российской Федерации / Иванов А.И., Алексеев Я.В., Наумов Е.А. и др. // Отечественная геология. 2023. №6. С. 3-12.
4. Целюк Д.И., Целюк И.Н. Техногенные хвосты золотодобычи: промышленный потенциал и перспективы вторичного освоения // Разведка и охрана недр. 2019. № 8. С. 41–47.
5. Целюк Д.И., Целюк О.И. Особенности развития техногенеза в намывных накопителях промышленных отходов. Красноярск: КНИИГиМС, 2018. 358 с.

Problems of using modern technologies for extracting gold from stale tailings

Tselyuk D.I., Mikhailov A.G., Tselyuk O.I.

The paper considers the influence of technogenesis processes on the efficiency of gold extraction from solid mineral phases of stale tailings in Central Siberia. The main factors reducing the efficiency of gold extraction from man-made raw materials are investigated. It has been established that the formation of secondary mineral forms: sulfates, sulfoarsenants, iron hydroxides, amorphous clay-ferruginous and clay-sulfate-carbonate formations significantly reduce the industrial yield of the precious metal. Advanced stages of ore preparation are recommended, which significantly increase the industrial potential of stale tailings.

ОСОБЕННОСТИ ФРАКЦИОННЫХ И СЕПАРАЦИОННЫХ ХАРАКТЕРИСТИК ПРИ ИСПОЛЬЗОВАНИИ РЕНТГЕНОФЛУОРЕСЦЕНТНОЙ СЕПАРАЦИИ

Т.Ю. Овчинникова[1], Е.Ф. Цыпин[1], А.И. Ковалева[1], С.В. Зиятдинов[2]

[1] ФБГОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Российская Федерация
[2] АО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Российская Федерация

e-mail: tatyana.ovchinnikova@ursmu.ru

В основе прогноза обогатимости любого минерального сырья лежат фракционные и сепарационные характеристики, позволяющие оценить обогатимость выбранным методом обогащения. Выполнен анализ покусковой минеральной неоднородности на кусковой пробе медной руды. Получены экспериментальные частные и усреднённые фракционные характеристики для изученной пробы медной руды. Описана методика получения сепарационных характеристик процесса рентгенофлуоресцентной сепарации.

Актуальность включения предварительного обогащения в технологию переработки сырья для горно-обогатительных, горно-химических и горно-металлургических комбинатов вызвана снижением содержаний ценных компонентов в добываемой горной массе; завершением отработки базовых месторождений; вовлечением в переработку минерального сырья

месторождений, удалённых от действующих обогатительных фабрик, что значительно увеличивает транспортные затраты. По сравнению с другими методами предварительного обогащения рентгенофлуоресцентный метод сепарации имеет большие информативные возможности и универсальность.

Рентгенофлуоресцентный метод позволяет определить элементный состав контролируемого вещества, благодаря чему появляется возможность вести сортировку многокомпонентных руд, используя специальные алгоритмы принятия решения об удалении кусков с учётом содержаний нескольких элементов, однако, данный метод имеет ряд особенностей, влияющих на обогатимость сырья. Рентгенофлуоресцентная сепарация (РФС) относится к методам, использующим поверхностные признаки разделения, поскольку в нём информацию об элементном составе получают от поверхности куска. При оценке потенциальных технологических показателей разделения сырья методом РФС этот фактор является особенно существенным. Показатели РФС зависят от характера пространственной минерализации кусков и от полноты контроля поверхности кусков. Более достоверную оценку влияния характера специфической минерализации кусков реальных руд может дать изучение показателей сепарации на выборках кусков обогащаемого сырья, характерных по виду минерализации, при их неоднократном прохождении через измерительную зону сепаратора с последующим усреднением фракционной характеристики.

Для изучения влияния характера минерализации кусков на эффективность сепарации на кусковой пробе медной руды проведены опыты, включавшие в себя экспериментальное определение аналитического параметра, связанного с поверхностным содержанием компонента в режиме имитации сепарации. Для этого каждый из кусков пробы неоднократно был пропущен через измерительную систему рентгенофлуоресцентного сепаратора с определением аналитического параметра.

Для кусков пробы руды была экспериментально определена зависимость между массовой долей меди и аналитическим параметром в кусках, которая затем использовалась для прогноза технологических показателей разделения.

Для поверхностных признаков, к которым относится аналитический параметр, используемый при РФС, важно оценивать меру минеральной неоднородности контролируемой поверхности.

Анализ рассчитанных показателей неоднородности выявил, что коэффициент вариации по среднему значению аналитического параметра является малоинформативным. Неоднородность поверхностной минерализации возрастает по мере увеличения среднего значения аналитического параметра. Можно сделать вывод о том, что абсолютные отклонения от среднего значения являются более информативными для оценки неоднородности.

Каждый кусок пробы был неоднократно пропущен через измерительную систему, при этом каждое пропускание куска являлась имитацией единичного опыта по сортировке в динамических условиях. Результаты нескольких единичных опытов усреднялись. Были рассчитаны и построены фракционные характеристики для изученной пробы медной руды в вариантах частной реализации (единичный опыт) и по усреднённым значениям аналитического параметра, рассчитанных по результатам всех реализаций.

Выявлено, что плотности распределения вероятности, рассчитанные по усреднённым значениям всех реализаций, и построенные по результатам одной частной реализации отличаются. Частная реализация может одновременно как занижать, так и завышать предельные значения признака разделения, по сравнению с усреднёнными значениями, об этом

свидетельствует вид частных фракционных характеристик, имеющих более широкие диапазоны изменения и меньшую высоту в точке экстремума. Этот факт объясняется неоднородностью поверхностной минерализации кусков, а также тем, в частной реализации кусок измеряется однократно, только с одной стороны, а при усреднении результатов имитируется многосторонний осмотр, что увеличивает полноту получаемой информации о поверхности куска. Этот факт позволяет рекомендовать при изучении обогатимости регтенофлуоресцентным методом проводить не менее двух-трёх опытов по разделению исходного материала, с последующим усреднением получаемых значений аналитического параметра. Последующий прогноз технологических показателей разделения также рекомендуется осуществлять с использованием фракционных характеристик, построенных по усреднённым значениям аналитического параметра.

Полученные по кривым разделения показатели являются идеальными и для прогноза реальных показателей следует учитывать сепарационную характеристику аппарата.

Гипотетическое представление о виде фракционных и сепарационных характеристик указывает на их особенности, связанные с двухоперационностью этих процессов – измерение и обработка информации с принятием решения об удалении, то есть с наличием информационных процедур, и с избирательным принудительным удалением частиц или порций из потока. Обе операции имеют потенциальные погрешности, приводящие к особому виду сепарационных характеристик и вероятностный характер фракционной характеристики для любого из информационных методов измерения. Погрешности измерения при поверхностных методах получения информации связаны с колебаниями траектории движения частиц через зону измерения, с характером неоднородности минерализации кусков, их формой, размерами, загрязнением поверхности и т. п. Кроме того, на вид сепарационных характеристик влияет чувствительность измерительной аппаратуры и степень совершенства удаляющих устройств. Погрешности измерения связаны не только с совершенствованием самой измерительной системы и алгоритмов принятия решений, но и с неоднородностью распределения минералов в объёме и по поверхности отдельной частицы. На результаты получения информации влияет ориентация частицы относительно системы «источник излучения – частица – приёмник излучения».

Характер пространственной минерализации частиц при поверхностных методах измерения оказывает наиболее значимое влияние на случайную составляющую погрешности получения информации о свойствах и составе частицы.

Для получения экспериментальной сепарационной характеристики было организовано неоднократное измерение величины признака при прохождении каждого куска через зону измерения сепаратора.

Расчёт сепарационных характеристик был выполнен как по числу кусков, отнесённых к тому или иному виду продукта, так и с учётом масс этих кусков. Сравнение полученных данных показало, что отличие сепарационных характеристик незначимо при обоих вариантах оценки.

Анализ полученных экспериментальных сепарационных характеристик показал следующее: для всех характеристик отмечается наличие зоны нечувствительности; границы разделения, полученные при построении сепарационных характеристик по экспериментальным данным, близки к задаваемым границам разделения, что свидетельствует о высокой точности разделения рентгенофлуоресцентной сепарацией, этот же факт подтверждает и величина среднего вероятного отклонения Epm.

В целом можно отметить, что увеличение границы разделения приводит к изменению величины Epm, а, следовательно, и точности сепарации. Это позволяет сделать вывод о том, что рентгенофлуоресцентный сепаратор более эффективен при выделении бедных по содержанию контролируемого компонента продуктов, в этом случае возможно выделить крупнокусковые хвосты с малым (отвальным) содержанием контролируемого компонента.

Полученные экспериментальные фракционные и сепарационные характеристики являются основой прогноза потенциальных технологических показателей разделения различных видов минерального сырья с применением рентгенофлуоресцентного сепаратора.

Features of fractional and separation characteristics when using X-ray fluorescence separation

Ovchinnikova T.Yu., Tsypin E.F., Kovaleva A.I., Ziyatdinov S.V.

The dressability forecast of any mineral raw material is based on fractional and separation characteristics, which make it possible to estimate the dressability by the chosen separation method. An analysis of the lumpy mineral heterogeneity on copper ore lump samples was performed. Experimental particular and averaged fractional characteristics for the studied copper ore samples have been obtained. A technique for obtaining separation characteristics of the X-ray fluorescence separation process is described.

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ РЕНТГЕНОРАДИОМЕТРИЧЕСКОЙ СЕПАРАЦИИ ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ ОКИСЛЕННЫХ МЕДНЫХ РУД НА ЭТАПЕ РУДОПОДГОТОВКИ

С.В. Зиятдинов[1], Е.Ф. Цыпин[2], Т.Ю. Овчинникова[2], Т.А. Ефремова[1]

[1] АО «Уралмеханобр» г. Екатеринбург, Российская Федерация
[2] ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет», г. Екатеринбург, Российская Федерация

e-mail: Ziyatdinov_SV@umbr.ru; tatyana.ovchinnikova@m.ursmu.ru

В работе изучена возможность крупнокусковой сортировки медной окисленной руды на богатые и бедные по содержанию меди фракции. Выявлено различие фазового состава меди в концентрате и хвостах рентгенорадиометрической сепарации.

На первых этапах освоения медных месторождений в отвалы неизбежно попадают окисленные и смешанные руды верхних горизонтов. Для их последующей переработки используются различные технологические подходы: от классической флотации до гидрометаллургии, также применяются комбинированные способы обогащения, объединяющие различные методы [1, 2].

На текущем этапе развития информационных (сенсорных) методов обогащения открываются перспективы их внедрения как комплексной системы предварительной обработки руды, что позволяет стабилизировать и повышать содержание полезных компонентов в забалансовых и низких по содержанию ценных компонентов рудах перед глубоким обогащением [3].

Представляет интерес изучение влияния предварительного обогащения окисленной руды на содержание меди в питании флотационного передела, на извлечение и содержание меди во флотационном концентрате, на возможность получения хвостов в крупнокусковом

виде, либо разделения рудной массы на технологические классы, обогащаемые в дальнейшем разными методами.

В работе исследована целесообразность предварительного обогащения рентгенорадиометрическим методом пробы окисленной медной руды одного из месторождений Среднего Урала.

Проба окисленной руды представлена следующими рудными минералами: магнетитом, гематитом, пиритом, халькопиритом, борнитом, малахитом, азуритом, титаносодержащими минералами. Из нерудных минералов встречаются амфиболы, пироксены, полевые шпаты, апатит, кварц, клинохлор.

Химический состав пробы окисленной руды приведён в таблице 1.

Таблица 1. Химический состав окисленной руды, %

Элементы, соединения	**Cu**	**Zn**	**$S_{общ}$**	**P**	**$Fe_{общ}$**	**SiO_2**
Массовая доля	0,81	0,016	0,25	1,01	10,89	39,7

Изучение рентгенорадиометрической обогатимости руды проведено на выборке характерных кусков класса крупности -100+50 мм.

В качестве аналитического параметра выбрано спектральное отношение интенсивности в спектральной области вторичного характеристического рентгеновского излучения меди (N_{Cu}) к интенсивности в области рассеянного рентгеновского излучения (Ns):

$$H_{Cu}=N_{Cu}/Ns.$$

По данным фазового анализа, медь в исследуемой руде на 12,34% сложена первичными минералами меди (халькопирит), на 28,40% сульфатами (халькантит), проба содержит 29,63% меди в форме соединений со вторичными минералами (борнит, халькозин), те же 29,63% составляет медь, связанная с окисленными свободными минералами меди (малахит, азурит). Меди, связанной с хризоколлой не обнаружено.

Результаты фракционирования исследуемой руды методом рентгенорадиометрической сепарации (РРС) представлены в таблице 2. По результатам исследований установлено, что с увеличением значения аналитического параметра с 0,5 до 5 отн. ед. происходит монотонное возрастание массовой доли меди во фракциях – с 0,24% до 1,46%, при её массовой доле в исходной руде 0,81%.

Таблица 2. Результаты фракционирования методом РРС

Фракция	**Границы фракции H_{Cu}, отн. ед.**	**Показатели, %**		
		выход	**массовая доля меди**	**извлечение меди**
1	$H_{Cu} < 0,5$	49,01	0,24	14,70
2	$0,5 < H_{Cu} < 2$	36,52	1,29	58,89
3	$2 < H_{Cu} < 5$	14,47	1,46	26,41
	Итого	100,00	0,81	100,00

При флотации каждой исследуемой фракции наблюдается известная закономерность – с увеличением продолжительности флотации массовая доля меди в пенном продукте снижается, а извлечение ее в пенный продукт монотонно возрастает. Однако, необходимо отметить следующее – при флотации фракции с исходным содержанием меди 0,24%, достигается извлечение меди в пенный продукт на уровне 83,47%, против 80,95% при содержании меди в руде 1,46%. Предположительно связано это с перераспределением фаз меди по продуктам сепарации и переходом большего количества окисленных минералов меди в концентрат

предварительного обогащения, ввиду особенности рентгенорадиометрического метода, который определяет медь как элемент независимо от ее формы соединения.

Для проверки данной гипотезы выполнен фазовый анализ фракции 1 и фракции 3, результаты которого приведены в таблице 3.

Таблица 3. Фазовый состав фракций, выделенных методом РРС

Продукт	Формы соединений меди	Массовая доля, %	
		абс.	отн.
Фракция 1	Первичные сульфиды (халькопирит)	0,02	8,33
	Вторичные сульфиды (борнит, халькозин)	0,02	8,33
	Окисленные свободные минералы (малахит, азурит)	0,20	83,34
	Итого	0,24	100,00
Фракция 3	Первичные сульфиды (халькопирит)	0,07	4,79
	Вторичные сульфиды (борнит, халькозин)	0,65	44,52
	Окисленные свободные минералы (малахит, азурит)	0,73	50,00
	Сульфаты (халькантит)	0,01	0,69
	Итого	1,46	100,00

Изучение фазового состава фракций выявило следующее – во фракции 3 с высокой массовой долей меди содержится больше меди как в окисленной форме, так и в форме вторичных сульфидов. Во фракции 1, практически отсутствуют первичные и вторичные минералы меди, большую часть фракции составляют окисленные минералы – малахит и азурит, но в гораздо меньших абсолютных значениях нежели во фракции 3.

Кроме того, необходимо отметить, что фракция 1 с низким содержанием меди трудно поддается флотации – максимальное значение массовой доли в пенном продукте достигается через 15 мин флотации и составляет – 2,30%. Данная фракция составляет почти половину от всей массы руды (таблица 2), направленной на предварительное обогащение. Эту фракцию руды целесообразно после предварительного обогащения не направлять в передел измельчения и флотации, а дробить до крупности 50–7 мм [4], затем обогащать методом кучного выщелачивания.

Следует подчеркнуть, что, как правило, благородные металлы в рудах таких месторождений связаны больше с первичными и вторичными минералами меди, при этом связь группы благородных металлов с окисленными минералами меди не отмечается [5]. Таким образом предположительно реализация кучного выщелачивания бедной по меди фракции 1 не несет в себе рисков потери золота, серебра и металлов группы платиноидов при сернокислотном выщелачивании.

В изученных пробах практически не содержится хризоколла, соответственно минеральный состав этих фракций позволяет проводить их флотационное обогащение. Однако, для эффективной переработки флотационным методом богатых по меди продуктов предварительного обогащения с повышенным содержанием окисленных медных минералов и вторичных сульфидов меди необходимо корректировать флотационный режим, в частности подбирать расход сульфидизатора и собирателя.

Исследование показало целесообразность применения предварительного обогащения окисленной медной руды. Рентгенорадиометрический способ позволил выделить продукт, составляющий 49,01% от общей массы руды, который возможно обогащать методом кучного выщелачивания, тем самым позволяя снизить экономические затраты на измельчение заведомо бедной части руды, содержащей 0,24% меди, а также не вовлекать данный продукт в

процесс флотационного обогащения, что позволит уменьшить расходы как на флотацию, так и на хранение мокрых хвостов обогащения.

Предварительное обогащение позволило выделить фракции с повышенным, относительно исходного, содержанием меди, что должно благоприятно сказаться на технологических показателях флотационного обогащения этих продуктов.

Однако, особенность рентгенорадиометрического метода, который определяет медь как элемент вне зависимости от её формы соединения, вызывает необходимость поиска и корректировки реагентного режима флотации продукта с повышенным содержанием вторичных и окисленных минералов меди.

Список использованных источников

1. Абрамов А.А. Технология обогащения окисленных и смешанных руд цветных металлов. М.: Недра, 1986. 302 с.
2. Горлова О.Е., Шадрунова И.В., Синянская О.М. Разработка комбинированной флотационно-гидрометаллургической некислой технологии переработки отвалов забалансовых медных руд // ГИАБ. 2018. № 12. С. 151–167.
3. Цыпин Е. Ф. Информационные методы обогащения полезных ископаемых Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2021. 282 с.
4. Аксёнов А.В., Васильев А.А., Никитенко А.Г. Кучное выщелачивание меди из окисленных руд. Особенности процесса применительно к российским климатическим условиям // Вестник ИрГТУ №1. 2014. С. 72-75.
5. Мурзин В.В., Пальянова Г.А., Аникина Е.В. и др. Минералогия благородных металлов (Au, Ag, Pd, Pt) Волковского Cu-Fe-Ti-V месторождения (Средний Урал) // Литосфера. 2021. Т. 21. № 5. С. 643-659.

The use of X-ray radiometric separation in the processing of oxidized copper ores at the ore preparation

Ziyatdinov S.V., Tsypin E.F., Ovchinnikova T.Yu., Efremova T.A.

The paper studies the possibility of large-piece sorting of oxidized copper ore into copper-rich and copper-poor fractions. The difference in the phase composition of copper in the concentrate and tailings of the XRF was revealed.

ОЦЕНКА ОБОГАТИМОСТИ КОМПЛЕКСНЫХ ВЫСОКОТИТАНИСТЫХ ИЛЬМЕНИТ-ТИТАНОМАГНЕТИТОВЫХ РУД МЕТОДАМИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ МИНЕРАЛОГИИ

Н.А. Сычева, В.Е. Жукова, Е.Г. Ожогина, Н.Н. Кривощеков

ФГБУ «Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья им. Н.М. Федоровского», Москва, Российская Федерация

e-mail: sycheva@vims-geo.ru

Минералогическое изучение комплексных высокотитанистых ильменит-титаномагнетитовых руд проведено с целью определения возможности их обогащения. Установлены основные факторы, влияющие на качество получаемых магнетитового и ильменитового концентратов.

Ильменит-титаномагнетитовые месторождения являются важным промышленным источником титана, железа и ванадия. Они характеризуются широким распространением и крупными запасами. Комплексные руды этих месторождений содержат скандий и

отличаются низким содержанием вредных примесей. В ряде месторождений промышленное значение имеют апатит, медь, золото, МПГ, никель, кобальт и цинк.

Возможность получения кондиционных продуктов из ильменит-титаномагнетитовых руд определяется их вещественным составом: текстурно-структурными особенностями, химическим и минеральным составами, морфологией выделений рудных и породообразующих минералов, их структурной, фазовой неоднородностью и элементным составом, вторичными изменениями.

В рамках поисково-оценочных работ изучен вещественный состав ильменит-титаномагнетитовых руд участка Магнитный Витимконского рудного поля, расположенного в Муйском районе Республики Бурятия и приуроченного к габбро-анортозитовому массиву.

Руда представлена интенсивно измененными габбро с вкрапленной магнетитовой и ильменитовой минерализацией. Структура руды неравномерно зернистая (от мелко- до крупнозернистой). Широко развиты вторичные структуры, возникшие в результате механического разрушения и химического выветривания: катакластическая, замещения, разъедания, каркасная и реликтовая. Главными рудными минералами являются магнетит и ильменит, породообразующие минералы представлены плагиоклазом, амфиболом и пироксеном, в меньшей степени - оливином, хлоритом, шпинелью, гетитом и гематитом. Содержание TiO_2 составляет 8,66%, $Fe_{общ}$–26,89%, V_2O_5–0,29%, Sc–0,0030%, P_2O_5–0,049%, Cr_2O_3–0,058%, $MnO_{общ}$–0,26%, $S_{общ}$–0,15%.

Главный рудный минерал – магнетит – образует зерна неправильной, реже изометричной формы размером от сотых долей миллиметра до 1,6 мм. В руде минерал встречается в срастаниях с ильменитом и амфиболом, в меньшей степени со шпинелью. Границы срастаний ровные либо волнистые.

Основным фактором, влияющим на качество получаемого магнетитового концентрата, является структурная и фазовая неоднородность магнетита, обусловленная широким развитием продуктов распада твердого раствора ильменита, шпинели и ульвошпинели.

Ильменит присутствует в виде ламелей толщиной от долей микрометра до десятых долей миллиметра, образующих тонкорешетчатые срастания с магнетитом. Шпинель встречается в виде игольчатых и штриховидно-пластинчатых выделений толщиной от долей микрометра до сотых долей миллиметра, ульвошпинель – в виде мелких выделений изометричной, неправильной и удлиненной формы размером доли мкм. Микровключения ильменита, шпинели и ульвошпинели распределены неравномерно: в одних участках зерен магнетита они более тонкие и частые, в других – более грубые и редкие (рисунок 1, *а*).

Элементный состав магнетита и микровключений были изучены рентгеноспектральным микроанализом (РСМА) на настольном сканирующем электронном микроскопе Zem 15 (Zeptools, Китай). Результаты приведены в таблице 1.

Таблица 1. Элементный состав магнетита и микровключений, %

Минеральная фаза	**Среднее содержание, %**								
	O	**Mg**	**Al**	**Ti**	**V**	**Cr**	**Mn**	**Fe**	**Zn**
«Матрица» магнетита	30,69	0	0,92	0,97	0,7	0	0	66,72	0
Ламели ильменита	35,54	0,71	0	29,91	0,35	0	0,85	32,64	0
Ламели шпинели	42,2	8,53	33,44	0	0	0,1	0	14,37	0,87
«Валовый» состав магнетита	32,67	1,1	2,73	7,84	0,61	0	0	55,01	0

а ***б***

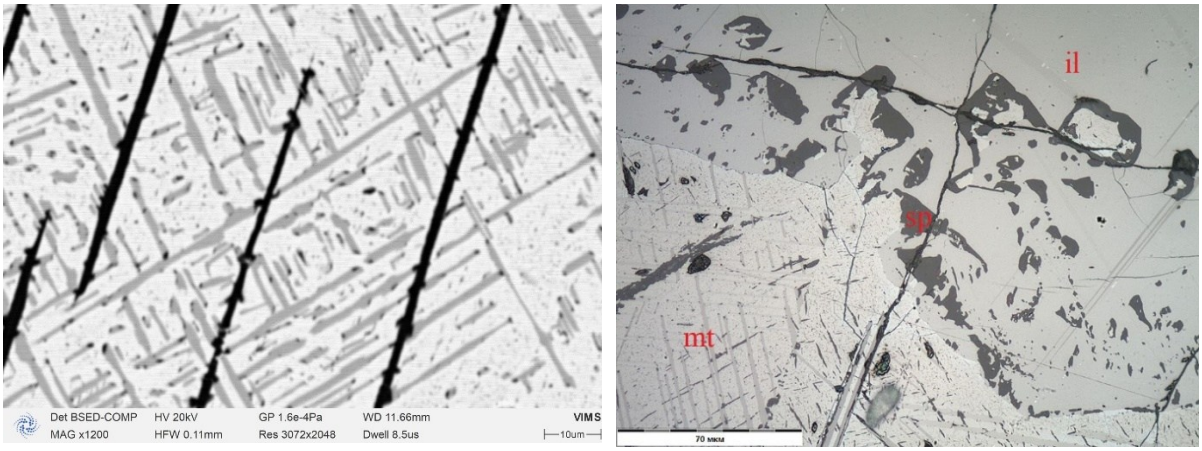


Рисунок 1. Структуры распада ильменита (серое), шпинели (черное) и ульвошпинели (серое) в магнетите (белое); изображение в обратно-рассеянных электронах (ОРЭ) (а); мирмекитоподобные срастания ильменита и шпинели (б):
il – ильменит, mt – магнетит, sp – шпинель. Отраженный свет, николи параллельны

Среднее содержание железа в магнетитовой «матрице» составляет 66,72%, титана – 0,97%, ванадия – 0,70, алюминия – 0,92%. Титан связан с тельцами распада ульвошпинели, небольшая его часть, вероятно, изоморфно входит в решетку магнетита. Ванадий и алюминий образуют изоморфные примеси в минерале.

Среднее содержание титана в ламелях ильменита составляет 29,91%, железа – 32,64%, марганца – 0,85%, магния – 0,71%, ванадия – 0,35%. Марганец, магний и ванадий присутствуют в виде изоморфной примеси.

Среднее содержание алюминия в выделениях шпинели составляет 33,44%, железа – 14,37%, магния – 8,53%, цинка – 0,87%, хрома – 0,10%.

Валовый элементный состав магнетита I следующий: среднее содержание железа составляет 55,01%, титана – 7,84%, ванадия – 0,61%, алюминия – 2,73%, магния – 1,10%. Большинство элементов-примесей (Ti, Al, Mg) связано с микровключениями ильменита, шпинели и ульвошпинели, V – в большей степени с магнетитом, в меньшей – с ильменитом. Титан в основном входит в ильменит и ульвошпинель, алюминий и магний – в шпинель. Небольшая часть алюминия и, возможно, титана изоморфно входят в решетку магнетита.

По данным оптико-геометрического анализа, среднее содержание ламелей ильменита в магнетите составляет около 25%, шпинели – 5%. Если отнести весь титан, присутствующий в «матрице» магнетита, на ульвошпинель, то ее содержание составит 4,6%. Таким образом, суммарное содержание микровключений ильменита, шпинели и ульвошпинели в магнетите составляет порядка 34,6%.

Продукты распада существенно влияют на валовый элементный состав магнетита, повышая в нем содержание титана, алюминия и магния, понижая содержание железа и ванадия. Кроме того, они значительно изменяют физические и технологические свойства магнетита: снижают его удельную магнитную восприимчивость и плотность, что отрицательно скажется на эффективности магнитного и гравитационного обогащения.

Существенным фактором, оказывающим влияние на качество получаемого магнетитового концентрата, выступают вторичные изменения минерала: маггемитизация, мартитизация и замещение гидроксидами железа. Наиболее интенсивно развит процесс маггемитизации (рисунок 1, *б*).

Замещение магнетита маггемитом, гематитом и гидроксидами железа вызывает понижение магнитных свойствах минерала, что отрицательно скажется на эффективности магнитных методов обогащения руды.

К главным рудным минералам помимо магнетита относится «свободный» ильменит, присутствующий в виде зерен неправильной, реже изометричной формы размером от 0,1 до 2,6 мм. Он встречается в срастаниях с магнетитом и амфиболом, в меньшей степени – со шпинелью. Границы срастаний с первыми ровные либо волнистые, со шпинелью – мирмекитоподобные. Такие срастания, постоянно наблюдаемые на границе ильменита с магнетитом, не раскрываются даже в материале тонких классов крупности, способствуют накоплению шпинели в ильменитовом концентрате (рисунок 1, *б*).

Другим фактором, отрицательно влияющим на качество получаемого ильменитового концентрата, являются продукты распада твердого раствора гематита и магнетита в ильмените. Гематит наблюдается в виде тонких пластинчатых выделений размером доли микрометра – первые микрометры, редко – десятки микрометров, крайне неравномерно распределенных в зернах ильменита. Тельца распада магнетита имеют таблитчатую, неправильную, реже изометричную форму, размеры первые микрометры – первые десятки микрометров (до 20 мкм). Они располагаются в ильмените ориентированно, приурочены обычно к двойниковым швам (рисунок 1, *б*).

Скопления телец распада гематита и магнетита в ильмените влияют на его валовый элементный состав – снижают содержание в нем титана. Кроме того, микровключения магнетита повышают удельную магнитную восприимчивость ильменита, что отрицательно скажется на эффективности магнитного обогащения.

По данным РСМА среднее содержание титана в ильмените составляет 31,15%, железа – 31,92%. Изоморфные примеси представлены магнием, марганцем, ванадием и скандием. Помимо ильменита, скандий изоморфно входит в большинство рудообразующих минералов: пироксен, амфибол, магнетит, оливин, шпинель.

Таким образом, при обогащении ильменит-титаномагнетитовых руд возможно получение кондиционного ильменитового концентрата с содержанием TiO_2 не менее 42%, магнетитового ванадийсодержащего концентрата с высоким содержанием титана и ванадия и относительно низким – железа. Такой концентрат не пригоден для доменного производства чугуна, так как содержание TiO_2 будет превышать 4%. Однако он может использоваться для получения титанового шлака, различных видов железной и ванадиевой продукции при электроплавке, либо в доменном процессе в шихте с беститанистыми железными рудами. Данные руды могут стать потенциальным сырьевым источником скандия, связанного с ильменитом и силикатами.

Evaluation of enrichment of complex hight-titanium ilmenite-titanomagnetite ores by methods of technological mineralogy

Sycheva N.A., Zhukova V.E., Ozhogina E.G., Krivoschekov N.N.

The mineralogical study of complex high-titanium ilmenite-titanomagnetite ores was conducted to determine the possibility of their enrichment. The main factors influencing the quality of the obtained magnetite, and ilmenite concentrates were established.

ВЛИЯНИЕ НЕОДНОРОДНОСТИ МИКРОАГРЕГАТОВ ТИТАНОМАГНЕТИТА НА РЕЗУЛЬТАТЫ МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ

Е.А. Горбатова, М.С. Колкова, А.С. Мальцев

ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова»,
г. Магнитогорск, Российская Федерация

e-mail: kolkova_ms@mail.ru

Представлены результаты изучения влияния неоднородности микроагрегатов титаномагнетита на результаты магнитной сепарации.

Высокотитанистые титаномагнетитовые руды магматогенного происхождения имеют сложное строение рудных микроагрегатов и разный характер наложенных постмагматических процессов – амфиболитизации, хлоритизации, титанитизации и, как следствие, характеризуются неоднородным строением и гетерогенностью фазового состава рудных микроагрегатов, что делает руды труднообогатимым сырьем.

Для рудных микроагрегатов титаномагнетитовых руд Копанского месторождения характерны два основных типа минеральных ассоциаций – силикатно-рудные и рудные. Силикатно-рудные ассоциации микроагрегатов представляют собой сложные взаимопрорастания рудных и силикатных минералов, являющихся продуктами процессов замещения магнетита силикатами (амфиболом, хлоритом) и ильменита титанитом (рисунок 1). Рудные ассоциации титаномагнетитовых микроагрегатов представлены сростками магнетита и ильменита, имеющими паркетное, тонкорешетчатое и сегрегационное строение [1].

а ***б***

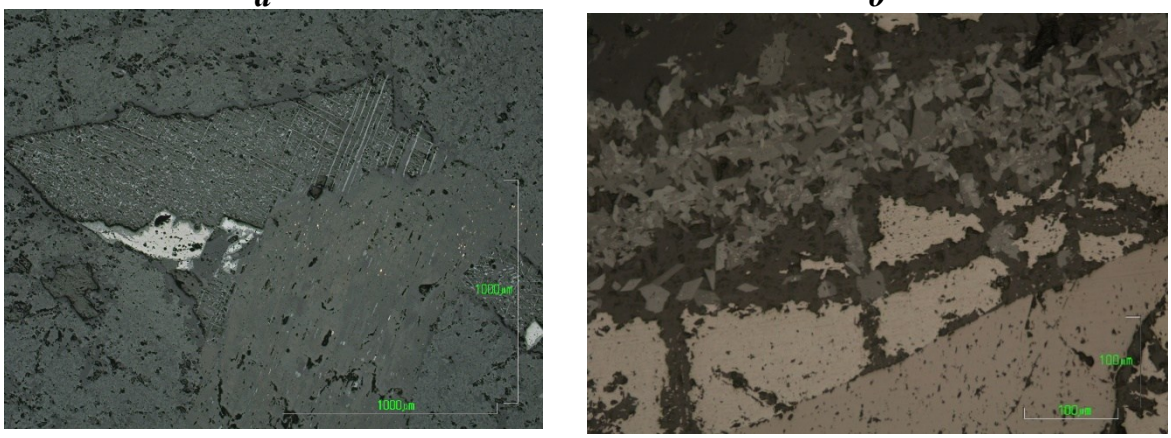


Рисунок 1. Рудные микроагрегаты разных минеральных ассоциаций:
а – реликты титаномагнетита, магнетит полностью замещен роговой обманкой (серое), замещение ильменита (розовое) титанитом (светло-серое), отраженный свет;
б – замещение ильменита титанита (светло-серое), отраженный свет

Поведение рудных микроагрегатов во внешнем магнитном поле обусловлено их фазовым составом, строением и степенью их изменения. Строение микроагрегатов титаномагнетита с разной крупностью выделения ильменита и замещение магнетита диамагнитными минералами приводит к уменьшению доли ферромагнитной фазы, что снижает общую магнитную восприимчивость рудных микроагрегатов и ухудшает качество выделяемого титаномагнетитового концентрата.

Гетерогенность рудных микроагрегатов измельченной руды в гранулометрическом спектре с уменьшением класса крупности увеличивается, что негативно влияет на их поведение в процессе магнитной сепарации [2].

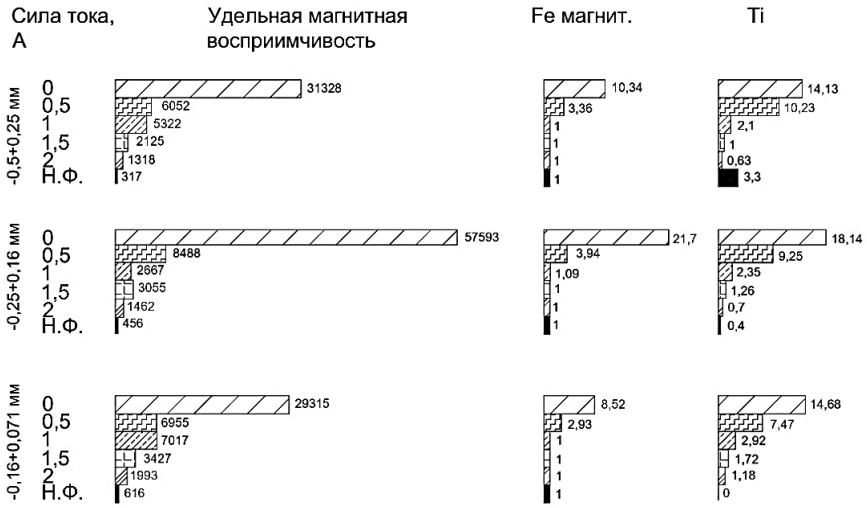


Рисунок 2. Удельная магнитная восприимчивость продуктов магнитной сепарации, χ 10^{-8} $м^3/кг$, содержание $Fe_{магнит.}$, %, Ti, %

Экспериментальные исследования показали, что при магнитной сепарации высокотитанистых титаномагнетитовых руд Копанского месторождения максимальное значение удельной магнитной восприимчивости ($57593 \cdot 10^{-8}$ м³/кг) наблюдается в классе крупности -0,25+0,16 мм (см. рисунок 2). В данном классе преобладают рудные микроагрегаты с паркетной и тонкополосчатой структурой, образованных магнетитом и ильменитом, что обеспечивает их эффективное извлечение в магнитную фракцию.

Список использованных источников

1. Горбатова Е.А., Колкова М.С. Минералогические особенности титаномагнетитовых руд Медведевского месторождения // В сб.: Маркшейдерское и геологическое обеспечение горных работ. По материалам II международной научно-практической конференции. 2015. С. 27–37.
2. Горбатова Е.А., Пирогов Б.И., Колкова М.С., Колесатова О.С. Определение возможности разделения титаномагнетита и ильменита при селективной сепарации титаномагнетитовых руд // Известия Уральского государственного горного университета. 2020. № 1 (57). С. 140–149.

Influence of heterogeneity of microaggregates of titanomagnetite on the results of magnetic separation

Gorbatova E.A., Kolkova M.S., Maltsev A.S.

The results of studying the effect of heterogeneity of microaggregates of titanomagnetite on the results of magnetic separation are presented.

ОБОСНОВАНИЕ ЭФФЕКТИВНЫХ МЕТОДОВ ОБРАБОТКИ ЖЕЛЕЗОСОДЕРЖАЩИХ МИНЕРАЛОВ ДЛЯ СЕЛЕКТИВНОГО РАСКРЫТИЯ В ПРОЦЕССЕ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

О.П. Шавакулева, Н.А. Сединкина

ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова»,
г. Магнитогорск, Российская Федерация

e-mail: shavakylevao@yandex.ru

Изучено влияние магнито-импульсной и ультразвуковой обработки на селективность раскрытия минералов титаномагнетитовой и магнетитовой руд в процессе измельчения, определены основные показатели энергетических затрат при разрушении.

В настоящее время в переработку вовлекаются магнетитовые и титаномагнетитовые руды с неравномерной и очень тонкой, доходящей до долей микрона, вкрапленностью магнетита, титаномагнетита, ильменита и тонким их взаимопрорастанием с минералами вмещающей породы. Измельчение таких руд при использовании традиционного оборудования и технологий приводит к уменьшению размера частиц без селективного разрушения. Для избирательного раскрытия сростков, повышения технологических показателей и снижения затрат на измельчение применено разупрочнение руд перед измельчением с использованием различных методов: магнито-импульсной и ультразвуковой.

Проведены исследования по измельчаемости титаномагнетитовой и магнетитовой руды месторождений Малый Куйбас, титаномагнетитовой руды Медведевского и Копанского месторождений с использованием предварительных обработок.

В результате проведенных исследований получили, что магнито-импульсная и ультразвуковая обработки, вызывают разупрочнение минералов магнетитовых и титаномагнетитовых руд, улучшают условия последующего измельчения руды и снижают время измельчения, необходимое для получения тонины помола 70-90% класса -0,071 мм.

Проведенная последующая мокрая магнитная сепарация титаномагнетитовой руды после измельчения с предварительной обработкой показала снижение в магнитном продукте массовой доли диоксида титана в два раза при одновременном повышении в нем массовой доли железа и увеличение извлечения железа в магнитный продукт на 5-10%, что свидетельствует о более полном селективном раскрытии сростков после магнито-импульсной и ультразвуковой обработок. Мокрая магнитная сепарация магнетитовой руды после обработки и последующего измельчения показали увеличение массовой доли железа на 4-6% при одновременном увеличении извлечения в магнитный продукт.

Снижение крупности измельченного продукта приводит к значительному повышению энергопотребления при рудоподготовке, которое в стоимости товарного продукта может достигать 80%. Определены основные показатели энергетических затрат (удельный расход электроэнергии на 1 т обработанной руды; удельный расход электроэнергии на 1 т вновь образованного расчетного класса крупности менее 0,071 мм; энергетическая эффективность процесса измельчения, равная массе вновь образованного расчетного класса крупности на 1 кВт·ч затраченной электроэнергии) при использование магнито-импульсной и ультразвуковой обработки.

Полученные расчетные данные свидетельствуют о снижении удельного расхода электроэнергии и повышении энергетической эффективности измельчения при использовании предварительных методов обработки в процессе измельчения. Проведенные исследования

свидетельствуют о наиболее целесообразном использование ультразвуковой обработки, что позволит экономить около 18% затрат на электроэнергию в цикле измельчения.

Предварительная обработка магнетитовой и титаномагнетитовой руд перед измельчением является перспективным направлением селективной рудоподготовки, обеспечивающим при переработке железосодержащих руд значительное повышение технологических показателей обогащения.

Substantiation of effective methods of processing iron-containing minerals for selective disclosure during the grinding process

Shavakyleva O.P., Sedinkina N.A.

The effect of magneto-pulse and ultrasonic treatment on the selectivity of the opening of minerals of titanomagnetite and magnetite ores during crushing is studied, and the main indicators of energy costs during destruction are determined.

ТЕРМОДИНАМИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ ФАЗОВЫХ ПРЕВРАЩЕНИЙ ЖЕЛЕЗО-ТИТАНОВЫХ ОКСИДОВ В ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ПРОЦЕССАХ: РАСЧЕТ ТЕРМОХИМИЧЕСКИХ КОНСТАНТ*

А.В. Понарядов, О.Б. Котова

ФИЦ Коми НЦ Уральского отделения РАН Институт геологии им. академика Н.П. Юшкина, г. Сыктывкар, Российская Федерация

e-mail alex401@rambler.ru

Разработаны эффективные методы расчета термохимических констант железо-титановых оксидов при нормальных условиях (на примере ильменита, магнетита) как основа термодинамического анализа для выявления потенциала фазовых превращений в процессах химического обогащения комплексных руд.

Для более полного понимания и анализа процессов, протекающих в обогатительных технологиях упорных железо-титановых руд, активно используют термодинамический анализ фазовых превращений минералов железа и титана, в том числе методы термодинамического моделирования.

Экспериментальная оценка термохимических свойств многих минералов затруднена из-за нахождения анализируемого вещества в виде полиминеральных смесей переменного химического состава. Например, в корах выветривания, прибрежно-морских и погребенных россыпях гидролитическое изменение ильменита сопровождается выносом железа, что приводит к улучшению качества первичных руд за счет увеличения содержания титана. Экзогенно-гипергенные преобразования ильменита (лейкоксенизация) приводят к нарушению его кристаллической структуры и последовательному образованию промежуточных оксидно-гидроксидных фаз (клеберит, псевдорутил, аморфные гидроксиды титана) вплоть до образования рутил-анатазоподобных оксидов с соответствующими изменениями химического состава и физических свойств. Данные о термохимических константах для клеберита и

* ***Работа выполнена в рамках тем Государственного задания Института геологии ФИЦ Коми НЦ УрО РАН.***

псевдорутила отсутствуют, между тем в россыпях именно на псевдорутил приходится наибольшее содержание титана [1].

Поскольку экспериментальное определение термохимических характеристик псевдорутила затруднено в силу обозначенных выше причин, то становится очевидной необходимость их приближенного расчета, что позволило бы провести термодинамический анализ процессов химического обогащения титановых руд россыпных месторождений.

Различные приближенные методы (Дебая, Ивановой, правило Неймана-Коппа, методы Герца, Келли, Филиппина, полусумм Беркенгейма, сравнительного расчета Лотье-Карапетьянца и др.), опирающиеся на эмпирические и полуэмпирические закономерности, позволяют произвести оценку термохимических характеристик минералов, однако во многих случаях полученные значения имеют высокую погрешность (~20%). Для расчета часто используются известные значения для оксидов, карбидов, нитридов и т.п., родственных с неизвестным (рассчитываемым), что ограничивает применимость метода. Кроме того, не учитывается внутреннее строение вещества, что является существенным недостатком. Таким образом, в настоящее время отсутствуют убедительные методики расчета термохимических характеристик железо-титановых оксидов (теплоемкости, энтропии) для корректного термодинамического анализа процессов химического обогащения железо-титановых руд.

Поскольку химические соединения принципиально отличаются от фазовых смесей, нами разработан новый метод расчета теплоемкости и энтропии на основе математической модели, в которой используется гиперболическая взаимосвязь между термохимическими характеристиками с учетом структурных констант.

Теплоемкость и абсолютная энтропия сложного оксида складываются из независимых величин:

$$C_p^0\left(a\mathrm{Me}_{x1}^1\mathrm{O}_{y1}\cdot b\mathrm{Me}_{x2}^2\mathrm{O}_{y2}\right)=aC_m\left(\mathrm{Me}_{x1}^1\mathrm{O}_{y1}\right)+bC_m\left(\mathrm{Me}_{x2}^2\mathrm{O}_{y2}\right)+C_{in}, \quad (1)$$

$$S\left(a\mathrm{Me}_{x1}^1\mathrm{O}_{y1}\cdot b\mathrm{Me}_{x2}^2\mathrm{O}_{y2}\right)=aS_m\left(\mathrm{Me}_{x1}^1\mathrm{O}_{y1}\right)+bS_m\left(\mathrm{Me}_{x2}^2\mathrm{O}_{y2}\right)+S_{in}, \quad (2)$$

$$C_m\left(\mathrm{Me}_x\ \mathrm{O}_y\right)=S_m\left(\mathrm{Me}_x\ \mathrm{O}_y\right)=\frac{1}{2}R\ln M\left(\mathrm{Me}_x\ \mathrm{O}_y\right), \quad (3)$$

где C_m (S_m) представляет собой массовую составляющую, R – универсальная газовая постоянная, M – молекулярная масса соединения, а величина C_{in} (S_{in}) определяется межчастичным взаимодействием.

Обратная величина составляющей C_{in}^{-1} теплоемкости сложного соединения рассчитывается по формулам:

$$\frac{1}{C_{in}}=\frac{a+b}{C_{in}\left(\mathrm{Me}_{x1}^1\mathrm{O}_{y1}\right)+C_{in}\left(\mathrm{Me}_{x2}^2\mathrm{O}_{y2}\right)}-\frac{c}{K\left[0{,}5C_{in}(O)+C_{in}\left(\mathrm{Me}_{x1}^1\mathrm{O}_{y1}\right)+C_{in}\left(\mathrm{Me}_{x2}^2\mathrm{O}_{y2}\right)\right]}. \quad (4)$$

$$c=\frac{ay_1+by_2}{ax_1+bx_2} \quad (5)$$

Величина C_{in} оксидов рассчитывается исходя из известных величин теплоемкости C_p^0 по формуле:

$$C_{in}\left(\mathrm{Me}_x\ \mathrm{O}_y\right)=C_p^0-C_m\left(\mathrm{Me}_x\ \mathrm{O}_y\right). \quad (6)$$

Обратная величина составляющей S_{in}^{-1} энтропии рассчитывается по формуле:

$$\frac{1}{S_{in}}=\frac{a+b}{aS_{in}\left(\mathrm{Me}_{x1}^1\mathrm{O}_{y1}\right)+bS_{in}\left(\mathrm{Me}_{x2}^2\mathrm{O}_{y2}\right)}-\frac{c}{K\left[0{,}5S_{in}(O)+S_{in}\left(\mathrm{Me}_{x1}^1\mathrm{O}_{y1}\right)+S_{in}\left(\mathrm{Me}_{x2}^2\mathrm{O}_{y2}\right)\right]}. \quad (7)$$

Величина S_{in} оксидов рассчитывается исходя из известных величин теплоемкости S^0 по формуле:

$$S_{in}\left(\mathrm{Me}_x\ \mathrm{O}_y\right)=S^0-S_m\left(\mathrm{Me}_x\ \mathrm{O}_y\right). \quad (8)$$

Образованию оксида предшествует процесс адсорбции, в котором молекулярный кислород диссоциирует на атомы. Адсорбированные атомы кислорода сразу вступают в химическое взаимодействие с атомами металлов или диффундируют через оксид. Энтропия взаимодействия для атомов кислорода, входящих в состав оксида, рассчитывалась как

$$S^0_{in}(O) = \frac{1}{2}S^0(O_2) - \frac{1}{2}R\ln(M). \quad (9)$$

Коэффициент K в формулах (4) и (7) не является функцией температуры, а учитывает структуру минерала и степень заполнения структурных позиций противоионами. В величину K входят структурные постоянные: 1, $4/3\sqrt{3}$, $8/3\sqrt{3}$ и т.д., а также в качестве сомножителей входят величины, учитывающие степень заполнения вакантных позиций в кристаллической решетке и электронное строение атомов (ионов), которые могут принимать значения 1/2; 1/3; 2/3, и т.д. [2].

Рассмотрим расчет коэффициента K значений теплоемкости и энтропии с применением МГМ на примере ильменита и магнетита.

Структура ильменита – гексагональная плотноупакованная (ГПУ) решетка, в которой атомы металлов занимают две трети имеющихся октаэдрических позиций. Октаэдры с катионами Fe^{2+} и Ti^{4+} упорядочены вдоль оси с. Каждый октаэдр FeO_6 и TiO_6 связан тремя ребрами с октаэдрами внутри слоя, гранью с октаэдром второго типа атомов соседнего слоя, а противоположной гранью – с вакантной октаэдрической позицией. Для ГПУ значение структурной постоянной составляет $k_{ГПУ} = \sqrt{2}/2$ [3]. Отсюда значение коэффициента $K = 1 + \left(\sqrt{2}/3\right)\cdot 2/3 = 1{,}4714$.

Магнетит имеет кристаллическую структуру обращенной шпинели с катионным составом $Fe^{3+}(Fe^{2+}Fe^{3+})O_4$. Анионы кислорода образуют гранецентрированную подрешетку ($k_{ГЦК} = \sqrt{2}/2$, [3]) с внедренными катионами железа. Одна восьмая тетраэдрических позиций занята половиной трехвалентных катионов железа, вторая половина Fe^{3+} и катионы Fe^{2+} занимают половину октаэдрических позиций. Общее число катионов железа в октаэдрических позициях в два раза больше, чем в тетраэдрических. Тогда значение коэффициента K для магнетита:

$$K = 1 + \sqrt{2}/2 \cdot (1/8 \cdot 1/3 + 1/2 \cdot 2/3) = 1{,}2663.$$

Значения теплоемкости и энтропии, рассчитанные для ильменита и магнетита по формулам (4) и (7), представлены в таблице 1. В скобках указана относительная погрешность, в качестве референсных использованы значения теплоемкости и энтропии открытой базы данных www.chem.msu.ru.

Таблица 1. Рассчитанные значения теплоемкости и энтропии

Минерал	**Кристаллохимическая формула**	**C_p^0, Дж/моль·К**	**S^0, Дж/моль·К**
Ильменит	$FeTiO_3$ ($FeO \cdot TiO_2$)	100,614 (0,67)	106,881 (0,97)
Магнетит	$Fe^{2+}Fe_2^{3+}O_4$ ($FeO \cdot Fe_2O_3$)	150,941 (0,10)	145,280 (0,62)

Значения, рассчитанные с использованием предложенного метода на основе гиперболической модели, имеют погрешность ~1,5%, что достигается введением коэффициента K. Учитывая достаточно низкие относительные погрешности, предложенные методы являются достаточно простым и надежным способом для расчета отсутствующих термохимических характеристик.

Таким образом, результаты термодинамического анализа свидетельствуют о принципиальной возможности фазовых превращений железо-титановых оксидов при различных условиях (давлении, температуре), а термодинамические характеристики минералов – теплоемкость, энтропия – позволяют прогнозировать физико-химические свойства как сырья, так и продуктов его переработки для выбора оптимальных режимов обогатительных процессов обогащения.

Список использованных источников

1. Понарядов А.В. Минералого-технологические особенности ильменит-лейкоксеновых руд Пижемского месторождения, Средний Тиман // Вестник Института геологии Коми НЦ УрО РАН. 2017. № 1. С. 29–36.
2. Рябухин А.Г. Теплоемкость кристаллических оксидов. Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2004. 84 с.
3. Понарядов А.В., Котова О.Б., Силаев В.И., Устюгов В.А. Термодинамический анализ процессов химического обогащения железо-титановых руд: расчет термохимических констант // Обогащение руд. 2024. № 4. С. 44–50.

Thermodynamic analysis of iron-titanium oxide phase transformations in enrichment processes: calculating thermochemical constants

Ponaryadov A.V., Kotova O.B.

Efficient methods have been developed to calculate the thermochemical constants of iron-titanium oxides under normal conditions (e.g. ilmenite, magnetite) as a basis for thermodynamic analysis to reveal the potential for phase transformations in chemical enrichment processes of complex ores.

ИЗУЧЕНИЕ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ ВОЛЛАСТОНИТА В КОМПОЗИТАХ НА ОСНОВЕ СВМПЭ В ПРОЦЕССЕ ИЗНАШИВАНИЯ

С.Н. Данилова[1], С.Б. Ярусова[2], Л.Н. Иванова[1], П.С. Гордиенко[2], А.А. Охлопкова[1], Е.К. Папынов[3], О.О. Шичалин[3], А.Н. Федорец[3]

[1] ФГАОУ ВО «Северо-Восточный федеральный университет им. М.К. Аммосова», г. Якутск, Российская Федерация
[2] ФГБУН «Институт химии Дальневосточного отделения РАН», г. Владивосток, Российская Федерация
[3] ФГАОУ ВО «Дальневосточный федеральный университет», г. Владивосток, Российская Федерация
e-mail: dsn.sakhayana@mail.ru

В работе проведена оценка распределения волластонита на поверхности трения композитов на основе сверхвысокомолекулярного полиэтилена в процессе изнашивания. Рассмотрено влияние частиц волластонита на формирование вторичной структуры и на трибологические свойства композитов.

Сверхвысокомолекулярный полиэтилен (СВМПЭ) относится к классу термопластичных полимеров с исключительными технологическими свойствами. Отличительной особенностью СВМПЭ является его высокая молекулярная масса (в диапазоне 1–13 млн г/моль), обусловленная наличием сверхдлинных макромолекулярных цепей. Высокая молекулярная масса СВМПЭ способствует эффективному перераспределению механических напряжений в материале и усиливает межмолекулярные взаимодействия, что обеспечивает повышенную

жесткость и ударную вязкость изделий из него [1]. По сравнению с другими промышленными марками полиэтилена, СВМПЭ демонстрирует превосходные прочностные характеристики. Кроме того, данный материал обладает низким коэффициентом трения, сопоставимым с показателями политетрафторэтилена (ПТФЭ), однако превосходит его в 3 раза по износостойкости. Однако СВМПЭ подвержен сильному износу при жестких условиях изнашивания и подвержен к окислению в процессе трения [2]. Решение указанной проблемы требует разработки перспективных технологических подходов и применения специальных наполнителей, обеспечивающих кардинальное улучшение эксплуатационных параметров полимерных композитов. Волокнистые наполнители занимают особое место среди твердых модифицирующих добавок для СВМПЭ, выполняя функцию армирующих элементов в композиционной системе [3]. Волластонит, благодаря своей игольчатой морфологии, демонстрирует высокую эффективность как армирующий компонент в композиционных материалах на основе СВМПЭ [4]. Целью работы является оценка распределения частиц волластонита в объеме полимера СВМПЭ в процессе изнашивания и его влияние на трибологические свойства.

В качестве полимерной матрицы использовали СВМПЭ марки GUR-4022 (Celanese, Китай) с молекулярной массой 5 млн г/моль. В качестве наполнителя использовали волластонит, синтезированный из борогипса в щелочной среде (гидроксид калия) при температуре 220°С в течение 3 ч гидротермальным методом, с последующим обжигом полученного осадка при температуре 900°С в течение 3 ч [5]. СВМПЭ и волластонит смешивали в лопастном смесителе при вращении ротора 1200 об/мин. ПКМ для исследований получали по технологии горячего прессования. Трибологические свойства ПКМ исследовали на приборе «CETR UMT-3» (США) в течение 3 ч по схеме трения «палец-диск», где «диск» – контртело, а «палец» – это образец, который неподвижен и находится под нагрузкой. В качестве контртела использовали стальной диск марки 45 с твердостью 40-50 HRC и шероховатостью 0,06-0,08 мкм. Образец из ПКМ в виде цилиндра диаметром 10 мм и высотой 20 мм истирается при нагрузке 1,9 МПа при скорости вращения контртела 0,5 м/с. Изучение морфологических характеристик и подтверждение локального элементного состава выполнено на электронном микроскопе (СЭМ) Carl Zeiss ULTRA 55 Plus (Германия), оснащенном приставкой для энергодисперсионного микроанализа Oxford X-Max 80 (Великобритания).

На рисунке 1 представлены трибологические свойства СВМПЭ и ПКМ в зависимости от содержания волластонита.

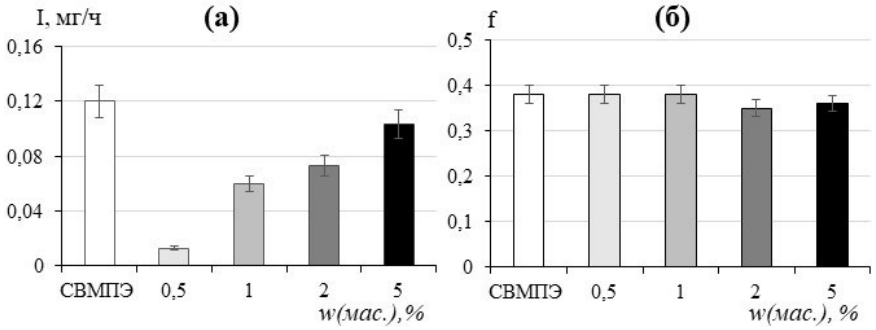


Рисунок 1. Скорость массового изнашивания (а) и коэффициент трения (б) СВМПЭ и ПКМ в зависимости от содержания волластонита

Уставлено, что введение волластонита сопровождается снижением скорости массового изнашивания в 6 раз относительно исходной матрицы. При этом видно, что коэффициент трения у композитов находится на уровне показателя исходного СВМПЭ. Для объяснения

повышения трибологических свойств провели исследования методом СЭМ. Морфология и картирование поверхности трения и его среза представлены на рисунке 2.

Показано, что поверхность трения ПКМ характеризуется наличием микронеровностей. При этом во время картирования по основным элементам волластонита (Si и Ca) отличается неравномерным распределением элементов по поверхности трения. Кроме того, содержание элементов волластонита увеличивается с повышением его концентрации в матрице независимо от области картирования. На поверхности трения наблюдается агломерация частиц волластонита, который участвует в формировании вторичных структур, защищающих материал от дальнейшего износа. Картирование среза вдоль поверхности трения показал, что идет некоторая миграция частиц волластонита в зону трения, что обусловлено пластификацией матрицы из-за повышения температуры в зоне трения. В случае введения 5 масс. % волластонита отмечено отсутствие миграции частиц, что указывает на снижение температуры в зоне трения, тем самым фиксируется некоторое снижение коэффициента трения (рисунок 1). Срез композита с 5 масс. % волластонита отличается равномерным распределением частиц, без его агломерации в объеме СВМПЭ. В этом случае частицы волластонита в прилежащей к поверхности трения композита активно участвуют в ориентационных эффектах, как бы снижая сдвиговые деформации и облегчая процессы скольжения ПКМ.

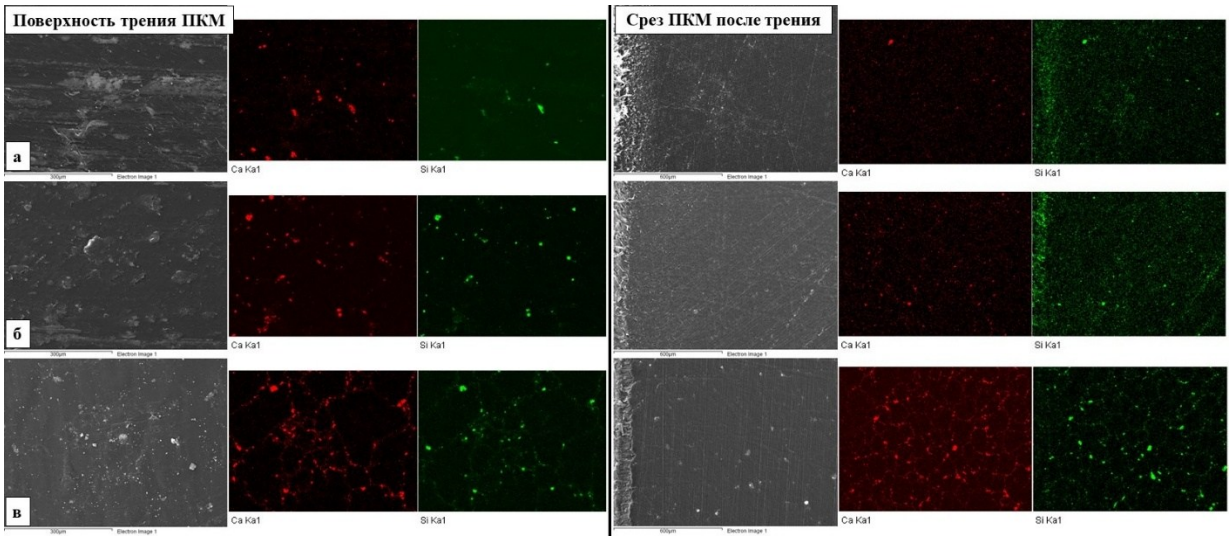


Рисунок 2. СЭМ изображения и картирование по Ca и Si ПКМ при содержании волластонита: (а) 0,5 масс. %; (б) 1 масс. %; (в) 5 масс. %

Таким образом, установлено, что введение волластонита сопровождается повышением износостойкости ПКМ, обусловленной формированием вторичных структур из частиц волластонита, СВМПЭ и частиц стального контртела. Исходя из оценки миграции частиц волластонита обнаружено, что волластонит в меньших концентрациях подвержен диффузии к поверхности трения за счет пластической деформации материала, при высоких концентрациях (5 мас. %) данная тенденция не выявлена.

Список использованных источников

1. He J., Wang Y., Qian Y., Guo J., Lu J., Yang W. Surface Modification of Ultra-High-Molecular-Weight Polyethylene and Applications: A Review // Polymers. 2024. Vol. 16, No. 23. P. 3431.
2. Cai T., Zhan, S., Yang, T. et al. Influence mechanism of organic-modified α-zirconium phosphate on tribological properties of UHMWPE // Wear. 2023. Vol. 512. P. 204548.

3. Данилова С.Н., Охлопкова А.А., Оконешникова А.В. Разработка композиционных материалов на основе СВМПЭ и углеродного и базальтового волокон // Природные ресурсы Арктики и Субарктики. 2024. Т. 29. №. 4. С. 661–674.
4. Ярусова С.Б., Охлопкова А.А., Гермогенова Н.В. и др. Разработка триботехнических материалов на основе сверхвысокомолекулярного полиэтилена, наполненного волластонитом из отходов борного производства // Технологии переработки отходов с получением новой продукции: материалы IV Всероссийской научно-практической конференции с международным участием. Киров. 2022. С. 129–132.
5. Гордиенко П.С., Ярусова С.Б., Буравлев И.Ю., Жевтун И.Г. Исследование кинетики процесса щелочной обработки отходов борного производства при различных условиях // Журнал физической химии. 2021. Т. 95. № 1. С. 23–27.

Study of wollastonite distribution in UHMWPE composites during wear

Danilova S.N., Yarusova S.B., Ivanova L.N., Gordienko P.S.,
Okhlopkova A.A., Papynov E.K., Shichalin O.O., Fedorets A.N.

This study investigates the distribution of wollastonite on the friction surface of ultra-high molecular weight polyethylene composites under wear conditions. Additionally, the formation of secondary structures and their impact on tribological properties are examined.

ВЛИЯНИЕ ПРИРОДНОГО И СИНТЕТИЧЕСКОГО ВОЛЛАСТОНИТА НА ТЕРМОМЕХАНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА СВЕРХВЫСОКОМОЛЕКУЛЯРНОГО ПОЛИЭТИЛЕНА

С.Н. Данилова[1], С.Б. Ярусова[2], Л.Н. Иванова[1], П.С. Гордиенко[1], А.А. Охлопкова[1]

[1] ФГАОУ ВО «Северо-Восточный федеральный университет имени М.К. Аммосова»,
г. Якутск, Российская Федерация
[2] ФГБУН «Институт химии Дальневосточного отделения РАН»,
г. Владивосток, Российская Федерация

e-mail: dsn.sakhayana@mail.ru

В работе проведено исследование влияния природного и синтетического волластонита на термомеханические свойства полимерных композиционных материалов на основе сверхвысокомолекулярного полиэтилена.

Сверхвысокомолекулярный полиэтилен (СВМПЭ) – это термопластичный материал с высокой молекулярной массой (до 1–13 млн г/моль). Благодаря высокой молекулярной массе СВМПЭ обладает уникальными свойствами, такими как: высокая прочность, ударостойкость, износостойкость, химическая и био-инертность, широкий температурный интервал эксплуатации [1]. Однако применение СВМПЭ в нагруженных узлах и конструкционных элементах ограничено из-за его недостаточной жесткости и низкого модуля упругости, что снижает его конструкционную пригодность. Для устранения этих недостатков в матрицу СВМПЭ часто вводят различные наполнители. Известно [2], что волластонит эффективно армирует полимерные материалы, способствует повышению механических параметров полимерных композиционных материалов (ПКМ).

Для разработки композитов с заданными свойствами следует рассматривать не только объёмную кристалличность, но и толщину кристаллических пластинок. Предполагается, что образование мелких и менее совершенных пластинок в ПКМ приводит к снижению модуля

упругости, а предел текучести повышается с увеличением толщины ламелей [3–4]. В свою очередь, изменение кристаллической структуры СВМПЭ, наблюдаемое при деформации, возникает за счет активного скольжения кристаллической системы, межламеллярного сдвига и связанных с этим вращения кристаллитов. В этом случае предел текучести композита указывает на переход от упругой к пластической деформации, и это является началом системной активности механизма кристаллографического скольжения. Кроме того, предел текучести напрямую связан с критически разрешенным напряжением сдвига самой легкой системы скольжения в материале. Толщину кристаллитов и среднюю толщину аморфных слоев СВМПЭ рассчитывали исходя из уравнений, приведенных в работах [5–9]. Таким образом, толщина кристаллитов ПКМ напрямую влияет на механические свойства разрабатываемых ПКМ.

Целью исследования является сравнительный анализ влияния волластонита различного происхождения на термомеханические свойства СВМПЭ.

В исследовании использован сверхвысокомолекулярный полиэтилен марки GUR 4022 (Celanese, Китай) с молекулярной массой 5 млн г/моль. В качестве наполнителя использовали волластонит, синтезированный из борогипса (SW) в автоклаве при температуре 220°C в течение 3 ч [10], с последующим обжигом осадка в интервале температур 900–1000°C в течение 1 ч, а также природный минерал (NW) (штат Раджастхан, Индия). Полимерные композиты для исследований получали по технологии горячего прессования. Измерения термических свойств ПКМ проводили на дифференциальном сканирующем калориметре (ДСК) DSC 204 F1 Phoenix при скорости нагревания 20°C/мин, в среде гелия, в температурном интервале 40-180°C. Образцы измеряли в алюминиевых тиглях с крышкой емкостью 40 мкл. Механические свойства композитов определяли на универсальной машине «Autograph AGS-J» фирмы Shimadzu (Япония). Результаты расчета степени кристалличности композитов без учета содержания наполнителя и толщина кристаллической пластины и аморфного слоя приведены в таблице 1.

Таблица 1. Температура плавления, степень кристалличности, толщина кристаллитов и аморфного слоя ПКМ

Полимер	**Волластонит**	**Содержание, масс. %**	$T_{пл.}$, **°C**	$\alpha_п$, **%**	$l_к$, **нм**	L_a, **нм**
СВМПЭ	—	—	127,7	58,8	14,86	10,41
	NW	0,5	125,5	55,5	13,19	11,75
		1	125,8	55,6	13,40	11,10
		2	125,7	55,3	13,33	12,43
		5	126,0	55,6	13,54	12,28
	SW	0,5	125,6	54,1	13,26	11,76
		1	125,4	54,1	13,13	11,64
		2	125,4	55,7	13,13	11,18
		5	125,7	55,8	13,33	11,82

Примечание: $T_{пл}$, °C – температура плавления; $\alpha_п$, % – степень кристалличности без учета содержания наполнителя; $l_к$, нм – толщина одной кристаллической пластины; L_a, нм – средняя толщина аморфного слоя

Из анализа полученных результатов видно, что введение синтетического и природного волластонита сопровождается некоторым снижением степени кристалличности матрицы (на 7%). Это обусловлено с тем, что наблюдается взаимодействие активной поверхности частиц волластонита и макромолекул СВМПЭ в расплаве, которое приводит к стерическим

ограничениям их тепловой подвижности. Наблюдаемое явление влияет на процессы кристаллизации полимерной матрицы. Обнаружено, что введение обоих видов волластонита не влияет существенно на размеры кристаллических пластинок СВМПЭ. Однако, зафиксировано увеличение толщины аморфного слоя у композитов с 2 и 5 масс. % природного волластонита, что объясняется большими размерами частиц природного волластонита и его игольчатой структурой.

На рисунке 1 представлена кривая напряжения-деформации в зависимости от используемого волластонита и его концентрации.

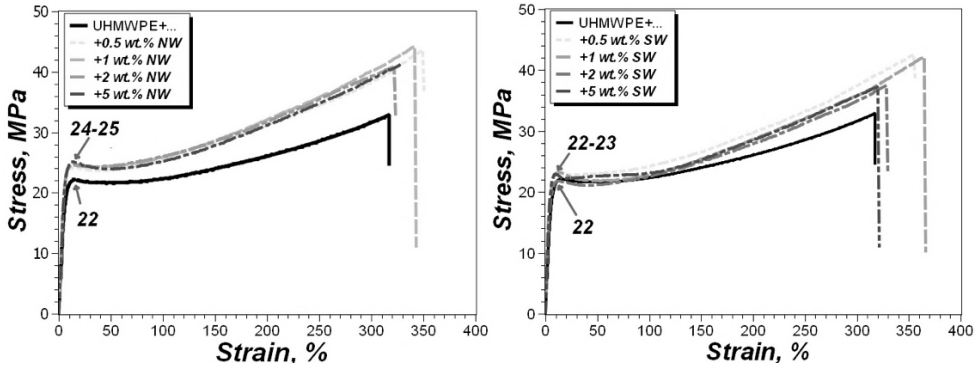


Рисунок 1. Кривая напряжения-деформации ПКМ

Установлено, что показатели предела текучести при введении синтетического волластонита практически не изменяются. В случае введения природного волластонита наблюдается увеличение предела текучести на 2-3 МПа. Можно предположить, что увеличение аморфного слоя способствует повышению предела текучести. Это свидетельствует о том, что увеличение толщины ламелей способствует более легкому скольжению кристаллической системы ПКМ, которая подтверждает возможность адаптации композиционной системы к растягивающей силе. При этом игольчатые частицы природного волластонита эффективно армируют саму систему.

Таким образом, исследовано влияние синтетического и природного волластонита на механические параметры предела текучести и размеров кристаллитов полимерной матрицы.

Список использованных источников

1. Padmanabhan S., Sarma K.R., Rupak K. et al. Synthesis of ultra-high molecular weight polyethylene: A differentiate material for specialty applications // Materials Science and Engineering: B. 2010. Vol. 168, №. 1–3. P. 132–135.
2. Zhang W., Xu Z., Shen J. et al. Enhanced Tribological Performance of UHMWPE Composites Reinforced with Wollastonite: Biocompatibility and Wear Behavior // Journal of Tribology. 2025. V. 147. №. 4. 044001
3. Gomoll A., Wanich T., Bellare A. J-integral fracture toughness and tearing modulus measurement of radiation cross-linked UHMWPE // Journal of Orthopaedic Research. 2002. Vol. 20, №. 6. P. 1152–1156.
4. Medel F.J., Pena P., Cegoñino J. et al. Comparative fatigue behavior and toughness of remelted and annealed highly crosslinked polyethylenes // Journal of Biomedical Materials Research Part B. 2007. Vol. 83, No. 2. P. 380–390.
5. Hoffman J.D., Davis G.T., Lauritzen Jr. J.I. The rate of crystallization of linear polymers with chain folding. Boston, MA: Springer US, 1976. P. 497–614.
6. Iijima M., Strobl G. Isothermal crystallization and melting of isotactic polypropylene analyzed by time-and temperature-dependent small-angle X-ray scattering experiments // Macromolecules. 2000. Vol. 33, №. 14. P. 5204–5214.
7. Psarski M., Piorkowska E., Galeski A. Crystallization of polyethylene from melt with lowered chain entanglements // Macromolecules. 2000. Vol. 33, №. 3. P. 916–932.

8. Wunderlich B., Czornyj G. A study of equilibrium melting of polyethylene // Macromolecules. 1977. Vol. 10, №. 5. P. 906–913.
9. Galeski A. Bartczak Z., Vozniak A. et al. Morphology and plastic yielding of ultrahigh molecular weight polyethylene // Macromolecules. 2020. Vol. 53, №. 14. P. 6063–6077.
10. Данилова С.Н., Ярусова С.Б., Буравлев И.Ю. и др. Модифицирование СВМПЭ волластонитом, синтезированным из отходов борного производства // Полимерные материалы и технологии. 2021. Т. 7. №1. С. 71–82.

A Comparison of the effect of natural and synthetic wollastonite on the thermomechanical properties of ultra-high molecular weight polyethylene

Danilova S.N., Yarusova S.B., Ivanova L.N., Gordienko P.S., Okhlopkova A.A.

This study investigates the effects of natural and synthetic wollastonite on the thermomechanical properties of ultra-high molecular weight polyethylene (UHMWPE)-based polymer composites.

СОСТАВ И ПОВЕРХНОСТНЫЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ ВАЛЛЕРИИТОВЫХ РУД*

Р.В. Борисов[1,2], М.Н. Лихацкий[1], А.А. Карачаров[1], Д.В. Карпов[1,2], М.Ю. Флерко[1], С.В. Карасёв[1], А.Г. Михайлов[1,2]

[1] ФИЦ «Красноярский научный центр Сибирского отделения РАН», Институт химии и химической технологии, г. Красноярск, Российская Федерация

[2] ФГАОУ ВО «Сибирский федеральный университет», г. Красноярск, Российская Федерация

e-mail: borisov.rv@icct.krasn.ru; roma_boris@list.ru

В работе рассмотрены особенности вещественного и поверхностного состава двух образцов валлериитовых руд Норильского месторождения. Обнаружены существенные отличия в составе материалов: первый представлен фазами ферроваллериита (34%), ферроточилинита (23%) и практически не содержит в составе медь, а второй материал содержит валлериит (37%) и лизардит (55%). Исследованы электрохимические характеристики, дзета-потенциал в широких пределах pH и поверхностный состав образцов.

Валлериит является слоистым минералом, характеризующимся структурой, состоящей из перемежающихся слоев сульфидов Cu−Fe и брусита, причем часть катионов магния замещается алюминием и железом [1−3]. Физико-химические свойства валлериита существенно варьируются в зависимости от химического состава и наличия примесей. Минерал широко распространён в месторождениях Западной Сибири, среди которых выделяются норильские медные [4] и кингашские медно-никелевые руды [5]. Несмотря на высокую коммерческую значимость валлериитовых руд, обусловленную содержанием ценных элементов – меди, никеля и благородных металлов, их обогащение сталкивается с серьёзными технологическими трудностями вследствие сложного отделения валлериита от пустой породы. В связи с отсутствием эффективных технологий переработки промышленные разработки таких месторождений фактически ограничены [6, 7].

* ***Работа выполнена в рамках государственного задания Института химии и химической технологии СО РАН (проект FWES-2021-0014) с использованием оборудования Красноярского регионального центра коллективного пользования ФИЦ КНЦ СО РАН.***

Таким образом, изучение физико-химических характеристик валлериита, включая механизмы его образования, приобретает особую важность с точки зрения перспектив внедрения технологии переработки указанных руд.

Настоящая работа посвящена исследованию физико-химических особенностей природного валлериита Норильского месторождений. Ранее было показано [8], что валлериитовые руды Кингашского месторождения ассоциированы с такими типичными рудными компонентами, как пирротин, серпентин, халькопирит, точилинит и магнетит, и содержат невысокие количества валлериита, что не позволяло в полной мере изучить его поверхностные характеристики. Поэтому наряду с изучением природных образцов, были проведены исследования искусственно синтезированного монофазного валлериита, полученного по оригинальной методике [8].

Рентгеновские дифрактограммы были получены от измельченных (-125 мкм) образцов на приборе PANalytical X'Pert Pro, с использованием излучения K_{α}-линии меди. Подгонка дифрактограмм выполнялась по Ле Бэйлу с использованием ПО TOPAS 3. Кристаллографическая информация о релевантных фазах заимствовалась из открытой БД «Crystallography Open Database». Рентгенофазовым анализом установлено, что основными компонентами образцов природного валлериита Норильского месторождения являются для образца № 1 ферровалериит, ферроточилинит и брусит, а для образца № 2 – валлериит и минерал группы серпентинов – лизардит (рисунок 1).



Рисунок 1. Результаты количественного рентгенофазового анализа:
а – образец № 1, *б* – образец № 2

Согласно результатам сканирующей электронной микроскопии, с рентгеноспектральным анализом (см. таблицу 1) для образца № 1 характерно присутствие трех основных минералов: ферровалериита, ферроточилинита и брусита, которые сложно отличимы между собой. Рентгеноспектральным анализом практически не обнаружен кремний, а количество меди варьирует от 0 до 7% ат. В образце № 2 обнаружены срастания валлериита с лизардитом, содержание кремния составляет до 16% ат., а меди до 15% ат.

Методом РФЭС определен поверхностный состав образцов, усредненный по поверхности образца. Поверхностные содержания элементов в руде удовлетворительно коррелируют с данными рентгеноспектрального анализа. Спектры Fe 2p включают вклады нескольких фаз и химических веществ, каждый из которых демонстрирует мультиплетные наборы линий, поэтому их разделение представляет значительные трудности. Однако, достаточно точно могут быть оценены вклады железа, связанные с гидроксидными и сульфидными

группами. Проведены измерения дзета-потенциала образцов, который является важным показателем состояния и реакционной способности границ раздела твердой и водной среды, в крупности -125+40 мкм в диапазоне pH 3,5–11. Для обоих образцов дзета-потенциалы отрицательны при pH более 7 (от -10 мВ до -25 мВ). В области pH 4-7 значения потенциала около -3… -0 мВ для образца № 2 и -2…+5 мВ для образца № 1.

Таблица 1. Элементный состав образцов, определённый из результатов рентгеноспектрального анализа, %

Точка	Fe	Cu	S	Mg	O	Si	Ca	Ni
Образец № 1								
1	4,0	0,2	1,8	42,4	51,5	0,1	0	0
2	35,3	6,4	32,4	13,1	12,6	0	0	0,2
3	20,5	1,1	22,1	26,2	29,0	0,5	0	0,5
4	33,9	0	59,8	3,3	2,5	0	0,4	0
5	4,6	0,2	4,9	6,7	27,6	0,1	55,8	0
6	24,4	3,7	31,3	17,0	22,6	0,1	0,1	1,0
Образец № 2								
1	3,9	2,5	9,8	21,2	54,5	8,1	0,2	0
2	20,4	14,5	43,3	7,6	10,9	1,9	0,2	1,0
3	3,3	0,8	2,4	27,6	50,2	15,6	0	0
4	13,8	8,0	17,0	22,5	31,4	6,5	0,3	0,5
5	24,2	5,8	7,9	27,5	23,6	10,9	0	0

Впервые исследованы электрохимические характеристики образцов природного валлериита в водных растворах 0,1 М HCl. Вольтамперная кривая образца № 1 в силу сложного фазового состава содержит пики, положение, наличие и пиковый ток которых заметно отличаются от значений, полученных ранее на синтетических валлериитах [9]. Данные отличия, вероятно, обусловлены, крайне низким содержанием меди в ферроваллериите и высоким количеством гидроксидного железа. В связи с меньшим дефицитом меди в образце № 2 при первоначальной анодной развертке проявляется пик при +0,35 В, связанный с окислением поверхностных структур валлериита, обогащенных медью [9]. Дальнейшее окисление при потенциалах +0,9 В связано с глубокими нарушениями стехиометрии сульфидных слов валлериита и переходом в раствор ионов Cu(2+) и Fe(3+).

Список использованных источников

1. Chamberlain J.A., Delabio R. N. Mackinawite and valleriite in the Muskox intrusion // Am. Mineral., 1965, V. 50. P. 682-695.
2. Organova N.I. Crystallochemistry of modulated and incommensurate structures in minerals // Int. Geol. Rev.,1986, Vol. 28. P. 802-814.
3. Mikhlin Y, Likhatski M, Borisov R. et al. Metal Chalcogenide–Hydroxide Hybrids as an Emerging Family of Two-Dimensional Heterolayered Materials: An Early Review // Materials, 2023. V. 16 (19). Art. 6381.
4. Додин Д.А. Металлогения Таймыро-Норильского региона (север Центральной Сибири). Наука, СПб, 2002. 822 с.
5. Mikhlin Y., Romanchenko A., Vorobyev S. et al. Ultrafine particles in ground sulfide ores: A comparison of four Cu-Ni ores from Siberia, Russia // Ore Geol. Rev. 2017. V .81, P. 1–9.
6. Laptev Yu. V.; Shevchenko V. S., Urakaev F. Kh. Sulphidation of valleriite in SO_2 solutions // Hydrometallurgy. 2009. V. 98. P. 201–205.

7. Хашковская Т.Н., Брянская А.А., Пелипенко Я.М. Редкие и второстепенные минералы сульфидных медно-никелевых руд Талнахского рудного узла и их влияние на показатели обогащения // Цветные металлы, 2024. Т. 10. С. 19-26.
8. Mikhlin Y.L., Borisov R.V., Vorobyev S.A. et al. Synthesis and characterization of nanoscale composite particles formed by 2D layers of Cu-Fe sulfide and Mg-based hydroxide // J. Mater. Chem. A. 2022. V. 10. P. 9621–9634.
9. Likhatski M.N., Borisov R.V., Flerko M.Yu. et al. Some electrochemical reactivity features of a series of synthetic valleriites modified with Ni. Part II: cyclic voltammetry investigation in acid media // Journal of Siberian Federal University. Chemistry, 2024. V. 17. P. 607-617.

Composition and surface characteristics of valleriite ores

Borisov R.V., Likhatski M.N., Karacharov A.A., Karpov D.V.,
Flerko M.Y., Karasev S.V., Mikhailov A.G.

In this work, the features of the material composition and surface properties of two samples of valleriite ore from the Norilsk deposit are studied. Significant differences in the compositions were found: the first sample is represented by ferrovalleriite phases (34%), ferrotochilinite (23%) and practically does not contain copper, while the second material contains valleriite (37%) and lizardite (55%). The electrochemical characteristics, zeta potential over a wide pH range, and surface composition of the samples were investigated.

ПУТИ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ РУДОПОДГОТОВКИ ТРУДНООБОГАТИМЫХ ФЛЮОРИТОВЫХ РУД

Е.Ю. Дегодя[1], Н.В. Гмызина[1], И.А. Пыталев[1], И.В. Шадрунова[2]

[1] ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Российская Федерация

[2] ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН», Москва, Российская Федерация

e-mail: magur@mail.ru; gmnat1307@mail.ru; vehicle@list.ru; shadrunova_@mail.ru

Пути повышения эффективности рудоподготовки труднообогатимых флюоритовых руд достигаются в получении узкоклассифицированного неошламованного дробленого продукта перед измельчением и/или обогащением, а также повышении производительности дробления и сокращении затрат электроэнергии на рудоподготовку.

По мере развития горной промышленности всё большую актуальность приобретает проблема повышения эффективности дезинтеграции минерального сырья, что вызывает, в свою очередь, необходимость совершенствования технологий рудоподготовки, дробильных машин и изыскания принципиально новых конструктивных решений, повышающих технико-экономические показатели.

В России основные месторождения флюоритовых руд, имеющих промышленное значение, относятся к эпитермальному малосульфидному флюоритовому типу. Руды данного типа характеризуются, в основном, как труднообогатимые не только из-за близости флотационных свойств флюорита и кальцита и неблагоприятного соотношения их в руде, но и разной степени разрушенности. Многолетняя практика работы обогатительных фабрик, перерабатывающих флюоритовые руды, показывает применение классических схем рудоподготовки, включающих трехстадиальное дробление и одно- и двухстадиальное измельчение. Однако, выявлено, что уже на начальном этапе дробления они склонны к переразрушению. Учитывая физико-механические особенности флюоритовой руды, в частности низкую крепость

флюорита и его способность к достаточно быстрому разрушению и ошламованию предлагается в первой стадии дробления в щековой дробилке использование дробящих плит особой конструкции с целью снижения мелких фракций в дробленом продукте [*Кольга А.Д., Дегодя Е.Ю., Айбашев Д.М., Хабаров К.Ю. Методика определения параметров рифлений дробящих плит щековых дробилок // Горный журнал. 2017. № 6. С. 73-77. DOI 10.17580/gzh.2017.06.14*]. Для сравнительной оценки эффективности использования предлагаемых дробящих плит с переменными рифлениями по сравнению с применяемыми дробящими плитами с постоянными рифлениями были проведены исследования. Опыты проводились на модели щековой дробилки ДЩ 100-60, с целью определения производительности и качества готового дробленого продукта при использовании дробящих плит двух конструкций. Результаты исследований показывают, что при использовании дробящих плит с переменными рифлениями снижается выход мелких классов при одновременном увеличении выхода крупных классов крупности. Рифления (выступы) на такой плите неподвижной щеки располагаются против впадин на плите подвижной щеки, при этом, дробящие усилия концентрируются на меньшей площади, соответствующей выступам футеровочных плит и разрушение (раздавливание) кусков руды частично заменяется таким видом разрушения как излом, в результате чего снижается количество мелких и тонких фракций в дробленом продукте из-за уменьшения сопротивления движению дробимого материала в камере дробления.

Применение дробящих плит с переменными рифлениями в дробилке позволяет снизить выход мелких фракций в 1,5-1,6 раза, тем самым исключить передрабливание материала при запроектированной степени дробления не только в первой стадии, но и во второй и третьей (последующих) стадиях дробления, что в свою очередь позволяет исключить ошламование флюоритовой руды перед измельчением и/или обогащением.

Одновременно достигается повышение производительности щековой дробилки в 1,4-1,5 раза, что объясняется уменьшением количества циклов прохождения нагрузки со стороны подвижной щеки для разрушения кусков руды. Кроме того, флюоритовая руда характеризуется как хрупкая и не имеет монолитного строения, что обусловливает уменьшение потребляемой мощности дробилки. Увеличение производительности дробилки при одновременном снижении потребляемой мощности в первой стадии дробления способствует повышению производительности и снижению затрат электроэнергии на процесс рудоподготовки.

Пути повышения эффективности рудоподготовки труднообогатимых флюоритовых руд достигаются в получении узкоклассифицированного неошламованного дробленого продукта перед измельчением и/или обогащением, а также повышении производительности дробления и сокращении затрат электроэнергии на рудоподготовку. При этом дробление руды на фракции проводят в три стадии соответственно: до крупности минус 150-160 мм, до крупности минус 50-60 мм, до крупности минус 10-15 мм, предварительно перед каждой стадией дробления осуществляют грохочение с выделением надрешетного продукта, поступающего на соответствующую стадию дробления, при этом подрешетный продукт направляют на следующую стадию грохочения, причем на первой стадии дробления руды используют щековую дробилку с переменными рифлениями плит. Крупность готовых фракций руды в трех стадиях дробления выбрана с учетом физико-химических свойств руды, в частности крепости и характеристик используемых дробилок.

Указанные диапазоны крупности фракций обеспечат достижение необходимой степени раскрытия флюорита и минералов вмещающей породы при исключении ошламования, так как при первой стадии дробления удается получить промежуточный узкоклассифици-

рованный дробленый продукт крупностью минус 150-160 мм, содержащий преимущественно средние классы крупности.

Ways to increase the efficiency of ore preparation of hard-to-process fluorite ores

Degodya E.Yu., Gmyzina N.V., Pytalev I.A., Shadrunova I.V.

The ways to increase the efficiency of ore preparation of hard-to-process fluorite ores are achieved in obtaining a narrowly classified non-slurried crushed product before grinding and/or concentration, as well as increasing the productivity of crushing and reducing the cost of electricity for ore preparation.

МИНЕРАЛОГИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА ОТХОДОВ УГЛЕДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЙ КУЗБАССА НА ПРИМЕРЕ ФАБРИКИ «КРАСНОБРОДСКАЯ-КОКСОВАЯ»*

Т.А. Чикишева[1,2,3], А.Г. Комарова[1], С.А. Прокопьев[1,2], Е.С. Прокопьев[1,2]

[1] ООО НПК «Спирит», г. Иркутск, Российская Федерация
[2] ФГБУН «Институт земной коры Сибирского отделения РАН», г. Иркутск, Российская Федерация
[3] ФГБОУ ВО «Иркутский государственный университет», г. Иркутск, Российская Федерация

e-mail: cta@spirit-irk.ru

В статье показана возможность применения методов технологической минералогии для оценки обогатимости отвалов угледобывающих предприятий и представлены результаты изучения вещественного состава отходов флотации фабрики «Краснобродская-Коксовая».

Отходы горнодобывающей промышленности, как и природное сырье имеют минералогические характеристики, определяющие технологию их переработки и дальнейшего использования [1]. Многолетняя эксплуатации шахт и разрезов в угледобывающих регионах привела к складированию огромных масс горнопромышленных отходов, которые занимают тысячи гектаров земли и оказывают колоссальную нагрузку на экосистему. Отходы угледобычи являются техногенными минеральными объектами и характеризуются различными качественными и количественными параметрами, экологическим влиянием на окружающую среду и экономической эффективностью их промышленной переработки. В связи с этим они нуждаются во внедрении технологических решений для их комплексной переработки с наиболее полной утилизацией и минимальным негативным воздействием на окружающую среду [2]. Прогнозная оценка качества углей и разработка эффективных технологий их обогащения и передела невозможны без детального изучения как мацеральной, так и минеральной составляющих углей, которые в первую очередь отвечают за зольность и сернистость, а также определяет экологические характеристики и качество угля [4].

Были изучены три пробы отходов углеобогащения с разных фабрик – «Краснобродская-Кокосовая», «Кузбасская» и «Прокопьевскуголь».

Комплекс исследований, который применялся при изучении отходов угледобычи включает в себя определение зольности методом ускоренного озоления, химического состава

* ***Работы выполнены в рамках КНТП Министерства науки и высшего образования РФ № 075-15-2022-1192 «Переработка хвостов угольных обогатительных фабрик с целью получения товарного угольного концентрата».***

методом атомно-эмиссионной спектрометрии с индуктивно связанной плазмой, определение минерального состава, глинистых минералов и выявление микрокомпонентов углей (мацералов), а также особенностей внутреннего строения минеральных агрегатов, содержащих уголь (минеритов), методами оптической микроскопии и рентгенографического анализа, диагностика несгораемых (минеральных) фаз и форм нахождения потенциально ценных компонентов и вредных примесей при помощи сканирующей электронной микроскопии.

Рассмотрим основные минералого-технологические характеристики изучаемого сырья на примере отходов флотации фабрики «Краснобродская-Коксовая».

Изучение гранулометрической характеристики показало, что более половины материала пробы распределяется в крупность менее 20 мкм (рисунок 1) с показателем зольности сухого топлива 40,5%. Материал более 0,5 мм имеет высокие показатели зольности (74,5-80,8%) с общим выходом 5,43%. Зольность сырья в диапазоне крупности от 0,5 мм до 20 мкм составляет 34,84%, что даёт основание считать этот диапазон крупности продуктивным для обогащения.

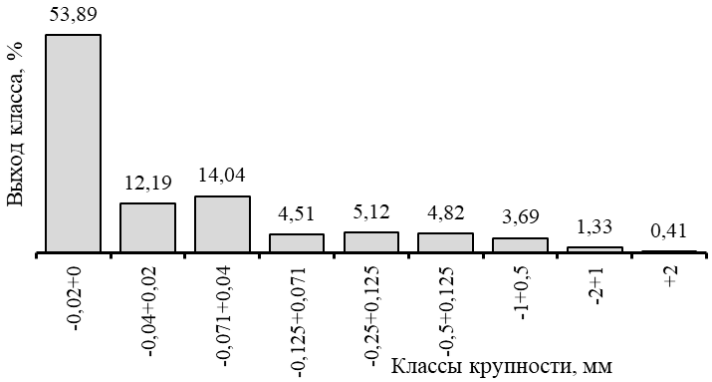


Рисунок 1. Гранулометрическая характеристика пробы отходов флотации

Оптико-минералогический и рентгеноструктурный анализы показали, что исследуемое сырье на 59,8% состоит из каменного угля, 29,52% составляют смешаннослойные образования глинистых минералов – гидрослюд и смектита, 6,65% пробы приходится на угольсодержащие обломки пород. В меньшем количестве присутствуют кварц, полевые шпаты, карбонаты, сульфиды, магнетит и слюды.

Бóльшая часть угля распределяется в крупности менее 20 мкм. В диапазоне крупности от 0,02 до 0,5 мм наблюдается относительно высокие содержания угля. Материал крупностью более 0,5 мм обеднен углем, что соотносится с данными по показателям зольности этих классов.

В материале крупностью более 0,5 мм высокие показатели зольности и низкие содержания угля обусловлены тем, что он здесь находится в агрегатах с другими минералами, в основном с карбонатами и кварцем, попадая в концентраты эти агрегаты будут разубоживать его и повышать показатели зольности. Чтобы этого избежать, рекомендуется удалить из обогатительного процесса данный материал. В крупности менее 20 мкм, которая плохо поддается обогащению физическими методами, наряду с углем содержится большое количество глинистых минералов, затрудняющих процесс переработки, что говорит о необходимости применения операции дешламации по данному классу перед началом обогатительного процесса.

Уголь в изучаемой пробе в основном находится в составе минеритов – агрегатов угля и минеральных фаз. Соотношение минеральной составляющей и угля в таких агрегатах напрямую влияет на показатель зольности сырья и, как следствие, на качество угольных

концентратов. По составу в исследуемом материале можно выделить три типа минеральных матриц, вмещающих уголь:

глинистая: в основном состоит из смешанослойных образований гидрослюд и смектита, реже с каолинитом. В глинистой матрице часто встречаются мономинеральные обломки кварца и полевых шпатов. В весьма подчинённом количестве могут присутствовать карбонаты;

карбонатная: превалирующее значение в составе имеет сидерит, реже отмечаются доломит и кальцит. В малых количествах могут присутствовать глинистые минералы;

глинисто-карбонатные и карбонатно-глинистые: состоящие, соответственно из глинистых минералов и карбонатов в различных количественных соотношениях с преобладанием тех или иных компонентов.

В составе минеритов также присутствуют сульфиды (пирит, халькопирит, галенит, сфалерит), гётит, рутил, циркон, барит, вольфрамит, самородное серебро, ксенотим, монацит. Начиная с крупности менее 0,25 мм сульфиды отмечаются также в виде свободных мономинеральных зёрен.

В целом, проведенные исследования позволяют заключить, что отходы угледобычи схожи с природным сырьем и их целевое использование будет заключаться в получении продуктов для энергетической отрасли. Однако, для повышения комплексности переработки следует рассмотреть возможность получения продуктов для строительной отрасли из хвостов обогащения после извлечения угля. Дополнительными ценными компонентами в данном материале могут быть Fe, Pb, Zn, Y, Ag редкоземельные и другие элементы. Все они связаны с минеральными фазами, которые иногда отмечаются в отходах флотации и могут быть извлечены специальными методами обогащения при условии экономической целесообразности.

Таким образом, можно еще раз подчеркнуть необходимость изучения отходов угледобычи минералогическими методами, которые позволяют получить данные не только об их минеральном составе, но также и о внутреннем строении минеритов и микролитотипов угля, несгораемых минералах, повышающих зольность, формах нахождения всех потенциально ценных компонентов и других характеристик, которые могут и должны быть использованы при разработке технологии комплексного передела такого сырья [3].

Список использованных источников

1. Ожогина Е.Г., Котова О.Б., Якушина О.А. Горнопромышленные отходы: минералогические особенности // Вестник Института геологии Коми НЦ УрО РАН. 2018. № 6. С. 43–49.
2. Чикишева Т.А., Комарова А.Г., Прокопьев Е.С., Прокопьев С.А. Вещественный состав отходов ЦОФ «Кузбасская» // Уголь. 2024. № 4. С. 31-35.
3. Чикишева Т.А., Комарова А.Г., Прокопьев Е.С., Прокопьев С.А. Минералогические особенности отходов флотации углеобогатительной фабрики «Краснобродская–Коксовая» и их влияние на обогатимость // Обогащение руд. 2024. № 1. С. 33-38.
4. Якушина О.А., Ожогина Е.Г. Применение методов технологической минералогии для оценки степени обогатимости углей // ГИАБ. № 7. 2010. С. 163-264.

Mineralogical assessment of waste from coal mining waste in Kuzbass using the example of the Krasnobrodskaya-Koksovaya plant

Chikisheva T.A., Komarova A.G., Prokopiev S.A., Prokopiev E.S.

The article shows the possibility of using the methods of technological mineralogy to assess the enrichment of coal mining waste and presents the results of studying the material composition of flotation waste from the Krasnobrodskaya-Koksovaya plant.

МИНЕРАЛОГО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ВЫСОКОДИСПЕРСНЫХ МИНЕРАЛЬНЫХ СИСТЕМ. ТВЕРДОФАЗНЫЙ СИНТЕЗ Fe-Al-F КОМПОЗИТОВ (ВЕЖАЮ-ВОРЫКВИНСКОЕ МЕСТОРОЖДЕНИЕ БОКСИТОВ)*

И.Н. Размыслов, О.Б. Котова, Л.С. Кочева

ФИЦ Коми НЦ Уральского отделения РАН Институт геологии
им. академика Н.П. Юшкина, г. Сыктывкар, Российская Федерация

e-mail: kotova@geo.komisc.ru

Высокая дисперсность гематит-бёмитовой руды Вежаю-Ворыквинского месторождения послужила обоснованием минералого-технологических исследований с целью синтеза наноструктурированных материалов типа AlF_3 и FeF_3.

Вежаю-Ворыквинское месторождение – самое крупное среди бокситовых месторождений Тимана – обладает наибольшим разнообразием минерального состава. Минеральный состав бокситов достаточно подробно описан в ряде работ [1, 2]. Для бокситов характерна высокая дисперсность основной массы слагающих минералов. Преобладает гематит-бёмитовая руда. Основной минерал – бёмит. Отмечено значительное распространение зёрен бёмита размером меньше 5 мкм, в то время как основная часть гематита и гётита сосредоточена в наиболее тонких классах (до 0,5 мкм); установлено существенное отличие кажущейся и истинной плотности, свидетельствующее о большом объеме закрытых пор. Наиболее интересные результаты были получены при анализе глинистой фракции. Например, в классе -1 мкм резко возрастает содержание минералов оксидов железа (до 31,89%), которое вероятно находится в тонкой смеси с алюмосиликатами, значительно повышается содержание оксидов кальция, фосфора и стронция [1]. Основным методом переработки качественных бокситов остается метод Байера. Одновременно продолжаются разрабатываться инновационные технологии переработки некондиционных бокситов и другого алюминиевого сырья (кианитов, цеолитов и т.д.). Отдельно стоит проблема высокодисперсной составляющей бокситовых пород, необходимо глубокое изучение её минералогических особенностей и физико-химических свойств. Это позволит вовлечь в переработку всё минеральное вещество, выделить новые виды сырья и разработать востребованные индустриальные продукты.

Отмеченная выше высокая дисперсность бокситов и глин послужила обоснованием для наших исследований в области получения наноструктурированных материалов типа AlF_3 и FeF_3. Исследование процессов структурообразования в алюмосиликатной системе Al-Si-O-Fe (гематит-бёмитовая руда) в процессе синтеза композитов с использованием методов трансформации минеральных фаз (при воздействии различных полей) имеет важное прикладное значение, включая разработку схем переработки упорных руд и проектирование новых материалов в экологических и энергетических технологиях.

Был произведен твердофазный синтез Fe-Al-F композитов в алюмосиликатной системе Al-Si-O-Fe в поле СВЧ. Образцы гематит-бёмитовой руды, химический состав которой характеризуется высокими содержаниями оксидов железа, относительно небольшими содержаниями оксидов алюминия, повышенным содержанием оксида кремния (Al_2O_3–61,02%; Fe_2O_3–18,22%; SiO_2–4,80%; TiO_2–2,46%; CaO–0,30%; MgO–2,24%; п.п.п.–10,97%), были

* ***Работа выполнена в рамках тем Государственного задания Института геологии ФИЦ Коми НЦ УрО РАН.***

растерты до 0,1 мм. В качестве добавки использовался политетрафторэтилен. Процесс преобразования гематит-бёмитового руды, протекающий во время СВЧ-обработки, можно условно разделить на две фазы. Первая фаза – происходит разложение политетрафторэтилена на воду, углекислый газ и газообразный фтор; вторая фаза – трансформации минеральных фаз (дегидратация минералов, образование оксидных форм и их реакция с газообразным фтором).

Данные рентгенофазового анализа синтезированного композита показали присутствие AlF_3 (аналог редкого минерала оскарссонита, не имеющего промышленных залежей [3]) и $FeF_3[OH]_3$ (аналог редкого минерала топсоита [4]). Эксперименты по синтезу оскарссонита и топсоита представляются вкладом в изучение механизмов минералообразования в фумарольных системах. По данным СЭМ среди синтезированных фторидных соединений алюминия и железа присутствуют наноструктуры с разной геометрией. 3D-наноструктуры AlF_3, будучи кислотой Льюиса, являются эффективными наполнителями электролитов в натрий ионных аккумуляторах [5]. 2D-наноструктуры $FeFe_3 \cdot [OH]_3$ представляют собой катодный материал для аккумуляторов [6]. Наноструктурированные материалы типа AlF_3 и FeF_3 часто используются как катализаторы в технологических процессах. Например, ранее нами был синтезирован муллит из каолинита при температуре порядка 1000°C [7]. В работе [8] муллитовые волокна были выращены из каолинита с использованием флюса, содержащего AlF_3. Добавление AlF_3 не только снижает температуру образования муллита до 700°C и подавляет образование корундовой побочной фазы, но и увеличивает длину и соотношение сторон волокон.

Таким образом, алюмоматричные композиты, армированные наночастицами AlF_3 и FeF_3, понижают температуру синтеза муллита из каолинита, перспективны для применения в авиакосмической технике (при малом весе обладают повышенными физико-механическими свойствами, в том числе при высоких температурах), широко используются в металлургии и в других индустриальных приложениях. Значительная доля получаемого фторидного алюминия используется для производства металлического алюминия. Его добавляют в расплав при электролитическом методе получения алюминия. Добавки AlF_3 и некоторых других компонентов делают процесс энергоэффективнее.

Список использованных источников

1. Котова О.Б., Вахрушев А.В. Бокситы Тимана: минералого-технологические особенности // Вестники ИГ Коми НЦ УрО РАН, 2011. Т. 195. № 3. С. 12–16.
2. Вахрушев А.В., Лютоев В.П., Силаев В.И. Кристаллохимические особенности железистых минералов в бокситах Вежаю-Ворыквинского месторождения (Средний Тиман) // Вестник ИГ Коми НЦ УрО РАН, 2012. № 10. С. 14–18.
3. Jacobsen M.J., et al (2014). Oskarssonite, AlF_3, a new fumarolic mineral from Eldfell volcano, Heimaey, Iceland. Mineralogical Magazine. 78(1). P. 215-222.
4. Balic-Zunic T., et al (2018). Topsøeite, $FeF_3(H_2O)_3$, a new fumarolic mineral from the Hekla Volcano, Iceland. European Journal of Mineralogy. 30.
5. Weicui L., et al (2022). 3D spiny AlF_3/Mullite heterostructure nanofiber as solid-state polymer electrolyte fillers with enhanced ionic conductivity and improved interfacial compatibility // Journal of Energy Chemistry. 76.
6. Burbano M. et al (2015). Anionic Ordering and Thermal Properties of $FeF_3 \cdot 3H_2O$. Inorganic chemistry. 54.
7. Kotova O.B., Ustyugov V.A., Shiyong Sun, Ponaryadov A.V. Mullite production: phase transformations of kaolinite, thermodynamics of the process. Journal of Mining Institute. 2022. Vol. 254. P. 129-135.

8. Abdullayev A., et al. AlF_3-Assisted Flux Growth of Mullite Whiskers and their Application in Fabrication of Porous Mullite-alumina Monoliths. Open Ceramics 7 (2021). 100145

Mineralogical and technological features of highly dispersed mineral systems. Solid-phase synthesis of Fe Al-F composites (Vezhayu-Vorykvinskoye bauxite deposit)

Razmyslov I.N., Kotova O.B., Kocheva L.S.

The high dispersion of hematite-boehmite ore from the Vezhayu-Vorykvinsky deposit served as the basis for mineralogical and technological research with the aim of synthesizing nanostructured materials such as AlF_3 and FeF_3.

ПРИМЕНЕНИЕ ОПЕРАЦИИ ОБОГАЩЕНИЯ В СХЕМЕ ПОДГОТОВКИ ПРОБ ОТ ПРОДУКТОВ, СОДЕРЖАЩИХ НЕДРОБИМЫЕ ВКЛЮЧЕНИЯ

П.С. Волков

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Российская Федерация

e-mail: Volkov_PS@bk.ru

Опробование руд и продуктов с невысокой массовой долей ценного компонента, представленного благородными металлами, имеет определенные сложности. Из-за неравномерного распределения благородного металла в продукте и сложности уменьшения размеров частиц металла при подготовке таких проб к анализу (дроблении и сокращении) относительная случайная погрешность определения может быть большой и это приводит к расхождению результатов параллельных анализов.

По всем руководствам, существующим в настоящее время, регламентируется, что при наличии в рудах крупного золота подготовка проб выполняется с предварительным извлечением крупного золота [1-5].

Проведем оценку изменения погрешности подготовки пробы, содержащей крупное золото. Для проведения экспериментов использована проба слива бутары мельницы первой стадии измельчения руды. В пробе присутствует свободное золото, размер золотин достигает 0,3-0,5 мм. От исходного материала отобрана проба и просеяна на сите 1 мм, в итоге получена проба массой примерно 100 кг крупностью -1+0 мм, которая желобчатым делителем поделена на 4 части. От каждой части отобрана проба для проведения пробирного анализа, массовая доля по анализу составила 28,7 г/т. Также от каждой части выделена проба массой примерно 4 кг для проведения гравитационного обогащения на центробежном сепараторе и дальнейшем анализе концентрата и хвостов.

Для проведения гравитационного обогащения использован турбулизационный центробежный концентратор К-200В.

Центробежный концентратор состоит из установленного на раме корпуса. Внутри корпуса установлен жестко закрепленный на валу улавливающий конус с пазами и выполненным в днище отверстиями для разгрузки тяжелой фракции. Вал в верхней части закреплен в подшипниковом узле и соединен с валом двигателя клиноременной передачей. Внутри конуса установлены патрубок для подачи исходного питания и турбулизатор.

Порцию высушенной пробы массой около 4000 г смешивали с водой для получения пульпы с массовой долей твердого 20%.

Далее запускали центробежный концентратор в работу, с помощью частотного преобразователя настраивали частоту вращения вала с конусом, подавали воду в гидравлический турбулизатор и проводился эксперимент.

В ходе эксперимента получили два продукта легкую и тяжелую фракции, которые высушивали, от легкой фракции отбирали пробу и подготавливали для анализа, концентрат полностью отдавали на пробирный анализ.

Результаты экспериментов после математической обработки представлены в таблице 1.

Таблица 1. Результаты гравитационного выделения золота

Продукт	Выход, %	Массовая доля, г/т	Извлечение, %	Выход, %	Массовая доля, г/т	Извлечение, %
	опыт 1			опыт 2		
Концентрат	3,83	101,00	44,55	4,44	120,0	60,11
Хвосты	96,17	5,00	55,45	95,56	3,70	39,89
Итого	100,00	8,67	100,00	100,00	8,86	100,00
	опыт 3			опыт 4		
Концентрат	3,80	121,00	53,83	3,77	138,00	56,91
Хвосты	96,20	4,10	46,17	96,23	4,10	43,09
Итого	100,00	8,54	100,00	100,00	9,15	100,00

Рассмотрим еще один из возможных методов выделения крупных частиц золота – технологию «сухого» обогащения. Основными плюсами метода можно отметить: отсутствие потребления воды для ведения процесса, вследствие чего нет необходимости последующей сушки получаемых продуктов, что упрощает проведения анализа [6, 7].

Для этого проведем опыты по обогащению на установке с восходящим потоком воздуха. Для подготовки пробы необходимо рассчитать крупность равнопадающих частиц породы и золота и классифицировать материал по крупности. Расчет конечных скоростей падения будем выполнять по формуле Риттингера для одинаковых зерен породы и золота [7]:

$$v_0=4{,}6\sqrt{d(\delta - \Delta)},$$

где d – диаметр частиц, м; Δ – плотность воздуха, кг/м^3; δ – плотность минерала, кг/м^3.

При подготовке проб к анализу материал измельчается до крупности 0,1 мм, крупные частицы металла из-за ковкости не могут быть нормально подготовлены к анализу, а так как крупных частиц небольшое количество, то их наличие приводит к повышению относительной погрешности. Соответственно будем рассматривать возможность выделения крупинок крупностью более 0,1 мм. Исходя из этого, определим размер равнопадающей «легкой» частицы считая, что «тяжелая» частица будет размером 0,1 мм.

В соответствии с расчетом и техническими возможностями для практического обоснования процесса на кафедре ОПИ УГГУ изготовлен лабораторный пневматический сепаратор, установка состоит из трубы, соединенной с циклоном для отделения легкого продукта. Установка позволяет регулировать скорость восходящего потока в трубе от 0 до 20 м/с. В результате обогащения получаем два продукта тяжелый и легкий.

По расчетам скоростей витания пробу разделили на два класса -1+0,3 и -0,3+0 мм. Результаты сепарации пробы представлены в таблице 2.

Так как определение массовой доли золота в концентрате выполняется с малой погрешностью, то основную погрешность в определение массовой доли вносит погрешность определения массовой доли золота в хвостах сепарации, которая, в свою очередь,

предопределяется погрешностью отбора навески. Так как отбор навески является операцией сокращения пробы, то погрешность отбора навески может быть найдена по формуле $S^2_{\alpha_j}$ [6]:

$$S^2_{\alpha_j}=2k\cdot f\cdot\alpha_j\cdot\beta_м\cdot\rho_м\frac{d_j^3}{q},\ \left(\frac{г}{т}\right)^2,$$

где α_j – массовая доля металла в исходной пробе, г/т; f – коэффициент формы золота; $\beta_м$ – массовая доля металла в минерале, г/т; $\rho_м$ – плотность минерала, кг/м^3.

Таблица 2. Результаты пневматического выделения золота

Продукт	Выход, %	Массовая доля, г/т	Извлечение, %	Выход, %	Массовая доля, г/т	Извлечение, %
	класс -1+0,3 мм			класс -0,3+0 мм		
Концентрат	3,75	4,0	1,73	4,05	40,4	18,89
Хвосты	33,01	3,7	14,09	59,19	9,56	65,29
Итого	36,76	3,73	15,82	63,24	11,54	84,18

Рассчитаем погрешность отбора навески для исходной пробы, которая имеет следующие значения: k=2; f= 0,17; α_j=28,7 г/т, $\beta_м$=10^6 г/т, $\rho_м$=18·10^3 кг/м^3, q=50 г, d_j=0,25 мм.

$$S^2_{нав}=2\cdot2\cdot0{,}17\cdot28{,}7\cdot10^6\cdot18000\cdot\frac{\left(0{,}25\cdot10^{-3}\right)^3}{50\cdot10^{-3}}=109{,}87\ (г/т)^2;$$

$$S_{нав}=10{,}48\ г/т;$$

$$P_{нав}=\frac{2S_{нав}}{\alpha}\cdot100=\frac{2\cdot10{,}48}{28{,}7}\cdot100=73{,}01\ \%.$$

Рассчитаем значения относительной погрешности, используя для расчета результаты, полученные при обогащении пробы на центробежном и пневматическом сепараторах (см. таблицу 3).

Таблица 3. Результаты расчета погрешности отбора пробы для определения массовой доли золота в пробах

Продукт	$S_{нав}^2$	$S_{нав}$	$P_{нав}$
Отбор пробы для анализа от хвостов центробежной сепарации			
Опыт 1	0,0510	0,1943	9,0333
Опыт 2	0,0377	0,1943	10,5010
Опыт 3	0,0418	0,2045	9,9756
Опыт 4	0,0418	0,2045	9,9756
Отбор пробы для анализа от хвостов пневматической сепарации			
Класс -0,3 мм	0,30	0,55	29,70
Класс -1+0,3 мм	0,10	0,31	6,53
Итого по пробе	-	-	36,23

Выводы. Применение центробежного сепаратора К-200ВЛ позволило извлечь золото на уровне 45-60% и снизить погрешность отбора пробы до 9-10,5%, что позволяет рекомендовать его для использования на продуктах, содержащих свободное золото.

Применение пневматического сепаратора позволило извлечь золото на уровне 20% и снизить погрешность отбора пробы до 36%, что также позволяет рекомендовать его для использования на продуктах, содержащих свободное золото.

Применение сепарации как операции выделения золота в схеме подготовки проб способствует выполнению анализа на большой массе пробы, что при анализе продуктов с

невысокими массовыми долями ценного компонента также снижает вероятную систематическую погрешность.

Список использованных источников

1. Конышев В.О. Опыт оценки погрешностей опробования и совершенствование методологии разведки месторождения с бонанцевым распределением золота // Отечественная геология. 2004. № 6. с. 22-35.
2. Жарков В.В., Никулин А.И., Романчук А.И. Методика гравитационного концентрирования свободного золота при подготовке к анализу проб руд драгоценных металлов // Москва, 2005 г., 23 с.
3. Петров С.В., Бедерова Л.Л., Бороздин А.П. К методике достоверного определения содержания благородных металлов в пробах с крупными выделениями самородных металлов // Обогащение руд. 2015. №4. С. 44-48.
4. ОСТ 48-276-86. Руды и концентраты цветных металлов с попутным содержанием благородных металлов. Отбор и подготовка проб для определения содержания благородных металлов и влаги.
5. Кавчик Б.К. Схема обработки проб с предварительным извлечением крупного золота // Золотодобыча. 2013. № 177. С. 27–30.
6. Завьялов С.С., Мамонов Р.С. Теоретическое обоснование возможностей применения пневматической сепарации при обогащении сульфидных медных руд // ГИАБ. 2022. № 11-1. С. 199-209.
7. Шохин В.Н. Лопатин А.Г. Гравитационные методы обогащения. М.: Недра, 1993. 350 с.
8. Козин В.З., Комлев А.С. Комбинированный способ отбора проб продуктов обогащения и оборудование для его реализации // Обогащение руд. 2014. № 3. С. 28–32.

Application of the enrichment operation in the sample preparation scheme for products containing non-fragmented inclusions

Volkov P.S.

The testing of ores and products with a low mass fraction of the valuable component represented by precious metals has certain difficulties. Due to the uneven distribution of the precious metal in the product and the difficulty of reducing the size of metal particles when preparing such samples for analysis (crushing and reduction), the relative random error in determination can be large and this leads to discrepancies in the results of parallel analyses.

ЦИРКУЛЯЦИОННАЯ КОНЦЕНТРАЦИЯ – ЭФФЕКТИВНЫЙ МЕТОД ОБОГАЩЕНИЯ ТРУДНОПРОМЫВИСТЫХ РУД

Ю.П. Морозов, И.Х. Хамидулин

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Российская Федерация

e-mail: Khamidulin.I@m.ursmu.ru

Рассмотрены закономерности циркуляционной концентрации золота, определены перспективы использования метода для повышения эффективности переработки труднопромывистых руд.

На практике в подготовительных процессах к основному обогащению, таких как измельчение и классификация, выявляется закономерность накопления тяжёлых металлов в циркулирующих продуктах. Объясняется это тем, что частицы золота определённой крупности не могут извлекаться в слив и остаются в циркулирующем продукте.

Накопление золота в циркулирующих продуктах циклов измельчения объясняется тем, что достаточно крупные частицы золота плохо измельчаются и не выходят в слив классифицирующего аппарата до тех пор, пока их крупность не снизится до размеров, при которых, в

соответствии с сепарационной характеристикой классифицирующего аппарата, появляется возможность их выхода в слив.

Процесс накопления золота в циркулирующих продуктах зависит от эффективности классификации классифицирующего оборудования. Так, в гидроциклонах эффективность классификации составляет 55-60%. Следовательно, 20-30% частиц крупнее крупности разделения теряются со сливом гидроциклона. Для достижения максимальных показателей накопления золота в циркуляционной концентрации необходимо обеспечить высокую эффективность классификации.

Технология с использованием циркуляционной концентрации исключает потери частиц повышенной плотности размером больше заданной крупности, что является эффективным средством обогащения продуктов, содержащих мелкодисперсные частицы золота.

Циркуляционная концентрация основана на использовании накопления золота в циркулирующем продукте замкнутого цикла работы классифицирующего аппарата с накопительным зумпфом. Установка циркуляционной концентрации включает накопительный зумпф с насосом и гидроциклон.

Процесс накопления золота в циркулирующих продуктах зависит от эффективности работы классифицирующего аппарата. Для повышения эффективности улавливания частиц золота в песковой фракции гидроциклона необходимо, чтобы частицы золота заданной крупности гарантированно оставались в песковой фракции. При заданном режиме работы гидроциклона, когда частицы размером меньше крупности разделения $d_{рц}$ не теряются в слив, сепарационная характеристика гидроциклона стремится к идеальной (рисунок 1).

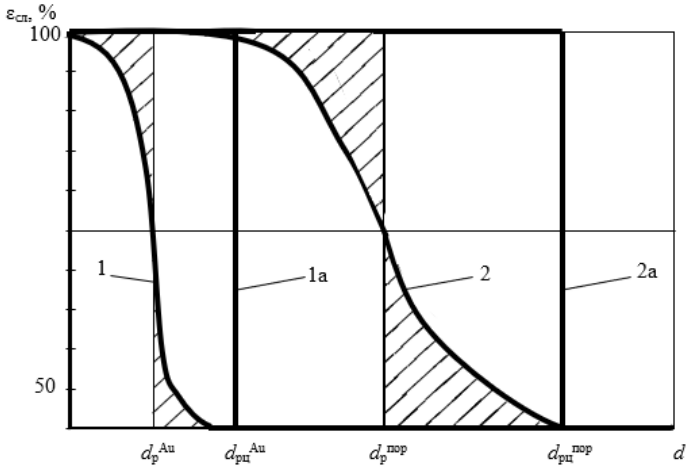


Рисунок 1. Сепарационные характеристики при работе гидроциклона в открытом цикле по золоту (1) и по породе (2) и при работе гидроциклона в режиме циркуляционной концентрации по золоту (1а) и по породе (2а):

$\varepsilon_{сл}$ – извлечение в слив; d – крупность частицы; $d_р^{Au}$ – крупность разделения по золоту; $d_{рц}^{Au}$ – крупность разделения по золоту в режиме циркуляционной концентрации; $d_р^{пор}$ – крупность разделения по породе; $d_{рц}^{пор}$ – крупность разделения по породе в режиме циркуляционной концентрации

Главным для устойчивой работы установки циркуляционной концентрации является стабилизация параметров работы гидроциклона. Экспериментальными исследованиями работы гидроциклона в режиме циркуляции песков показано, что с целью исключения потерь золота крупностью более заданного значения со сливом гидроциклона необходимо при

постоянной производительности поддерживать в питании гидроциклона заданную массовую долю твёрдого путём подачи дополнительной воды на разжижение песков (рисунок 2).

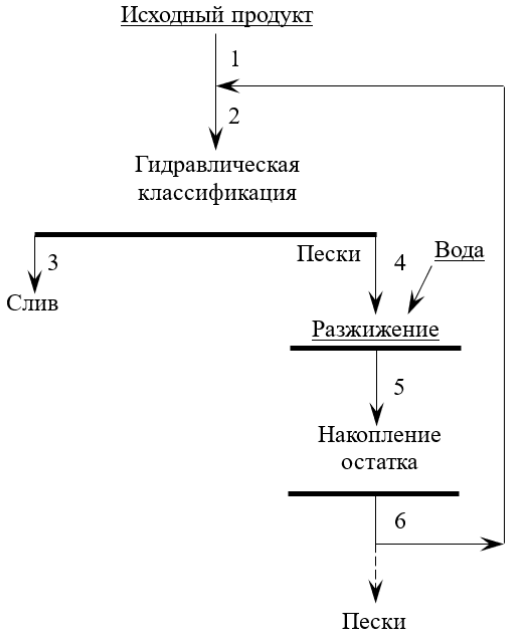


Рисунок 2. Технологическая схема циркуляционной концентрации с разжижением песков

Схема включает подачу исходного питания в операцию гидравлической классификации в гидроциклоне, гидравлическую классификацию с получением слива и песков, разжижение песков, накопление остатка и смешивание остатка и исходного питания.

С целью определения кинетики накопления золота крупностью более 10 мкм выполнено математическое моделирование циркуляционной концентрации при производительности по твёрдому 20 т/ч и массовой доле золота крупностью более 10 мкм в питании 1 г/т.

При моделировании использован итерационный метод расчёта и декомпозиция потоков продуктов в схеме на монофазы: твёрдая фаза, жидкая фаза, золото крупнее $d_{рц}$. Декомпозиционная модель циркуляционной концентрации приведена на рисунке 3.

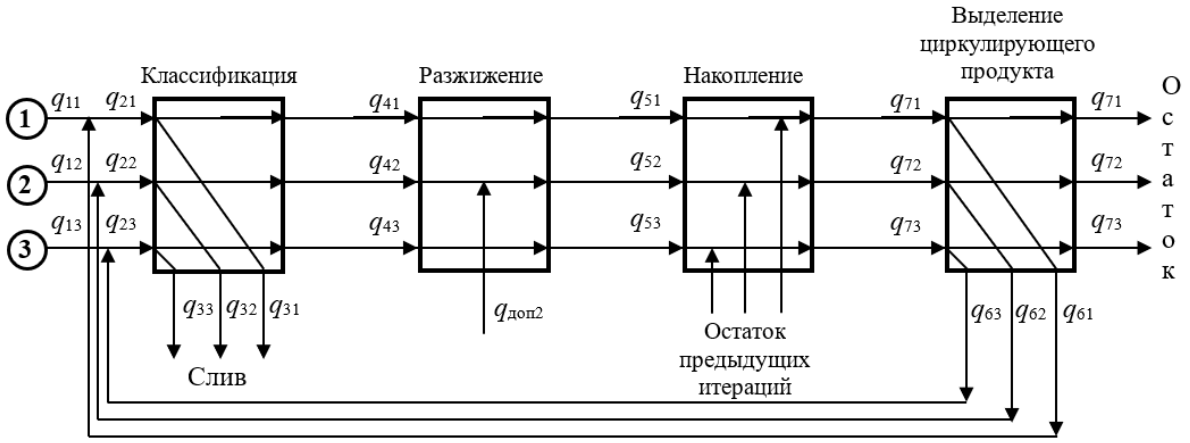


Рисунок 3. Декомпозиционная модель циркуляционной концентрации с разжижением песков:

1 – твёрдая фаза, кг/с; 2 – жидкая фаза, л/с; 3 – золото больше крупности разделения $d_{рц}$, мг/с

При моделировании в каждой итерации полученный остаток смешивается с остатком предыдущих итераций и с исходных питанием. Смешанный продукт направляется в операцию гидравлической классификации. В результате моделирования циркуляционной концентрации показано, что метод позволяет достигать высокой степени концентрации золота в накопленном остатке.

В связи с тем, что циркуляционная концентрация обеспечивает многократную циркуляцию разделяемого материала, она является эффективным промывочным аппаратом для труднопромывистых золотосодержащих россыпных руд, для которых известные методы промывки являются малоэффективными.

Экспериментальные исследования циркуляционной концентрации труднопромывистой россыпной руды показали, что для эффективного выделения золота и снижения потерь золота со сливом гидроциклона необходимо при расчёте гидроциклона крупность разделения $d_р$ принять в 3-3,5 раза ниже крупности частиц $d_{рц}$.

Например, для улавливания частиц золота в циркуляционном промывочном модуле крупностью $d_{рц}$=10 мкм необходимо выбрать гидроциклон, обеспечивающий разделение материала с $d_р$ в диапазоне 3,3-2,9 мкм.

Экспериментально установлено, что применение циркуляционной концентрации в технологии обогащения труднопромывистой золотосодержащей руды приводит к повышению извлечения золота в концентрат на 10-20%.

Полученные результаты свидетельствуют о том, что использование циркуляционной концентрации является эффективным методом получения обогащённого по благородным металлам продукта.

В целом, предложенный метод извлечения тонкого золота из труднопромывистых золотосодержащих руд и материалов открывает широкие возможности для повышения извлечения золота на обогатительных фабриках.

Circulating concentration is an effective method of processing hard–to-mine ores

Khamidulin I.Kh., Morozov Yu.P.

The patterns of gold circulation concentration are considered, and the potential for using this method to improve the efficiency of processing difficult-to-extract ores is assessed.

РАЗВИТИЕ ТЕХНОЛОГИИ РУЧНОГО ОТБОРА ПРОБ КРУПНОКУСКОВЫХ ПРОДУКТОВ

И.В. Лепилова

ООО «СВЭЛ-силовые трансформаторы», г. Екатеринбург, Российская Федерация

e-mail: me@lepilova.ru

Стандартами не регламентированы правила отбора проб продуктов с крупностью куска более 50 мм. Актуальна разработка единого подхода к ручному отбору проб крупнокусковых продуктов. Предложена методика отбора проб крупнокускового продукта с ленточного конвейера с учётом вовлечения в пробу крупного куска.

Опробование минерального сырья производится на всех горнодобывающих и горно-перерабатывающих предприятиях, на большинстве из которых широкое распространение

получило опробование продуктов крупностью от 100 до 300 мм с применением ручного отбора проб вследствие отсутствия возможности его механизации [1].

В действующих стандартах методология опробования продуктов крупностью более 50 мм отсутствует [2].

Опробование с применением ручного отбора проб характеризуется систематическими и случайными погрешностями на всех этапах: формирование пробного штабеля (опробование неподвижных массивов); отбор проб (от неподвижных и подвижных массивов); подготовка проб.

Погрешности, возникающие в результате непредставительного вовлечения или отсутствия вовлечения в пробу крупных кусков, оказывают влияние на результат определения массовой доли ценных компонентов и влажности продуктов, что подтверждается результатами, приведёнными в таблицах.

В таблице 1 приведено распределение массовой доли золота по классам крупности в золотосодержащих рудах трёх месторождений.

Таблица 1. Распределение массовой доли золота по классам крупности в золотосодержащих рудах

Наименование	Класс крупности, мм	Выход класса, %	Массовая доля Au, г/т
Месторождение 1	-300+150	44	2,9
	-150+50	18	3,7
	-50+6	26	4,2
	-6	12	4,3
Месторождение 2	-300+150	7	2,0
	-150+80	39	3,2
	-80	54	4,1
Месторождение 3	+50	26	4,0
	-50+6	43	13,7
	-6	31	19,4

В таблице 2 приведены результаты опробования золотосодержащих руд трёх месторождений по данным ручного опробования крупнокускового продукта и опробования пульпового продукта.

Таблица 2. Сравнительные результаты опробования золотых руд в крупнокусковом и пульповом виде

Наименование	Массовая доля Au, г/т		$\Delta_{отн}$,%
	ручное опробование	пульповое опробование	
Месторождение 1	4,3	3,6	19,4
Месторождение 2	4,1	3,6	13,9
Месторождение 3	16,1	13,0	23,8

В таблице 3 приведены результаты ручного опробования партий рудного сырья при отгрузке от поставщика и поступлении потребителю.

В условиях, когда ручной отбор проб крупнокусковых продуктов является вынужденным, возникает потребность в унифицированном подходе к выполнению данной операции [3]. Особую актуальность такой подход приобретает при опробовании на ленточных конвейерах (ЛК), учитывая отсутствие требований к отбору проб в стандартах [4]. Также следует учитывать, что отбираемая вручную проба должна иметь минимально возможную массу

(относительно требований стандарта к механизированному отбору с установленным критерием ширины полосы отбора $3d_{max}$) и при этом максимально достоверно отражать свойства опробуемого продукта.

Таблица 3. Результаты последовательного опробования партий рудного сырья

Наименование	Опробование при отгрузке от поставщика		Опробование при поступлении потребителю		$\Delta_{отн}$, %	
	массовая доля Ni, %	массовая доля Cu, %	массовая доля Ni, %	массовая доля Cu, %	массовая доля Ni, %	массовая доля Cu, %
Партия 1	9,95	35,9	12,02	18,1	18,8	65,9
Партия 2	12,97	26,3	11,65	20,5	10,7	24,8
Партия 3	11,75	23,4	11,13	16,9	5,4	32,3

Предложена методика ручного отбора точечных проб с ЛК, определяющая порядок вовлечения в пробу крупных кусков:

1. Максимальная крупность куска опробуемого продукта не более 300 мм.

2. Отбор точечной пробы выполняется ручным инструментом путём полного поперечного пересечения слоя продукта на ленте. Пересечение выполняется полосой фиксированной ширины с четко установленными границами. Для продукта с максимальной крупностью куска (d_{max}) ширина полосы отбора точечной пробы устанавливается $1{,}5d_{max.}$, но не менее 150 мм, что создает условия, при которых крупный кусок с большей вероятностью может оказаться в габаритах полосы отбора.

3. После остановки ленты определяется нахождение крупных кусков на обеих границах полосы отбора пробы (визуально).

3.1 Если крупный кусок/куски не попадает на границы отбора, то проба отбирается по установленным границам полосы отбора в соответствии с п. 2.

3.2 В случае, если происходит наложение границы полосы отбора на крупный кусок/куски предлагается два варианта отбора проб:

3.2.1 Точечная проба отбирается в своих исходных границах, а крупный кусок/куски, изначально оказавшийся в зоне наложения границ полосы отбора, извлекается из слоя опробуемого продукта для формирования отдельной точечной пробы с целью вовлечения части этого куска/кусков в точечную пробу (обеспечения учёта крупного куска в отбираемой точечной пробе). Сформированная отдельная точечная проба подвергается предварительной подготовке – дроблению и сокращению. Сокращение выполняется с фиксированной степенью равной 2, которая статистически соответствует средней доле крупного куска, отделяемой границей полосы отбора. Сокращённая часть отдельной точечной пробы объединяется с точечной пробой, после чего производится либо предварительная подготовка каждой объединённой точечной пробы, либо накопление всех объединённых точечных проб (за контрольный период) с последующей подготовкой в виде объединённой пробы [5].

3.2.2 Точечная проба отбирается с учётом смещения одной или обеих границ в направлении расширения полосы отбора до крайнего габарита куска максимального размера, находящегося на границе полосы отбора. Такое решение обеспечит вовлечение крупного куска/кусков в точечную пробу без необходимости формирования отдельной точечной пробы по п. 3.2.1. Данный вариант предусматривает увеличение массы отбираемой точечной пробы за счёт расширения границ полосы отбора, что, в свою очередь, является нарушением второго принципа правильного опробования [6]. Тем не менее, увеличение ширины полосы отбора позволит вовлекать в пробу крупные куски и обеспечит соблюдение первого принципа

правильного опробования. Такое принудительное увеличение массы точечной пробы не окажет существенного влияния на её качество за счёт дополнительного вовлечения, наряду с крупным куском, более однородного мелкого куска.

Если в результате смещения одной из границ полосы отбора пробы до крайнего габарита куска максимального размера, находящегося на границе полосы отбора, происходит наложение границы на находящийся рядом следующий крупный кусок/куски, это граница возвращается в исходное положение. Таким образом, точечная проба отбирается с учётом расширения одной границы и исходного положения второй границы с обеспечением вовлечения крупных кусков по п. 3.2.1 (формирование отдельной точечной пробы).

Если в результате смещения происходит наложение обеих границ на находящийся рядом следующий крупный кусок/куски, в этом случае отбор пробы производят в своих исходных границах в соответствии с п. 3.2.1.

В рамках одного контрольного периода возможно комбинирование всех вариантов отбора.

Предложенные варианты отбора точечной пробы отличаются по методологии, при этом обеспечивают сопоставимый по качественным показателям результат.

Представленная методика позволит систематизировать и унифицировать операцию ручного отбора проб крупнокусковых продуктов.

Список использованных источников

1. Козин В.З. Опробование крупнокусковых продуктов / В.З. Козин, А С. Комлев // ГИАБ. 2020. № 3-1. С. 410-421.
2. ГОСТ 14180-80. Руды и концентраты цветных металлов. Методы отбора и подготовки проб для химического анализа и определения влаги. М.: Издательство стандартов. 27 с.
3. Гальянов А.В. Организация градуировочных исследований средств непрерывного контроля качества руды на конвейерных магистралях обогатительных фабрик // Горно-технологические проблемы комплексного освоения недр. Екатеринбург: ИГД УРО РАН, 2003. С. 125-143.
4. Лепилова И.В. Применимость требований ГОСТ 14180-80 при отборе проб крупнокусковых продуктов на ленточных конвейерах // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: Материалы XXIX Международной научно-технической конференции. 2024. С. 106-112.
5. Лепилова И.В. Недостатки ручного отбора проб крупнокусковых продуктов // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: Материалы XXX Международной научно-технической конференции. 2025. С. 103-110.
6. Козин В.З. Опробование минерального сырья на обогатительных фабриках: учебн. для вузов; Урал. гос. горный ун-т. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2018. 208 с.

Development of manual sampling technology for large-piece products

Lepilova I.V.

The standards do not regulate the rules for sampling products with a piece size of more than 50 mm. The development of a unified approach to manual sampling of large-piece products is relevant. A method of sampling a large-piece product from a conveyor belt is proposed, considering the involvement of a large piece in the sample.

СТАБИЛИЗАЦИЯ ХИМИЧЕСКОГО СОСТАВА МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ В ПРОЦЕССЕ ВОССТАНОВИТЕЛЬНОГО ПЛАВЛЕНИЯ

М.В. Павлов[1], А.В. Линейцев[2], А.М. Жижаев[3], В.Ф. Павлов[1]

[1] ФИЦ «Красноярский научный центр», Сибирское отделение РАН
Институт космических технологий, г. Красноярск, Российская Федерация
[2] ФГБОУ ВО «Сибирский федеральный университет», Институт цветных металлов,
г. Красноярск, Российская Федерация
[3] ФИЦ «Красноярский научный центр», Сибирское отделение РАН,
Институт химии и химической технологии, г. Красноярск, Российская Федерация

e-mail: dep2@ist.krasn.ru

Рассмотрены вопросы стабилизации химического состава нетрадиционного минерального сырья в процессе глубокой восстановительной плавки, показана взаимосвязь глубины процессов восстановления железа и кремния, как основы формирования заданного химического состава обезжелезенной силикатной части расплава.

Разработка и применение безотходных технологий при переработке минерального и техногенного сырья, отходов горно-обогатительных комбинатов и золошлаков, содержащих в качестве основных компонентов соединения магния, марганца, кремния, алюминия, кальция, титана и другие, позволяет обеспечить высокую степень извлечения практически всех ценных элементов в товарную продукцию. Стабилизация химического состава расплава с целью полного использования расплавленной силикатной части для высокотехнологичной керамической продукции и металлической – для металлургической промышленности, приобретает сегодня первостепенное значение [1]. Накопленные за период разработки месторождений миллиарды т вскрышных пород, обеднение рудного сырья, отходы обогащения и силикатные промышленные отвалы предприятий металлургической, энергетической и химической промышленности порождают серьезные экологические проблемы, что заставляет рассматривать их как нетрадиционное минеральное сырьё (НМС).

Проблемы переработки НМС, связанные со сложным, непостоянным химическим и фазовым составом, наличием примесей соединений железа, титана и свободного оксида кальция, делают практически невозможным получение высоких качественных показателей готовой продукции, таких как: прозрачность, прочность, температура и термостойкость, долговечность на основе базовых (стандартных) технологических решений [2].

Создание требуемой кристаллографической структуры в каждом конкретном случае предполагает сложный многоступенчатый технологический процесс и использование в качестве исходных продуктов дорогостоящих чистых оксидных материалов или обогащенного сырья [3].

Разработанная авторами безотходная технология эффективного и глубокого извлечения из НМС соединений железа, связывание свободного оксида кальция, стабилизация химического и фазового состава, создание условий формирования заданных кристаллографических структур, содержит в себе следующие методические основы:

- глубокое восстановительное плавление сырья с разделением расплава на металлическую и силикатную части;

- специальная подготовка последней для образования вспененного продукта стабильного состава – пеносиликата (рисунок 1);

- использование скрытой теплоты кристаллизации при фазовом переходе 1-го рода «аморфное-кристаллическое состояние» пеносиликата для получения материалов с заданными свойствами и кристаллографическими структурами.

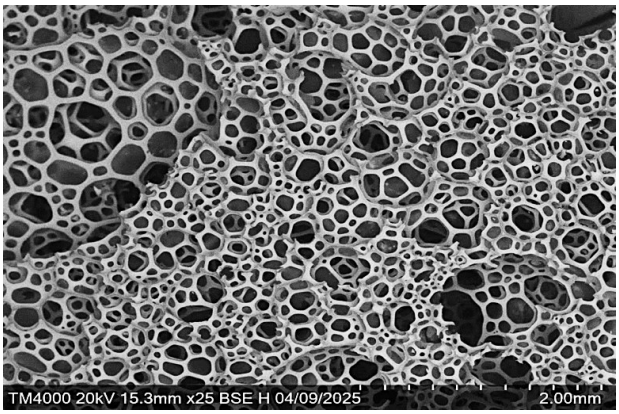


Рисунок 1. СЭМ изображение структуры пеносиликата

Преимуществом технологии является возможность регулирования химического состава расплава с выведением красящих окислов металлов в металлическую фазу в процессе восстановительного плавления.

Таким образом, нетрадиционное минеральное сырьё, подвергнутое глубокому восстановительному плавлению с разделением расплава на металлическую и силикатную часть, может быть использовано в качестве стабильного по химическому составу сырья без вредных примесей железа для получения оптически прозрачных стекол и высококачественной керамики. Кроме того, внедрение разработанных технологических решений при переработке НМС позволит решать актуальную проблему – снижение негативного воздействия отходов производства на окружающую среду.

Авторы выражают благодарность Красноярскому региональному центру коллективного пользования ФИЦ КНЦ СО РАН за проведение электронно-микроскопических исследований.

Список использованных источников

1. Павлов М.В., Павлов И.В., Линейцев А.В., Павлов В.Ф. Стеклокерамические материалы на основе хвостов обогащения свинцово-цинковых руд // Стекло и керамика. №12. 2016. С. 29-34.
2. Павлов В.Ф., Шабанов В.Ф. Комплексная пирометаллургическая переработка силикатного сырья и техногенных отходов // Экология и промышленность России. т. 22 №12. 2018. С. 14-18.
3. Мелконян Р.Г., Суворова О.В., Макаров Д.В. Опыт и перспективы использования отходов горнометаллургического комплекса для получения стёкол и стеклокристаллических материалов // Вестник Кольского научного центра РАН. №1(24). 2016. С. 81-87.

Stabilization of the chemical composition of mineral raw materials in the process of reducing melting

Pavlov M.V., Lineytsev A.V., Zhizhaev A.M., Pavlov V.F.

The questions of stabilization of chemical composition of unconventional mineral raw materials in the process of deep reductive melting are discussed, the interrelation of the depth of iron and silicon reduction processes is shown, both as a basis for the formation of a given chemical composition of the de-ironed silicate part of the melt.

ОЦЕНКА ВОЗМОЖНОСТИ ИЗМЕНЕНИЯ ВТОРИЧНЫХ ФАЗ ПРИ ДОБАВКЕ ИЗВЕСТНЯКА В ПЕРИОДИЧЕСКОМ РЕЖИМЕ, МОДЕЛИРУЮЩЕМ ПРОЦЕСС НЕПРЕРЫВНОГО АВТОКЛАВНОГО ОКИСЛЕНИЯ

В.А. Пучкина, Н.А. Кравченко
Nietz Technologies, Санкт-Петербург, Российская Федерация
e-mail: Puchkina-v@gidrometall.ru

Выполнены лабораторные исследования по подбору режима автоклавного окисления концентрата Пионер в периодическом режиме, моделирующем непрерывный процесс в присутствии известняка и без него, с целью изменения состава вторичных фаз и оценки их влияния на основные показатели переработки.

Введение. В настоящее время Покровский автоклавно-гидрометаллургический комплекс (ПАГК) перерабатывает золотосульфидные концентраты по технологии автоклавного окисления (АО). При её реализации в процессе вскрытия сульфидов происходит образование вторичных фаз, состав и свойства которых могут оказывать негативный эффект на основные показатели переработки. С целью снижения влияния образовавшихся вторичных фаз производят их растворение путём кондиционирования окисленной пульпы в течение 2,5 ч (продолжительность обусловлена параметрами действующего оборудования). Эта операция позволяет значительно снизить выход твёрдого и объем пульпы, подаваемой на цианирование, а также расход основных дорогостоящих реагентов (цианид и известь) и увеличить извлечение золота.

Однако на ПАГК в основном перерабатывают концентраты или их смеси, содержание мышьяка в которых составляет более 2%. Образующиеся при этом вторичные фазы (основные сульфаты и сульфоарсенаты железа) хорошо поддаются кондиционированию. При переработке концентратов с содержанием мышьяка менее 2% (концентрат Пионер), образующиеся в процессе автоклавного окисления вторичные фазы отличаются по свойствам и составу от вышеописанных. Поэтому при их переработке возникает ряд проблем.

Во-первых, образующиеся вторичные фазы активизируют процесс настылеобразования в автоклаве и линиях разгрузки материала. По этой причине индивидуальная переработка концентрата Пионер продолжительностью более чем 96 ч приводит к остановке автоклава и невозможности дальнейшего окисления без его очистки от настылей. Кроме того, для растворения образовавшихся вторичных фаз при кондиционировании окисленной пульпы требуется значительно больше времени, чем заложено на эту операцию текущей технологией переработки концентратов и возможностями оборудования ПАГК (2,5 ч). Неполное протекание кондиционирования приводит, в свою очередь, к снижению извлечения золота и повышенному расходу извести на цианировании. Поэтому переработка концентрата Пионер без шихтовки с другими видами сырья в рамках действующей технологии ПАГК невозможна.

Для решения вышеперечисленных проблем специалистами Nietz Technologies предложен технологический приём добавки известняка при автоклавном окислении концентрата Пионер с целью изменения состава и свойств образующихся вторичных фаз. Ранее было проведено лабораторное исследование по оценке возможности реализации предложенного технологического приёма, в рамках которого установлено, что добавка известняка не оказывает негативного влияния на основные параметры автоклавного окисления и позитивно сказывается на кинетике кондиционирования и расходе извести на цианировании.

Однако образующиеся в условиях периодического окисления вторичные фазы отличаются от тех, которые формируются в непрерывном режиме, поэтому в рамках данных лабораторных исследований осуществлён подбор параметров окисления, моделирующих непрерывный режим переработки и оценено влияние добавки известняка на изменение состава вторичных фаз и кинетику кондиционирования.

Исходным материалом для проведения лабораторных исследований являлся концентрат Пионер следующего состава: 23,8 г/т Au; 25 г/т Ag; 27% Fe; 29,8% $S_{общ}$; 0,1% $S(SO_4^{2-})$; 0,2% $C_{общ}$; 0,12% $C_{орг}$; 0,1% Cu. Крупность частиц загружаемого в автоклав концентрата: 83% -45 мкм; 97% -71 мкм.

Результаты и обсуждение. Несмотря на то, что в лабораторном автоклаве в полной мере невозможно смоделировать непрерывный процесс окисления, для наиболее точного масштабирования результатов лабораторных тестов АО был подобран периодический режим окисления, при котором состав конечных продуктов был аналогичен составу кека и раствора АО непрерывного режима.

Особенность окисления сульфидных концентратов в непрерывном режиме заключается в том, что поступающий в автоклав исходный материал сразу же контактирует с пульпой уже частично окисленного концентрата, в растворе которой присутствует H_2SO_4 и ионы Fe^{2+}. В периодическом (лабораторном) режиме окисление концентрата начинается в нейтральной среде с постепенной наработкой H_2SO_4 и ионов Fe^{2+}. Ввиду указанных различий кинетика окисления материала и образующиеся вторичные фазы могут значительно отличаться в лабораторном режиме по сравнению с непрерывным процессом, осуществляемым на ПАГК.

На рисунке 1 представлены результаты окисления концентрата Пионер без добавки известняка в периодическом режиме и режиме, моделирующем непрерывный процесс.

С целью моделирования непрерывного режима окисления в периодическом режиме в момент начала окисления осуществляли подачу синтетического раствора. Для исследуемой пробы концентрата был подобран оптимальный состав синтетического раствора, который обеспечивал концентрацию H_2SO_4 и Fe^{2+} на уровне 10 г/л и 5 г/л соответственно в жидкой фазе пульпы в первые минуты окисления.

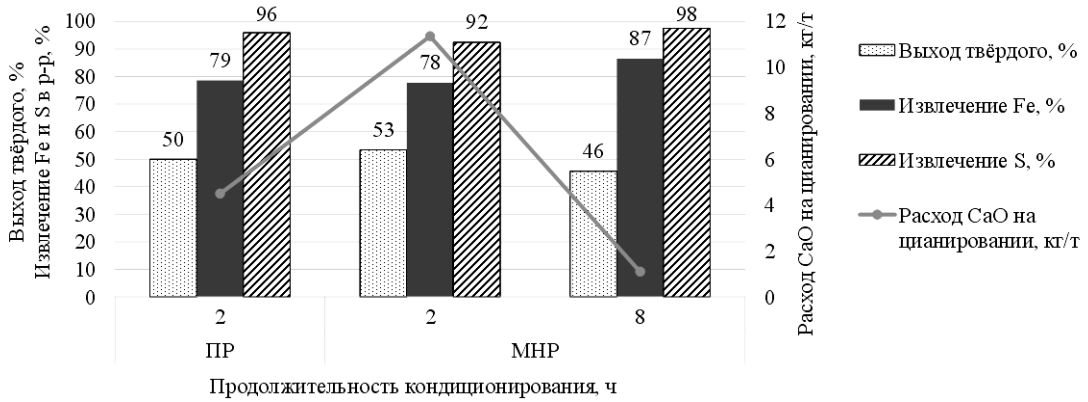


Рисунок 1. Показатели автоклавного окисления без добавки известняка в периодическом режиме (ПР) и режиме, моделирующем непрерывный процесс (МНР)

Из приведённых данных видно, что при одинаковой продолжительности кондиционирования (2 ч) выход твёрдого и расход извести на нейтрализацию остатка АО в модельном непрерывном режиме относительно периодического значительно выше, а извлечение железа и серы ниже. Для обеспечения более полного растворения вторичных фаз необходимо

увеличивать продолжительность кондиционирования до 8 ч, в результате чего снижается выход твёрдого и расход извести на нейтрализацию остатка АО. Увеличение продолжительности кондиционирования до 8 ч в рамках действующей технологии переработки на ПАГК невозможно, поэтому были проведены исследования с целью изменения состава вторичных фаз и снижения необходимого времени кондиционирования до 2 ч. Результаты исследований представлены на рисунке 2.

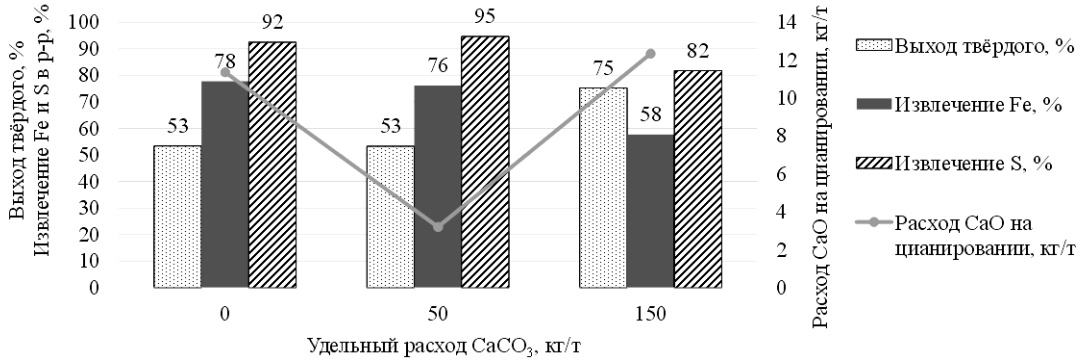


Рисунок 2. Показатели автоклавного окисления с добавкой известняка в режиме, моделирующем непрерывный процесс (кондиционирование в течение 2 ч)

Добавка 50 кг/т $CaCO_3$ привела к снижению расхода CaO на нейтрализацию остатка АО, при этом не увеличив выход твёрдого. Это может свидетельствовать об изменении состава вторичных фаз, образующихся в процессе окисления. На рисунке 3 представлены результаты расчёта рационального состава твёрдых остатков АО по содержанию оксидных и сульфатных форм железа. Из приведённых данных видно, что содержание сульфатных форм железа при окислении в режиме, моделирующем непрерывный процесс, относительно периодического увеличивается с 19 до 29%. При этом содержание оксидных форм железа снижается практически до 0%. Добавка известняка позволяет почти втрое снизить содержание сульфатных форм железа и увеличить количество оксидных форм на 12%. То есть изменение состава вторичных фаз при добавке известняка способствует снижению расхода извести при нейтрализации остатка АО и продолжительности кондиционирования с 8 до 2 ч.

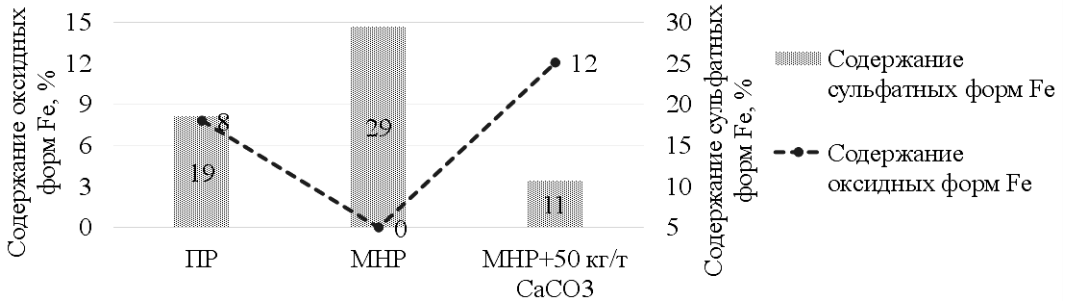


Рисунок 3. Рациональный состав остатков АО для периодического режима и режима, моделирующего непрерывный процесс, с добавкой $CaCO_3$ и без неё

Стоит отметить, что для всех выполненных опытов извлечение золота находилось на стабильно высоком уровне (99,4–99,7%), степень окисления сульфидной серы составляла более 99%. Оптимальный удельный расход добавки известняка составил 50 кг/т; увеличение её расхода до 150 кг/т положительного влияния на показатели переработки не оказало. Исследуемый технологический приём рекомендуется для последующего тестирования в рамках

полупромышленных и промышленных испытаний с целью подбора режима переработки концентрата Пионер с добавкой известняка, обеспечивающего снижение продолжительности кондиционирования, настылеобразования и расхода извести на нейтрализацию твёрдого остатка АО.

Possibility of change of secondary phases with limestone addition
in a periodic mode simulating the process of continuous pressure oxidation

Puchkina V.A., Kravchenko N.A.

Laboratory studies on selection of pressure oxidation mode of Pioneer concentrate in periodic mode, which simulates a continuous process, with limestone and without it, to change the composition of secondary phases and evaluate their effect on the main results of processing have been carried out.

ОСОБЕННОСТИ ДЕЗИНТЕГРАЦИИ КУСКОВЫХ РУДНЫХ ОБРАЗЦОВ В ПРОЦЕССЕ УДАРНОГО ДРОБЛЕНИЯ МНОГОКРАТНЫМИ ДИНАМИЧЕСКИМИ ДЕЙСТВИЯМИ

Е.С. Львов, А.И. Матвеев

ФГБУН ФИЦ «Якутский научный центр Сибирского отделения РАН»
Институт горного дела Севера им. Н.В. Черского, г. Якутск, Российская Федерация

e-mail: lvoves@bk.ru

В работе представлены результаты экспериментальных исследований по дезинтеграции руд многократными динамическими воздействиями, осуществляемых в дробилках ДКД-300 и ДАУ-250, направленных на изучение текстурных особенностей материала и формирование полимодальных распределений.

Селективное разрушение рудных материалов при дроблении определяется их текстурной неоднородностью и наличием зон с ослабленными механическими связями. Данная работа посвящена изучению закономерностей дезинтеграции кусковой руды при многократном динамическом воздействии. Цель исследования – установление взаимосвязи между параметрами дробления, текстурой материала и формированием полимодального гранулометрического состава, а также разработка метода оценки степени дезинтеграции.

Исследованиями по дезинтеграции рудных кусковых образцов в процессе ударного дробления многократными динамическими воздействиями, осуществляемых в дробилке ДКД-300, на примере золотосодержащих кварцевых руд, а также флюоритовых руд установлено, что разрушение совершается по межминеральным связям, на границе срастания минеральных фаз, благодаря чему происходит избирательное раскрытие полезных минеральных компонентов, золота до 47%, флюорита до 70%.

На аппаратах многократного динамического действия ДКД-300 и Дау-250 проведены экспериментальные исследования с целью выяснения характера гранулометрического распределения измельченных продуктов, образующихся в результате дезинтеграции кусковых рудных материалов. Эти эксперименты проводились на кварцевых рудах некоторых золоторудных месторождений с включениями сульфидных минералов, отличающиеся по характеру текстур. В результате проведённых работ при гранулометрическом распределении продуктов дробления данных дробилок наблюдается накопление материалов с образованием двух пиков

в области крупных и мелких классов. При этом характер полимодальности в гранулометрическом распределении усиливается при многоцикловом дроблении. Так на примере руд Нежданинского месторождения, которые характеризуется равномерным распределением сульфидных мономинеральных частиц, преимущественно в диапазоне размеров от -0,63 до 0,315 мм, при десятицикловом дроблении образовались два пика в классах крупности -1,6+1 и -0,63+0,315 мм. Наблюдаемая полимодальность объясняется присущими образцам руды физико-механическими свойствами, их текстурными характеристиками и избирательным выделением сульфидных мономинеральных фаз. Накопление материала в диапазоне размеров -1,6+1 мм соответствует среднему размеру прочных зерен кварцевой матрицы, устойчивых к заданному энергетическому воздействию, в то время как аккумулирование материала в диапазоне размеров -0,63+0,315 мм отражает накопление раскрытых сульфидных включений. Таким образом, в результате экспериментальных исследований установлено, что избирательное разрушение руд в зависимости от текстурных особенностей, имеют характер дезинтеграции, т.е. объемное разрушение рудных кусковых материалов по зонам с наиболее слабыми механическими связями и которые, более всего, проявляются при применении многократных динамических действий. В связи с чем, была предложена методика оценки степени дезинтеграции, основанная на разделении общего гранулометрического спектра на два компонента, мода логнормального распределения в области крупных фракций описываемая моделью Колмогорова, и мода в области мелких фракций, связанная с дезинтеграцией слабосвязанных зон. Степень дезинтеграции определяется как разность между площадью общего гранулометрического распределения и доли, подчиняющейся логнормальному закону распределения [3]. Разработанная методика позволяет определить склонность руды к дезинтеграции в применяемом аппарате дробления в зависимости от текстуры и крепости руды. Экспериментальными исследованиями по апробации методики определения степени дезинтеграции, установлена взаимосвязь степени дезинтеграции рудных образцов различной крепости по шкале М.М. Протодьяконова в аппаратах ударного действия ДАУ-250 и ДКД-300 со степенью дробления и удельным расходом энергии на дробление [4]. Данный показатель может применяться при обосновании выбора дробильного оборудования для рудных материалов различных составов и текстур.

Список использованных источников

1. Матвеев А.И., Львов Е.С., Заикина А.В. Особенности раскрытия золотосодержащих руд месторождения «Гурбей» ударными динамическими воздействиями // ФТПРПИ. 2021. № 2. С. 141–150. DOI: 10.15372/FTPRPI202102.
2. Матвеев А.И., Львов Е.С. Исследования раскрытия минералов флюорита в процессе ударного дробления осуществляемого в дробилке комбинированного действия ДКД-300 // ГИАБ. 2011. № 10. С. 259-263.
3. Матвеев А.И., Львов Е.С. Разработка методики определения степени дезинтеграции геоматериалов в процессе многократного ударного дробления // ФТПРПИ. 2020. № 2. С. 137-143. DOI: 10.15372/FTPRPI20200216
4. Матвеев А.И., Львов Е.С. Апробация методики определения степени дезинтеграции золоторудных образцов на аппаратах с ударным принципом работы ДАУ-250 и ДКД-300 // Транспортное, горное и строительное машиностроение: наука и производство. 2023. № 23. С. 189-196.

Features of disintegration of lumpy ore samples during impact crushing by multiple dynamic actions

Lvov E.S., Matveev A.I.

The paper presents the results of experimental studies on the disintegration of ores by multiple dynamic impacts carried out in the DKD-300 and DAU-250 crushers aimed at studying the textural features of the material and the formation of polymodal distributions.

ОЦЕНКА ДОСТОВЕРНОСТИ МЕТОДИКИ ЛАБОРАТОРНОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ МЕЖЧАСТИЧНОГО РАЗРУШЕНИЯ В РОЛЛЕР-ПРЕССЕ

Н.А. Махно, П.К. Федотов

ФГБОУ ВО «Иркутский национальный исследовательский технический университет», г. Иркутск, Российская Федерация

e-mail: MakhnoNA@mail.ru

Предложена методика лабораторного моделирования межчастичного разрушения медной руды. Выполнен сравнительный анализ лабораторного моделирования и продуктов HPGR, относительная погрешность гранулометрических характеристик и «рабочего индекса» Бонда не превышает 5%, а шлифы сульфидов (×200) показывают схожую сетку трещин.

Повышение энергетической эффективности и избирательное раскрытие рудных минералов остаются ключевыми задачами современной горно-обогатительной промышленности. Использование валковых прессов высокого давления (HPGR) в схемах измельчения может обеспечить экономию энергии на уровне 10–40% по сравнению с аналогичными схемами с применением SAG-мельниц [1]. В качестве лабораторной альтернативы объемным полупромышленным испытаниям предложена методика на основе испытательной капсулы межчастичного разрушения (ИКМР) и традиционных аппаратов, моделирующих различные рабочие зоны роллер-пресса.

Цель работы – показать, что полученный лабораторный продукт обладает схожими свойствами (в пределах погрешностей), с материалом, прошедшим промышленные испытания в HPGR. Для сравнения оценивались продукты, полученные после лабораторного моделирования объемного сжатия и материал, полученный после прогона в HPGR.

Моделирование межчастичного разрушения руды в лабораторных условиях с применением испытательной капсулы межчастичного разрушения (далее – ИКМР) представлено на рисунке 1 [2].

Ранее опубликованная методика предполагала двойное сжатие в испытательной капсуле межчастичного разрушения, но изготовление капсулы меньшего диаметра позволило достигнуть давления промышленного роллер-пресса (180-200 МПа) и исключить повторное сдавливание в гидравлическом прессе. Абсолютная и относительная погрешность продуктов составила 1,83 и 4,66% соответственно. Гранулометрическая характеристика продуктов представлена на рисунке 2.

В зоне –30+10 мм обе кривые идут полого [3], на каждом контрольном размере разница суммарного выхода не превышает 2%, по мере уменьшения размера (–10+3 мм) наблюдается лёгкое расхождение в пределах 4%, а на диапазоне –3+0,5 мм линии значительно сходятся,

подтверждая одинаковое дробление промежуточного класса. На всём тонком участке кривые практически «сливаются», при этом доля прошедшего через сито 0,074 мм достигает ~70% для обоих продуктов.

Таким образом, начиная с крупного класса –30 мм и вплоть до самого тонкого, распределения практически идентичны. Это количественно подтверждает, что оба способа объёмного сжатия формируют эквивалентный гранулометрический состав.

Для качественного подтверждения того, что одинаковая энергия приводит к схожему раскрытию сульфидов, были изучены шлифы отражённого света (×200). Отобраны поля зрения, где яркая сульфидная фаза покрывает ≥ 50% площади кадра, на рисунке 3 приведен пример трещиноватости сульфидов, полученных при лабораторном моделировании и при использовании HPGR.

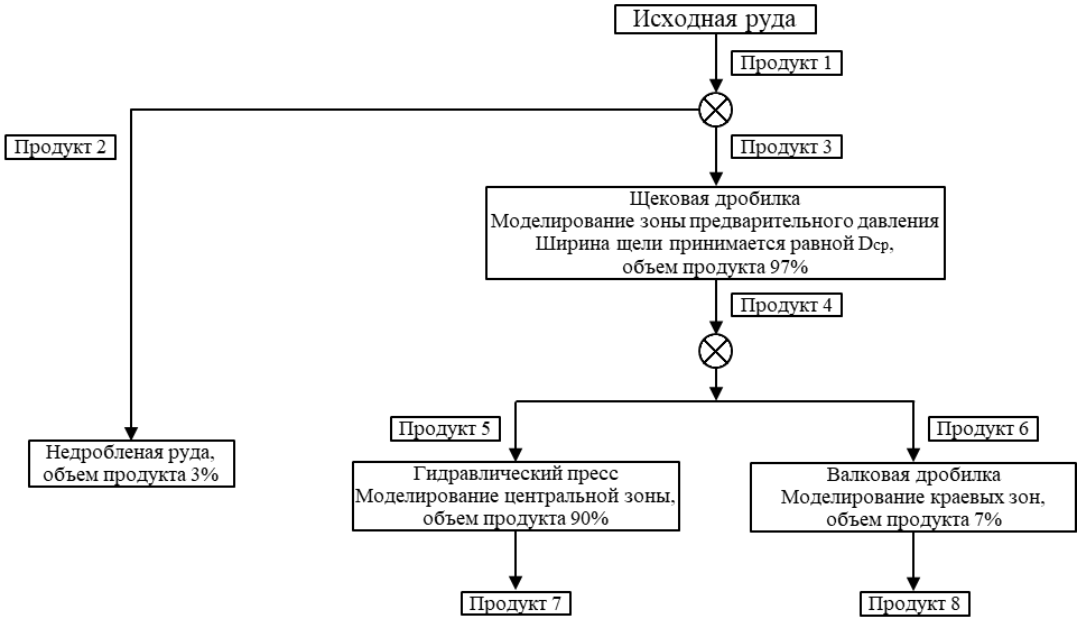


Рисунок 1. Схема рудоподготовки №1
(моделирование объемного разрушения с помощью традиционных аппаратов)

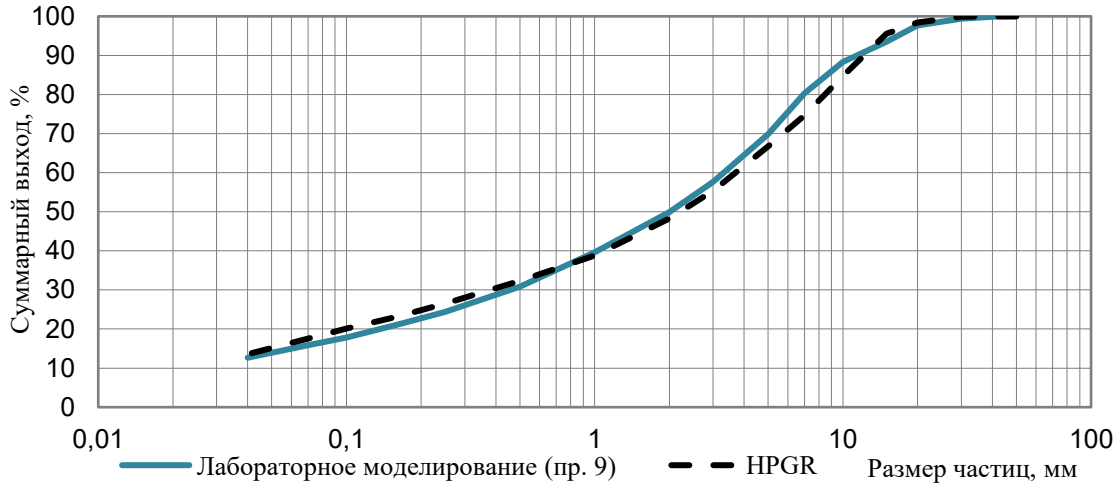


Рисунок 2. Гранулометрические характеристики суммарного выхода лабораторной установки и HPGR

Гранулометрический и микроскопический анализ показал, что методика позволяет формировать характер разрушения практически идентичный роллер-прессу. Чтобы убедиться, что это сходство проявляется и в практических энергозатратах [4], выполнено испытание «рабочего индекса» Ф. Бонда для всех трёх продуктов – исходной руды, лабораторной схемы и HPGR. Подробная методика расчёта, циклограмма и исходные табличные данные приведены в ранее опубликованном докладе.

Индекс Бонда для исходной руды составил 15,76 кВт·ч/т, после объёмного сжатия индекс Бонда падает на 2,57 кВт·ч/т для продукта, полученного путем моделирования и на 3,19 кВт·ч/т для HPGR-продукта. Разница между лабораторным и промышленным прессованием составляет 0,62 кВт·ч/т, относительная погрешность не превышает 4,93%.

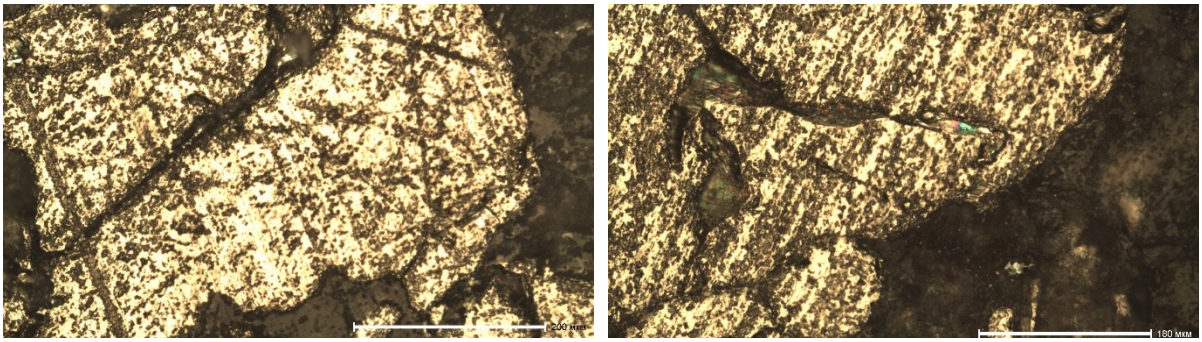


Рисунок 3. Раскрытие сульфидов при двухсоткратном увеличении продуктов лабораторной установки (слева) и роллер-пресса Köppern (справа)

Гранулометрические кривые продукта, полученные по предложенной методике, показывают высокую степень сходимости с кривыми HPGR, абсолютная и относительная погрешность продуктов составила 1,83 и 4,66% соответственно. Микроскопия показала одинаковую плотность и размер трещин по сульфидным зернам, что косвенно свидетельствует о равном раскрытии сульфидов. «Рабочий индекс» Бонда снизился с 15,76 до 13,19 кВт·ч/т для лабораторной установки и до 12,57 кВт·ч/т для HPGR, разница 0,62 кВт·ч/т лежит в пределах повторяемости теста и погрешностях. Предложенная методика имитирует работу промышленного роллер-пресса в пределах погрешностей и может использоваться как быстрая, малозатратная модель при технико-экономической оценке применимости роллер-пресса на медных рудах.

Следующим шагом исследования станет серия флотационных испытаний, призванная проверить, как зафиксированная степень раскрытия материала влияет на фактическое извлечение меди.

Список использованных источников

1 Бурхадт Э., Кесслер М. Применение валковых дробилок высокого давления в горноперебатывающей промышленности // Горный журнал. 2014. №11. С. 26-30.
2 Федотов П.К. Эффективность разрушения руды с использованием традиционной технологии рудоподготовки в сравнении с применением объемного разрушения руды // ГИАБ. 2013. № 4. С. 309-318.
3 Liu L., Tan Q., Liu L. et al. Comparison of grinding characteristics in high-pressure grinding roller and jaw crusher // Physicochemical Problems of Mineral Processing, 53 (2) (2017) 1009-1022.
4 Morrell S. Predicting the specific energy of autogenous and semi-autogenous mills from small-diameter drill-core samples // Minerals Engineering, 17 (4-5) (2004) 447-451.

Assessment of the reliability of the methodology
of laboratory modelling of interparticle fracture in a roller press

N.A. Makhno, P.K. Fedotov

The methodology of laboratory modelling of interparticle fracture of copper ore is proposed. A comparative analysis of laboratory modelling and HPGR products is performed, the relative error of granulometric characteristics and Bond's 'working index' does not exceed 5%, and sulphide slides (×200) show a similar fracture network.

ИМИТАЦИОННАЯ МОДЕЛЬ ЦЕНТРОБЕЖНОЙ ДРОБИЛКИ

А.И. Афанасьев, В.В. Зубов, В.Я. Потапов, В.В. Потапов, А.А. Чиркова
ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Российская Федерация
e-mail: 2c1@inbox.ru

Предложена математическая модель определения параметров центробежных дробилок и расчета степени дробления различных по крепости горных пород.

Конструктивное исполнение машин для дробления и измельчения горной породы определяется способом разрушения, который в свою очередь зависит, от необходимой крупности дробленого продукта. В горной промышленности РФ нашли применение центробежные одноротрные – типа ДЦ дробилки (мельницы), разрушение материала в которых происходит ударом. Одним из недостатков этих машин является их относительно низкая эффективность, которую оценивают степенью дробления. Степень дробления свободным ударом кусков крепких горных пород третьего и меньше классов дробимости по Л.И. Барону меньше пяти. Увеличение степени дробления в ударных дробилках, осуществляется повышением скорости удара, что одновременно влечет за собой увеличение затрат энергии.

Изучением энергопотребления при разрушении горных пород в XX веке с 40-х годов по настоящее время занимались ряд ученых: Андреев С.Е., Барон Л.И., Белов Н.Н., Kick F., Кирпичев В.Л., Кубачек В.Р., Левенсон Л.Б., Ревнивцев В.И., Rittenger P.R., Ржевский В.В., Саитов В.И., Сиденко П.М., Чантурия В.А. и др. Отмечается, что из-за большой сложности рассматриваемой задачи ни одна из предложенных формул для расчета работы, затрачиваемой на измельчение, не получила широкого применения. В связи с этим, повышение эффективности работы центробежной мельницы, является актуальной задачей.

В ФГБОУ ВО УГГУ были произведены эксперименты по дроблению различных горных пород на опытно-промышленной центробежной мельнице, в результате которых установлено, что необходимая энергия для разрушения куска горной породы свободным ударом зависит от его размеров и нелинейно увеличивается с уменьшением его диаметра.

На рисунке 1 приведена зависимость степени дробления песчанистого известняка (класс породы по дробимости – четвертый, V=5,4 см^3; $\sigma_{сж}$=92 МПа; ρ=2,75 т/м^3) от эквивалентного диаметра при различных скоростях удара.

На рисунке 2 приведены графики зависимости степени дробления горных пород различной крепости (дробимости) от удельной энергии: ряд 1 – мрамор (VI кл.); ряд 2 песчаник (Vкл.); ряд 3 – известковый доломит (III кл.); ряд 4 – диоритовый порфирит (II кл.).

Графики на рисунках 1 и 2 показывают, что для всех классов по дробимости горных пород выполняется линейная зависимость степени дробления: от эквивалентного диаметра; от отношения кинетической энергии куска к его массе, причем с увеличением удельной энергии возрастает степень дробления.

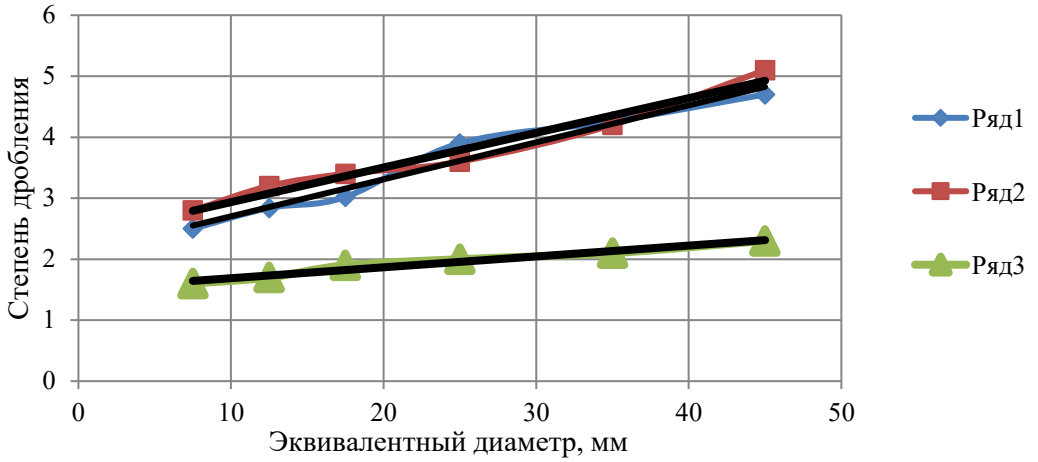


Рисунок 1. Зависимость степени дробления песчанистого известняка от эквивалентного диаметра кусков:
Скорость удара, м/с: ряд 1 – 48,3; ряд 2 – 59,2; ряд 3 – 24,4

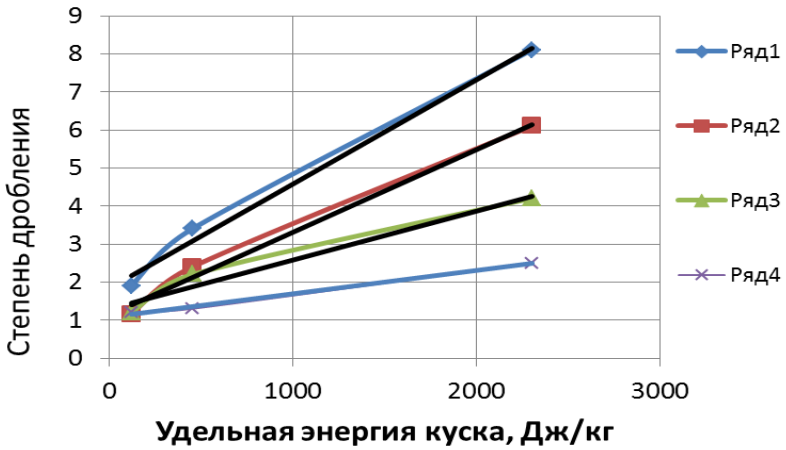


Рисунок 2. Зависимости степени дробления различных по крепости горных пород от удельной энергии

Борщев В.Я. предлагает определять критический диаметр куска в зависимости от допускаемых напряжений на растяжение и скорости удара, что противоречит результатам дробления горных пород. На основании экспериментальных исследований делается вывод, с которым, по нашему мнению, нельзя не согласиться: «*определить энергию, расходуемую на разрушение куска, исходя из классической теории удара практически невозможно*». Следует учитывать, что размеры кусков и их физико-механические характеристики (плотность и коэффициент трения) являются случайными величинами. Поэтому получить однозначное значение степени дробления для конкретных значений конструктивных и режимных параметров рабочего органа невозможно.

Нами предлагается следующий подход определению параметров центробежных дробилок, который заключается в следующем:

1. Определяются физико-механические параметры горной породы: размеры кусков, их крепость и дробимость, плотность, коэффициенты трения.

2. По заданной производительности находятся конструктивные параметры рабочего органа: наружный (r_{12}) и внутренний (r_{22}) радиусы разгонной лопасти (параметры корректируются после расчета).

3. Определяются радиальная (V_r), окружная ($V_{0)}$ и абсолютная скорость (V) движения куска при «сходе» его с разгонной плоскости.

4. Определяется зависимость степени дробления от средневзвешенного диаметра куска его и удельной энергии для конкретной горной породы с детерминированными коэффициентами крепости и трения.

5. По предлагаемому алгоритму (с учетом случайности входных в алгоритм параметров) уточняется степень дробления и параметры рабочего органа и его скорость вращения.

Для проверки адекватности методики расчета реальному процессу на центробежной дробилке произведено несколько дроблений горных пород. В частности, при дроблении марганцевой руды получены следующие результаты:

r_{12}=0,25 м; r_{11} =0,1 м; $V_0= r_{12}\,\omega^2$ =85 м/с; $i_{ср}$=10,1; $i_{расч}$=10,8; V= 102,4 м/с.

Относительное расхождение результатов расчета и эксперимента равно 7%.

Предложенная математическая модель центробежной дробилки, реализующей разрушение горной породы свободным ударом, адекватно отражает рабочий процесс дробления.

Simulation model of centrifugal crusher

Afanasyev A.I., Zubov V.V., Potapov V.Y., Potapov V.V., Chirkova A.A.

A mathematical model for determining the parameters of centrifugal crushers and calculating the degree of crushing of rocks of different strength is proposed.

НОВЫЕ ВИДЫ МЕЛЮЩИХ ТЕЛ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ РУДОПОДГОТОВКИ НА ЗИФ

С.Е. Горбачев[1], Т.В. Чекушина[1,2], О.Е. Горлова[2]

[1] ФГАОУ ВО «Российский университет дружбы народов им. Патриса Лумумбы», Москва, Российская Федерация

[2] ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова» РАН, Москва, Российская Федерация

e-mail: geotech-2003@mail.ru

Представлены результаты промышленных испытаний новой формы тел для измельчения рудных материалов – энергоэффективных тел «Reloe-M1.1». Испытания проводились в условиях переработки золотосодержащей руды с высоким содержанием кварцита на обогатительной фабрике в Иркутской области. Показано, что за счёт особенностей геометрии и структуры инновационные тела обеспечивают прирост производительности и снижение энергозатрат, а также демонстрируют устойчивость к износу и равномерную работу на протяжении длительного времени.

Современная практика измельчения минерального сырья в шаровых мельницах восходит к середине XIX века, когда в США начали применять сферические тела для переработки руд. С тех пор форма тел практически не изменилась, несмотря на рост требований к энергоэффективности, износостойкости и производительности. Технологическое развитие достигло своего предела в рамках существующей геометрии, что делает необходимым поиск новых инженерных решений. Одним из таких решений стала разработка тел «Reloe» – нестандартной геометрии, направленной на интенсификацию процессов разрушения материала при снижении энергетических затрат.

Инновационные тела «Reloe-M1.1» представляют собой конструкцию, состоящую из четырёх сегментов сферы с совокупной поверхностью, превышающей аналогичный показатель сферического тела на 9%. Особенность формы заключается в наличии двенадцати граней с углами 120°, что обеспечивает оптимальный баланс между ударной прочностью и разрушительной способностью. Такое геометрическое решение позволяет более агрессивно воздействовать на твёрдые включения в руде, особенно в условиях высокой абразивности. При этом тела сохраняют необходимую массу (около 1,01 кг) и компактность, что способствует их технологической универсальности.

Промышленные испытания проводились на производственной площадке компании «GV GOLD» в Иркутской области. В качестве исследуемого материала использовалась золоторудная масса с содержанием кварцита до 65% и общей твёрдостью до 7 баллов по шкале Мооса. Это обеспечивало модельные условия для оценки эффективности измельчающих тел при максимальной абразивной нагрузке. Оборудование включало две идентичные барабанные мельницы китайского производства (MQG 1530) с диаметром 1,5 м и длиной 3,5 м, каждая из которых была оснащена приводом мощностью 75 кВт и футеровкой толщиной 35 мм. Измельчение проводилось по мокрому режиму с загрузкой руды фракцией до 25–30 мм.

Для обеспечения корректного сравнения одна из мельниц была загружена традиционными сферическими телами, а другая – телами «Reloe-M1.1». Несмотря на то, что загрузка мельницы с инновационными телами была на 12,5% меньше по массе (около 32% объёма против 45–50% у контрольной группы), полученные результаты продемонстрировали не только сравнимую, но и превосходящую эффективность. По результатам ситового анализа было установлено, что производительность по классу -0,071 мм у мельницы с телами «Reloe» была на 9,63% выше.

Контроль за износом и геометрией тел в процессе эксплуатации проводился в несколько этапов: после 50, 206 и 444 ч непрерывной работы. Особое внимание уделялось стабильности формы, снижению массы и характеру поверхностных изменений. Анализ показал, что тела «Reloe» демонстрируют равномерный износ, без локальных разрушений или деформаций. После 206 ч работы в условиях высокой абразивной нагрузки тела потеряли в массе всего 0,131 кг, при этом сохранив обтекаемую форму и рабочую геометрию. Двойные грани, первоначально служившие ударными элементами, трансформировались в округлые кромки, плавно переходя в режим более мягкого размола.

Одной из особенностей инновационных тел является их более высокая компактность при эквивалентной массе. Было установлено, что при одинаковом объёме барабана тела «Reloe» позволяют увеличить количество рабочих единиц на 10% по сравнению со сферическими аналогами. Это открывает возможность дальнейшего роста производительности за счёт более плотной загрузки без необходимости увеличения общей массы измельчающих тел.

Результаты промышленных испытаний подтвердили, что за счёт рациональной формы и адаптации к условиям твёрдой абразивной среды тела «Reloe» позволяют снизить энергопотребление процесса измельчения более чем на 40%. В совокупности с приростом производительности это даёт существенные экономические преимущества, особенно в условиях массовой переработки руды с высоким уровнем износа оборудования.

Таким образом, можно констатировать, что тела «Reloe» представляют собой технологически обоснованную альтернативу традиционным формам измельчающих тел. Их внедрение способно не только снизить удельные издержки на переработку минерального сырья, но и повысить устойчивость оборудования к износу, а также продлить межремонтные интервалы в условиях интенсивной эксплуатации. В перспективе дальнейшие исследования должны быть направлены на оптимизацию режима загрузки с учётом компактности тела и возможности масштабирования полученных эффектов в промышленных системах измельчения.

New types of grinding media for increasing the efficiency of ore preparation at gold recovery plants

Gorbachev S.E., Chekushina T.V., Gorlova O.E.

This article discusses of industrial tests of a new shape of bodies for grinding ore materials — energy-efficient bodies «Reloe-M1.1». The tests were carried out under conditions of processing gold-bearing ore with a high quartzite content at a processing plant in the Irkutsk region. It is shown that due to the features of geometry and structure, innovative bodies provide an increase in productivity and a decrease in energy costs, and also demonstrate wear resistance and uniform operation over a long period of time.

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ОБЕСШЛАМЛИВАНИЯ ТРУДНООСВЕТЛЯЕМЫХ САПОНИТСОДЕРЖАЩИХ ОБОРОТНЫХ ВОД АЛМАЗОИЗВЛЕКАЮЩИХ ФАБРИК МЕТОДОМ ИХ ПОСЛОЙНОГО ЗАМОРАЖИВАНИЯ И ОТТАЙКИ

А.Ю. Масанов

ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр
им. академика Н.В. Мельникова РАН», Москва, Российская Федерация

e-mail: masanovayu@alrosa.ru

Разработан способ повышения эффективности обесшламливания трудноосветляемых сапонитсодержащих оборотных вод алмазоизвлекающих фабрик методом их послойного замораживания и оттайки, позволяющий в период оттайки получать 0,8 млн м^3 осветленной воды с одного квадратного километра поверхности хвостохранилища, содержащей твердых частиц менее 1 г/л, что обеспечивает сохранение высоких технологических показателей процессов извлечения алмазных кристаллов и экологическую безопасность эксплуатации хвостохранилища.

Архангельская алмазоносная провинция, расположенная на территории Приморского района Архангельской области, по своим запасам является второй после месторождений Западной Якутии сырьевой базой России. Основным и крупнейшим в данной провинции является месторождение им. М.В. Ломоносова, в котором по данным исследований, содержится более 60% ювелирных кристаллов. Алмазные кристаллы месторождения им. М.В. Ломоносова характеризуются высоким качеством, однако включающие их породы в отличие от коренных кимберлитов практически полностью представлены глинистыми смектитовыми

минералами типа сапонита, содержание которых по данным геологических исследований практически не изменяется с глубиной залегания рудного материала.

Основная проблема присутствия сапонитовых глин в месторождении заключается в их способности создавать свойства оборотной воды, не позволяющие использовать ее в технологических циклах переработки алмазосодержащего материала в схеме обогатительной фабрики без предварительного удаления из объёма водной фазы твердых взвешенных частиц.

Отсутствие способности к эффективному естественному осаждению глинистых сапонитовых частиц в объёме действующего хвостохранилища делает невозможным организацию качественного оборотного водоснабжения и обеспечение технологических процессов переработки алмазосодержащего материала водой с необходимыми физико-химическими параметрами, в том числе по содержанию в ней твердых частиц.

При увеличении количества взвешенных частиц в водной фазе, особенно в зимний период, вместо необходимого объёма – 2200 $м^3$/ч при содержании взвешенных частиц не более 20 г/л; фактическая подача воды составляет 1600-1650 $м^3$/ч при содержании взвешенных частиц в диапазоне 150-250 г/л.

Опытом работы обогатительного комплекса установлено значительное снижение эффективности работы технологической схемы измельчения и последующего обогащения на оборотной воде с содержанием твердого более 20-50 г/л при фиксированных максимальных потерях алмазных кристаллов и значительном увеличении потерь ферросилиция с хвостами тяжелосредной сепарации.

В эти периоды для сохранения работоспособности и требуемых технологических показателей обогатительная фабрика вынуждена добавлять недостающую чистую воду из системы карьерного водоотлива

Данный факт приводит к необходимости использования в технологическом процессе дополнительных объёмов чистой воды из внешних источников и, соответственно, увеличению количества дебалансовой воды в общем объёме хвостохранилища.

Для соблюдения требований безопасной эксплуатации хвостохранилища и обеспечения необходимых технологических показателей обогащения разработаны и апробированы в промышленных условиях технические решения, позволяющие обеспечить эффективное осветление сапонитсодержащей хвостовой пульпы с выделением тонких глинистых частиц в отдельный продукт.

По результатам выполненных опытно-промышленных испытаний решением технического совета к промышленным испытаниям и последующей реализации был рекомендован метод послойного последовательного замораживания и оттайки оборотной сапонитсодержащей воды в естественных условиях с использованием отдельных карт хвостохранилища.

В качестве материала исследований в промышленных испытаниях была использована реальная оборотная сапонитсодержащая водная система хвостохранилища обогатительной фабрики АО «Севералмаз» с исходным содержанием твердого 180-200 г/л. Заполнение опытной карты проводилось периодически, методом послойного замораживания, при котором каждый новый слой воды толщиной 20 см заливали на полностью замороженный предыдущий слой. Образцом для сравнения при оценке конечных результатов служили аналогичные показатели реальной оборотной воды хвостохранилища.

В условиях действующего хвостохранилища ОФ АО «Севералмаз» результатами сравнительных испытаний методов естественного замораживания и с использованием послойного замораживания была установлена эффективность второго варианта, позволяющего

получить ледяной массив с толщиной до 2 м при аналогичном показателе в условиях естественного замораживания в хвостохранилище – 0,67 м.

В период оттайки вышеуказанных объёмов замороженной оборотной сапонитсодержащей воды установлено, что применение метода замораживания и оттайки в условиях эксперимента позволило получить слой осветлённой воды в опытном отсеке около 0,3-0,5 м, а в реальных условиях действующего хвостохранилища в этот же период – 0,1-0,15 м.

При удалении осветленной воды из отсека устанавливается четкая граница разделения ее с уплотненным осадком, содержащим твердую фазу от 180 до 300 г/л (в условиях эксперимента), что свидетельствует о возможности организации вывода жидкой фазы с содержанием твердого менее 1 г/л с поверхности осадка, образованного после процесса оттаивания замороженного объёма оборотной воды в карте реального хвостохранилища.

Таким образом, результатами промышленных испытаний была подтверждена технологическая эффективность апробированного криогенного метода обработки оборотной воды хвостохранилища, обусловленная:

- соотношением толщины осветленного слоя воды (<1 г/л твердого) к исходному объёму замороженной оборотной воды, равным 0,5:1, что обеспечивает возможность получения постоянного количества осветленной воды, равной 50% от образованной толщины льда;

- глубиной осветленного методом замораживания слоя воды, составляющей в условиях эксперимента в опытных отсеках – 30-50 см, а в реальных условиях действующего хвостохранилища – 10-15 см.

Получение стабильного количества осветленной воды с содержанием твердого менее 1 г/л дает возможность использовать ее для разбавления части исходной оборотной воды до значений содержания твердого, принятых допустимыми к использованию в процессах обогащения действующей фабрики (20-50 г/л), что позволит сократить затраты на реализацию разработанной технологии осветления сапонитсодержащей воды хвостохранилища ОФ АО «Севералмаз».

Реализация разработанной технологии предложена по схеме, приведенной на рисунке 1 на примере опытного отсека.

Результатами выполненных расчетов установлено, что при всех значениях исследуемых скоростей перекачки водной системы степень устойчивости осадка составляет 100%. При этом перекачка осветленного слоя воды не приводит к его загрязнению.

Выполнена предварительная оценка затрат на реализацию разработанной технологии в условиях хвостохранилища ОФ №1 «Севералмаз», согласно которой ориентировочная операционная стоимость обработки 1 $м^3$ оборотной воды составляет 6,35 руб.

Технические рекомендации на реализацию криогенного метода послойного замораживания сапонитсодержащей оборотной воды для ее осветления в действующем хвостохранилище разработаны для условий использования новой намывной карты №4), работы по запуску в эксплуатацию которой в настоящее время проводятся на территории хвостового хозяйства ОФ АО «Севералмаз», с учетом результатов опытно-промышленных испытаний и установленных климатических условий региона.

Рассмотренный и принятый на техническом совете вариант применения схемы послойного вымораживания оборотной воды в условиях промышленного использования карты №4 ХХ ЛГОК (площадь 2,4 $км^2$) включает в себя возможность реализации схемы вымораживания как на сухую поверхность карты хвостохранилища, так и на поверхность приморожденной пульпы (льда).

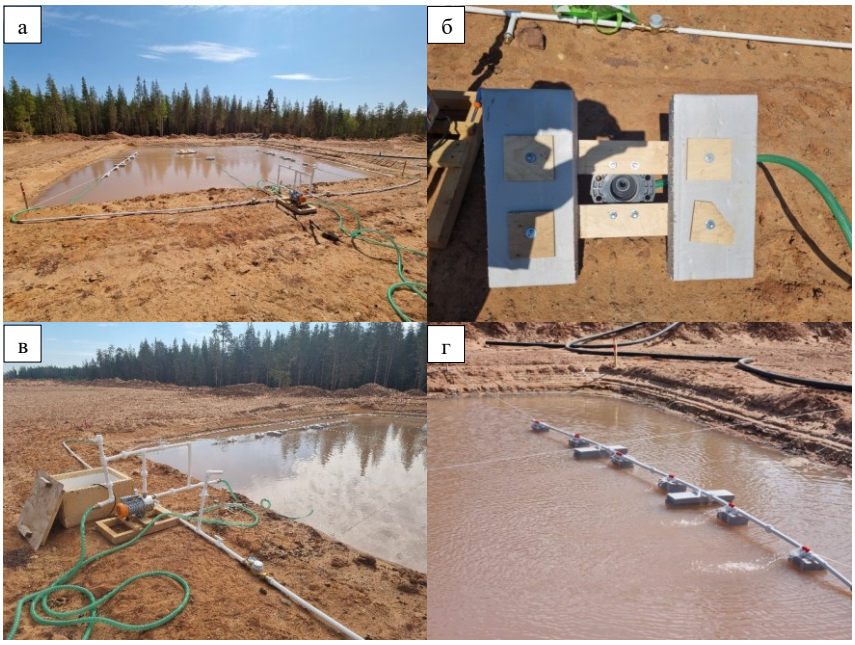


Рисунок 1 – Внешний вид системы откачки осветленной воды из отсека после процесса замораживания-оттайки:
а – общий вид в опытном отсеке, б – водоприемный колодец,
в – самовсасывающий насос, г – распределительный коллектор

Предложение по генерации замороженного слоя пульпы на поверхность льда имеет преимущество использования в условиях уже действующей карты хвостохранилища. В данном варианте реализация технологии осветления сапонитсодержащей оборотной воды методом ее последовательного послойного замораживания и последующей оттайки предусматривается подачей водных слоев оборотной воды на замерзший поверхностный слой карты №4 из объёма этой же карты №4.

Разработаны варианты вывода осветленной воды из карты №4 для последующего использования в технологических процессах обогатительной фабрики, обеспечивающие вывод из схемы водооборота дебалансовых объёмов воды:

вариант 1 – вывод чистой воды из карты и подача в магистраль, насосную станцию и на фабрику без смешивания с оборотной водой;

вариант 2 – вывод чистой воды из карты и подача в магистраль, насосную станцию и на фабрику после предварительного смешивания с оборотной водой.

Реализация предложенной технологии позволит: продлить срок обеспечения обогатительной фабрики качественной оборотной водой; сократить объём дополнительной чистой воды, используемой для разбавления оборотной воды в отдельных процессах сепарации алмазосодержащего материала (вывести из схемы водооборота дебалансовые объёмы воды); понизить уровень в основных картах хвостохранилища за счет откачки воды на послойную заморозку.

Оформлен акт использования разработанной технологии в промышленных условиях после запуска карты №4 в эксплуатацию (с полным ее заполнением оборотной водой) с подачей слоев воды для замораживания на замерзший поверхностный слой карты №4 из объёма этой же карты.

Новизна разработанных технических решений подтверждена результатами патентных исследований, на основании которых рекомендовано оформление заявки на получение соответствующего патента.

Improving the efficiency of desliming difficult-to-clarify saponite-containing circulating waters of diamond-extracting plants by the method of their layer-by-layer freezing and thawing

Masanov A.Yu.

A method has been developed to increase the efficiency of desliming difficult-to-clarify saponite-containing circulating waters of diamond-extracting plants by layer-by-layer freezing and thawing, which allows obtaining 0.8 million cubic meters of clarified water from one square kilometer of the tailings storage surface during the thawing period, containing solid particles less than 1 g/l, which ensures the preservation of high technological indicators of diamond crystal extraction processes and the environmental safety of tailings storage operation.

ИССЛЕДОВАНИЯ ВЛИЯНИЯ РЕАГЕНТОВ-РЕГУЛЯТОРОВ НОВЫХ КЛАССОВ НА УСТОЙЧИВОСТЬ СПЕКТРАЛЬНО-КИНЕТИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК ЛЮМИНОФОРСОДЕРЖАЩИХ МОДИФИКАТОРОВ АЛМАЗОВ*

Ю.А. Подкаменный[1,2], А.В. Иванов[1,3], А.Л. Самусев[1], А.С. Тимофеев[1]

[1] ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН», Москва, Российская Федерация

[2] Политехнический институт (филиал) ФГАОУ ВО «Северо-Восточный федеральный университет им. М.К. Аммосова», г. Мирный, Российская Федерация

[3] Институт «Якутнипроалмаз» АК «АЛРОСА» (ПАО), г. Мирный, Российская Федерация

e-mail: mirniy.yuriy@mail.ru

Дано обоснование механизма действия и теоретические положения выбора реагентов для подавления закрепления люминофорсодержащей композиции на гидрофобных минералах кимберлита. Предложено применить реагенты – диспергаторы, содержащие функциональные группы, склонные к закреплению на Ca–Mg центрах в кристаллической решетке минералов кимберлита или органические функциональные группы, склонные к координационным взаимодействиям.

Для решения проблемы извлечения алмазов с аномальными параметрами сигнала люминесценции специалистами ИПКОН РАН, МПТИ (ф) СВФУ, «Якутнипроалмаз» и НИГП АК «АЛРОСА» предложен метод повышения эффективности действующих схем рентгенолюминесцентной сепарации, основанный на применении люминесцирующих веществ, способных избирательно закрепляться на поверхности алмазов и корректировать параметры их светимости [1, 2]. Применение люминофоров для корректировки параметров сигнала люминесценции имеет большой потенциал благодаря возможности широкого выбора химических соединений, обладающих свойствами рентгено- или фотолюминесценции [3, 4].

* ***Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда (https://rscf.ru/), проект № 25-17-00009.***

К таким реагентам следует отнести соду, жидкое стекло, фосфаты, фосфонаты и, в ряде случаев, сульфаты. Очевидным преимуществом таких реагентов является малое взаимодействие с поверхностью алмаза. Так же целесообразно применение органических полимеров с анионо- или катионоактивными группами и центрами, которые проявляют адсорбционную активность и эффективны как гидрофилизаторы по отношению к минералам кимберлита вследствие интенсивной адсорбции на границе слоев кремнекислородных тетраэдров природно-гидрофобных слоистых алюмосиликатов [5].

С использованием визиометрического метода определения поверхностной концентрации люминофоров на минералах произведен выбор реагентов для подавления закрепления люминофорсодержащей композиции на гидрофобных минералах кимберлита. Экспериментальными исследованиями показано, что наибольшей способностью предотвращать закрепление люминофоров на поверхности зерен кимберлита в слабоминерализованных водных системах обладает гексаметафосфат натрия, сульфонол, карбоксиметилцеллюлоза и жидкое стекло, применение которых обеспечивает снижение покрытия поверхности зерен кимберлита люминофорами с 17 до 0,5%. При использовании сильно минерализованной воды требуемый уровень покрытия кимберлита люминофорами (не более 3%) достигается при концентрации реагентов 1-1,5 г/л. Наибольшей диспергирующей способностью по отношению к коллектору в сильно минерализованной воде обладают триполифосфат, гексаметафосфат, КМЦ.

С учетом опыта решения подобной задачи в процессах флотации был проведен выбор реагентов из класса полифосфатов, силикатов, природных органических полимеров (крахмалов, карбоксиметилцеллюлозы, полисахаридов), лигносульфонатов и др. для подавления эффекта закрепления люминофорсодержащей композиции на гидрофобных минералах кимберлита.

Гетерогенные молекулы ПАВ адсорбируются на поверхности фаз алмаз – вода и коллектор – вода с уменьшением поверхностного натяжения границы алмаз-вода $\sigma_{а\text{-}в}$, в результате чего уменьшается гидрофобность (краевой угол). Результаты экспериментов показали, что практически любые добавки алкилсульфатов приводят к снижению гидрофобности поверхности природно-гидрофобных минералов (рисунок 1, *а*) и желаемого результата – селективного действия – не наблюдается.

Основой действия полифосфатов является их закрепление на поверхности природно-гидрофильных минералов по механизму катионного обмена, когда образуется прочная химическая связь с двухзарядными катионами минерала (кальций, железо, магний). Эффективное действие триполифосфата или гексаметафосфата натрия также объясняется интенсивной адсорбцией полифосфат-ионов на границе слоев кремнекислородных тетраэдров природно-гидрофобных слоистых алюмосиликатов, что обусловлено сходством строения и размеров анионов триполифосфата и кремнекислородных тетраэдров глинистых минералов.

При использовании уменьшение величины краевого угла смачивания на алмазе выражено в существенно меньшей степени и, напротив, наблюдается весьма интенсивная гидрофилизация поверхности флогопита (рисунок 1, *б*). Увеличения гидрофобности и олеофильности природно-гидрофильных минералов кимберлита не происходит [5].

Органические полимер – карбоксиметилцеллюлоза проявляет гидрофилизирующие свойства как в отношении поверхности алмаза, так и в отношении гидрофобных минералов кимберлита (рисунок 1, *в*). Более перспективны реагенты группы алкилфосфонатов, для которых характерно образование координационной связи между анионами реагента и

катионами Ca и Mg кристаллической решетки минералов. Добавки ОЭДФ в интервале концентраций до 1 г/л способствуют существенному снижению гидрофобности (олеофильности) флогопита, в то время как состояние поверхности алмаза изменяется в меньшей степени (рисунок 1, *г*).

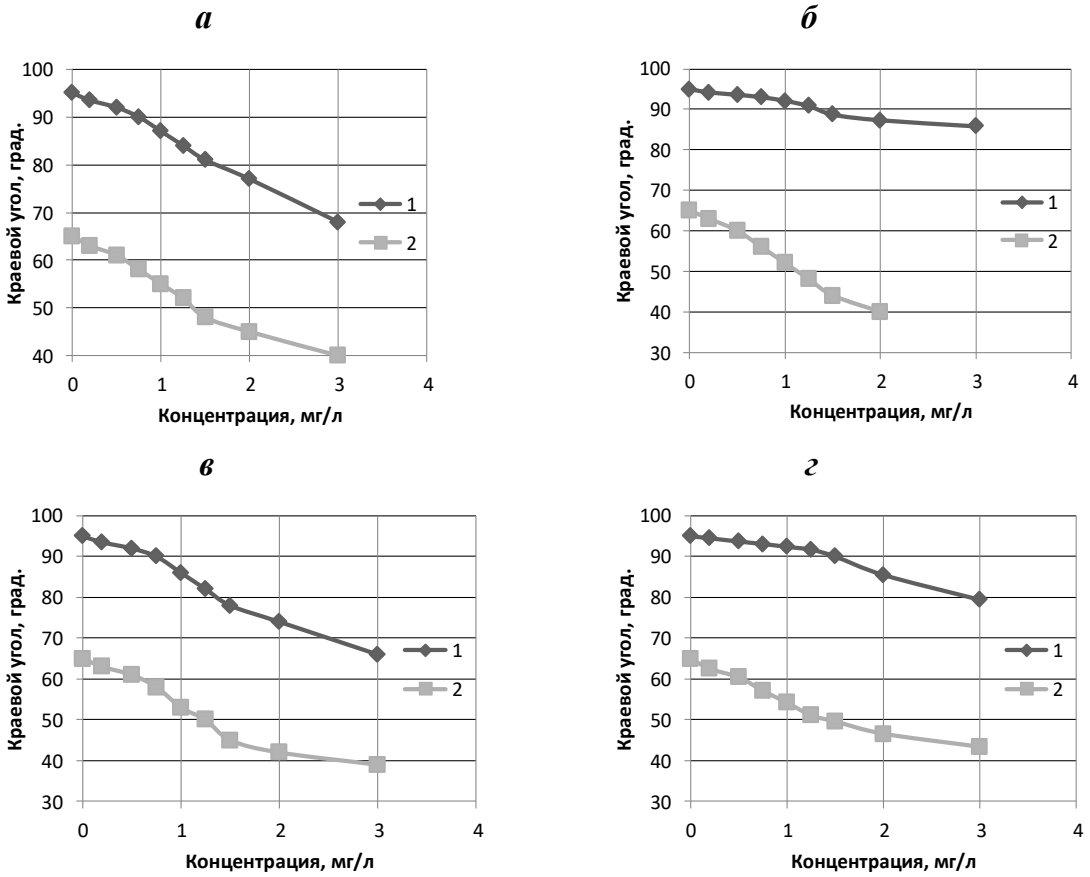


Рисунок 1. Влияние концентрации алкилсульфата (а), гексаметафосфата (б), КМЦ (в) и ОЭДФ (г) на краевой угол смачивания алмаза (1) и флогопита (2)

Полученные результаты позволили сделать вывод о необходимости выбора реагентов-регуляторов дисперсной системы минерал – водная фаза – коллектор, не содержащих в своей структуре значительный аполярный радикал (более C_3) и склонных к образованию химических связей с катионами минералов кимберлита.

Список использованных источников

1. Миронов В.П. Оптическая спектроскопия алмазов из концентратов и хвостов рентгенолюминесцентной сепарации // Наука и образование. 2006. № 1. С. 31-36.
2. Монастырский В.Ф., Макалин И.А. и др. Повышение эффективности рентгенолюминесцентной сепарации алмазосодержащего сырья // Науки и образование. 2017. №3. С. 86-90.
3. Макалин И.А. Исследование закономерностей распределения характеристик рентгеновской люминесценции алмазосодержащего сырья: дисс. ... канд. техн. наук. Екатеринбург, 2013. 140 с.
4. Мартынович Е.Ф., Миронов В.П. Рентгенолюминесценция алмазов и ее использование в алмазодобывающей промышленности // Известия вузов. Физика. 2009. Т. 52. № 12-3. С. 202-210.
5. Чантурия В.А., Двойченкова Г.П., Морозов В.В. и др. Экспериментальное обоснование состава люминофоров для индикации алмазов в условиях рентгенолюминесцентной сепарации кимберлитовых руд // ФТПРПИ. 2018. № 3. С. 112-120.

Research of the influence of new classes of reagents-regulators on the stability of spectral-kinetic characteristics of luminophore-containing diamond modifiers

Podkamenniy I.A., Ivanov A.V., Samusev A.L., Timofeev A.S.

The mechanism of action and theoretical provisions for the selection of reagents for suppressing the fixation of the luminophore-containing composition on hydrophobic kimberlite minerals are substantiated. It is proposed to use reagents - dispersants containing functional groups prone to fixation on Ca–Mg centers in the crystal lattice of kimberlite minerals or organic functional groups prone to coordination interactions.

СНИЖЕНИЕ ПЕРЕИЗМЕЛЬЧЕНИЯ МИНЕРАЛОВ В ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ СУЛЬФИДНЫХ РУД

Т.И. Интогарова[1], Ю.П. Морозов[2]

[1] Политехнический институт (филиал) ФГАОУ ВО «Северо-Восточный федеральный университет им. М.К. Аммосова», г. Мирный, Российская Федерация
[2] ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет», г. Екатеринбург, Российская Федерация;

e-mail: tatyana.intogarova@mail.ru

Одним из направлений повышения показателей флотационного обогащения медных руд за счет снижения переизмельчения минералов является использование процесса флотоклассификации в замкнутом цикле измельчения. За счет извлечения в пенный продукт флотокассификации ценных компонентов по мере их вскрытия в процессе измельчения существенно снижаются потери меди в хвосты флотации со вторичными шламами.

Сульфидные медные, медно-цинковые и полиметаллические руды характеризуются весьма сложными текстурно-структурными параметрами. Текстуры вкрапленных руд представлены: неправильными образованиями крупных скоплений, участками обломков сложных сульфидных образований, сланцевыми полосчатыми текстурами с вкраплениями сульфидов, сцементированными образованиями сульфидной и породной минерализации.

В сульфидных рудах присутствует несколько генераций сульфидов, обладающих различными физико-механическими свойствами, плотностью, микротвердостью, содержанием различных микропримесей.

Сложность вещественного состава перерабатываемых руд, высокое взаимопрорастание полезных минералов обуславливают трудности раскрытия этих минералов в процессе измельчения. Степень раскрытия минералов зависит от многих факторов и возрастает с уменьшением крупности, при которой происходит образование вторичных шламов.

В реальных условиях зерна минералов в руде находятся в широком диапазоне крупности, имеют различные формы и распределены в породе неравномерно, поэтому при раскрытии основной массы минералов в процессе измельчения происходит переизмельчение части минералов и образование вторичных шламов, которые сами плохо флотируются и оказывают отрицательное влияние на процесс флотации флотируемых минералов.

Таким образом, недораскрытие минеральных сростков и образование вторичных шламов в процессе измельчения являются основными причинами больших потерь металлов в отвальных хвостах флотации и в разноименных концентратах.

Одним из направлений снижения переизмельчения минералов является использование избирательного разрушения при формировании структурных элементов разделения и раскрытия на каждой стадии переработки сырья.

Другим направлением снижения переизмельчения минералов является использование стадиальной флотации. Схемы обогащения руд цветных металлов как правило многостадиальные, в каждой стадии выделяют породу, но при этом переизмельчают полезный минерал. Получается, что в таких схемах не выполняются основные принципы: «не дробить и не обогащать ничего лишнего».

Одним из эффективных методов повышения показателей флотации за счет снижения переизмельчения минералов является использование процесса флотоклассификации в замкнутом цикле измельчения.

Из всего многообразия схем измельчения рассмотрим вариант схемы измельчения с поверочной классификацией. Такой вариант часто применяется в первой стадии измельчения и в двух- и многостадиальных схемах. Такие схемы обеспечивают заданную крупность измельченного продукта, некондиционный по крупности продукт возвращается обратно в мельницу. Ввиду того, что при измельчении сульфидных медных руд невозможно получить мелко измельченный конечный продукт, в схемах измельчения применяется контрольная классификация слива. Такие схемы увеличивают фронт классификации и наблюдается неустойчивая работа классифицирующих аппаратов. Для обеспечения заданной крупности измельчения и устранения недостатка в контрольной классификации рассмотрим оптимальный вариант – процесс флотоклассификации в замкнутом цикле измельчения.

Процесс флотоклассификации заключается в совмещении в одном аппарате процессов флотации и гидравлической классификации с получением пенного продукта, слива и песков. Принципиально новым направлением флотоклассификации является использование сужающихся желобов для обогащения пенного продукта. Варианты этого направления позволяют получать один кондиционный или несколько разнокачественных пенных продуктов, снизить энергетические и эксплуатационные затраты при повышении показателей обогащения. Обогащение пенного продукта в сужающихся желобах предусматривает формирование разнокачественных слоев пены и разделение пены по высоте на продукты обогащения. Формирование разнокачественных слоев пены обусловлено процессами вторичной концентрации минералов. Сужение потока пены за счет увеличения высоты пенного слоя и уменьшения площади поверхности пены снижает коалесценцию пузырьков, повышает за счёт этого извлечение зерен флотируемого компонента в верхний продукт. Увеличение толщины пенного слоя облегчает условия разделения пенного потока на разнокачественные верхний и нижний продукты.

Флотоклассификация в замкнутых циклах измельчения при переработке руд и хвостов обогащения может использоваться на сливе и песках классифицирующего аппарата. Схема с флотоклассификацией песков гидравлической классификации позволяет извлечь в концентрат вскрытые минералы и тем самым избежать переизмельчения частиц.

Схема с флотоклассификацией слива гидравлической классификации обеспечивает циркуляцию основной массы песков мимо флотоклассификации, что позволяет при заданной производительности по исходным хвостам принять меньшие типоразмеры флотоклассификаторов. При переработке руд такая схема позволяет в пенном продукте флотоклассификатора получить кондиционный концентрат, слив, который отправляется в операцию флотации по существующей схеме, и пески, которые возвращаются в мельницу (рисунок 1).



Рисунок 1. Принципиальная схема флотоклассификации в замкнутом цикле измельчения

Схема работает следующим образом: исходное питание поступает на измельчение, измельченный продукт поступает на гидравлическую классификацию, где происходит разделение на слив и пески. Слив гидроциклона направляется во флотоклассификацию, процесс происходит в аппарате чанового типа с сужающимися желобами. Из флотоклассификации выходят: пенный продукт, который обогащается в сужающихся желобах с получением нижнего и верхнего продуктов желобов, слив и пески, которые объединяются с песками гидроциклона и возвращаются на доизмельчение. Данная схема обеспечивает циркуляцию основной массы песков мимо флотоклассификации. Такая схема позволяет повысить показатели дальнейшей флотации за счет того, что вскрытые частицы ценных минералов извлекаются во флотоклассификаторе сразу по мере их вскрытия в процессе измельчения.

Проведена имитация флотоклассификации в замкнутом цикле измельчения на медной руде в лабораторном флотоклассификаторе. Исследования проведены на пробе руды с массовой долей меди 2,0%, измельченной до 85% класса -0,071 мм. Эксперименты проводили следующим образом: навеску пробы массой 1000 г подвергали измельчению в лабораторной мельнице продолжительностью 20 мин. Результаты эксперимента приведены на рисунке 2 в виде качественно-количественной схемы.

Измельченный продукт обрабатывали ксантогенатом при расходе 60 г/т, а затем подвергали классификации в гидравлическом классификаторе. Слив гидроциклона подавали во флотоклассификатор. В процессе флотоклассификации первой пробы получили верхний и нижний продукты сужающегося желоба, слив и пески флотоклассификатора. Пески флотоклассификатора первого опыта объединяли со второй пробой исходного питания, смесь подвергали измельчению, гидравлической классификации и флотоклассификации в заданных режимах. Аналогичным образом проводили опыты на следующих порциях. Количество переработанных порций составляло 5. Полученные конечные продукты после переработки пятой пробы сушили, взвешивали и подвергали химическому анализу.

Предлагаемая схема позволяет получать кондиционный концентрат в верхнем продукте сужающегося желоба; промпродукт в нижнем продукте сужающегося желоба, который направляется на дальнейшую переработку; отвальные хвосты в сливе флотоклассификатора.

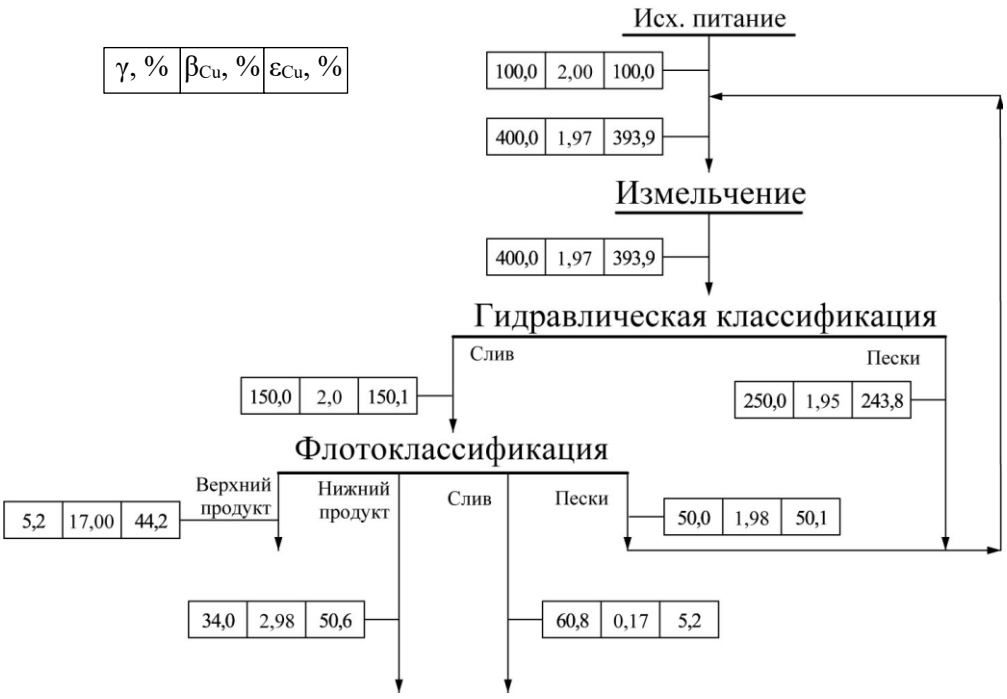


Рисунок 2. Качественно-количественная схема флотоклассификации в замкнутом цикле с измельчением

Реализация данной технологии позволит существенно снизить переизмельчение минералов, получить кондиционный медный концентрат в пенном продукте, сократить фронт последующей флотации и снизить капитальные и эксплуатационные затраты в отделении флотации.

Reduction of mineral overgrinding in sulfide ore concentration technology

Intogarova T.I., Morozov Yu.P.

One of the ways to increase the flotation enrichment of copper ores by reducing the over-grinding of minerals is to use the flotation classification process in a closed grinding cycle. Due to the extraction of valuable components into the foam flotation product, as they are opened during the grinding process, copper losses in the tailings of flotation with secondary sludge are significantly reduced.

МИНЕРАЛОГИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОДУКТОВ ОБОГАЩЕНИЯ МЕДНО-ПЕСЧАНОЙ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ БАБАТАГ

Т.И. Шакаров[1], И.Ю. Рахманов[2], Ш.Ю. Самандарова[2]

[1] Алмалыкский филиал НИТУ МИСИС, г. Алмалык, Узбекистан
[2] ГУ «Институт минеральных ресурсов«, г. Ташкент, Узбекистан

e-mail: shakarovtulkin@gmail.com

Проведен минерологический анализ медно-песчаной руды месторождения и продуктов обогащения с использованием различных методов. По результатам анализов определены формы нахождения минералов ценных компонентов в данных продуктах.

Всестороннее изучение состава полезных ископаемых имеет большое значение для комплексной переработки минеральных ресурсов. Кроме того, изучение размеров и особенностей роста минералов, а также физических свойств имеет важное значение при определении эффективных методов обогащения и технологических процессов переработки. По этой причине минералогический анализ продуктов, полученных в результате обогащения руд месторождения Бабатаг разными способами, изучали под микроскопом типа «Nicon ECLIPSE LV 100N POL» и рентгеновским микрозондом «Jeol Superprobe JXA- 8800R» [1, 2]. Ниже приведены их результаты.

Минералогический анализ меднопесчаниковой руды и продуктов обогашения проведен с использованием химического, атомно-абсорбционного, рационального и микрозондового анализа. При этом велись работы по поиску ценных компонентов, изучению их форм и установлению их связи с минеральными и неминеральными полезными ископаемыми в руде.

При исследовании образцов проб под бинокулярным микроскопом МБС-8 установлено, что медистые песчаники содержат следующие минералы: кварц, калиевый и натриевый полевые шпаты, слюда, отчасти гидроксид железа. В верхнем слое медистого песчаника развита корка из углеродистых сланцев.

При исследовании подготовленных из образцов аншлифа и прозрачных шлифов под поляризационным микроскопом «Nicon ECLIPSE LV 100 N POL» минералы пробы были разделены на следующие группы: чистые минералы: серебро и медь; основные рудообразующие минералы: акантит, пирит, халькопирит, сфалерит, галенит, халькозин, ковеллин, халькантит, куприт, гётит и гидрогётит, а также малахит и азурит из аналогов карбоната меди; основные породообразующие минералы: кварц, плагиоклаз, ортоклаз, серицит, хлорит, кальцит и анкерит; акцессорные минералы: ильменит, апатит, ярозит (см. таблицу 1).

Медь в образце находится в виде халькопирита, халькозина, ковеллина, халькантита, малахита, азурита. Халькопирит в пробе встречается в малых количествах, при этом его форма неопределенная, а структура ксеноморфная. Грани кристаллов халькопирита изменчивые и формируются вторичные минералы халькозина и ковеллина. Размеры варьируются от 0,01 до 0,03 мм.

Ковеллин и халькозин являются основными минералами в меднопесчаных рудах Бабатаг, образуются в средне-мелкозернистой форме и всегда встречаются вместе. Например, по результатам электронно-зондового анализа в ковеллине и халькозине содержание элементов таковы, %: Cu–84,01; S–15,20; Zn–0,63; Si–0,15.

Количественный состав карбонатных минералов составляет около 5,35%, основная часть которых относится к группе гидроокиси карбонатов малахита, азурита и кальцита и в меньшей степени анкерита. Малахит и азурит встречаются вместе с ковеллином, халькозином и породообразующими минералами. Форма призматическая и лентообразная. Размеры колеблются от 0,01 до 0,2 мм.

По результатам электронно-микрозондового анализа в решетке кристаллов азурита прорастает серебро. Например: содержание серебра в составе азурита 0,04%. По результатам анализа микрозонда минералы серебра находится в основном в халькантитах, т.е. в медном купоросе, и на границах минерала плагиоклаза. Основным минералом серебра является акантит, относящийся к группе сульфидных минералов (рисунок 1). Форма акантита круглая и короткопризматическая, размер около 0,02 мм.

Серебро в малых количествах развито в кристаллической решетке минералов халькозина, ковеллина и азурита. Количество серебра в кристаллических решетках

минералов колеблется от 0,02 до 1,21%. По результатам микроскопического анализа содержание серебра, меди и серы следующее: Ag–81,57%, Cu–4,73%, S–13,70%.

Таблица 1. Количественные соотношения минералов и размеры их агрегатов в меднопесчаных рудах Бабатаг

Наименование	Содержание, %	Размер, мм	
		от	до
Чистые минералы			
Серебро	единицы	0,02	-
Медь	–"–	0,01	-
Основные рудообразующие минералы			
Акантит	в очень малых колич.	0,02	0,05
Пирит	0,2	0,005	0,08
Халькопирит	в очень малых колич.	0,01	0,03
Сфалерит	–"–	0,01	0,03
Галенит	–"–	0,01	0,02
Халькозин	–"–	0,02	0,3
Ковеллин	–"–	0,01	0,2
Куприт	–"–	0,02	0,07
Рутил	0,01	0,01	0,03
Гётит	0,3	0,02	0,07
Карбонаты (кальцит, анкерит, малахит и азурит)	7,1	0,02	0,06
Халькантит	в очень малых колич.		
Минералы, образующие горные породы			
Кварц	43,9	0,04	0,5
Плагиоклаз	26,7	0,04	0,3
Ортоклаз	9,95	0,02	0,08
Серецит	2,05	0,01	0,04
Хлорит	6,02	-	-
Апатит	0,33	-	-

По результатам химического анализа выявлено, что количество серебра в богатых малахитом и азуритом медистых песчаниках больше, чем в песчаниках, покрытых углеродистыми сланцами.

Гравитационный концентрат получили в сепараторе Knelson MD3, работающем при частоте вращения ротора 60G, класса крупности руды 0-1 мм, расход воды для псевдоожижения 3-3,5 л/мин [3-4]. Содержание ценных компонентов в концентрате было соответственно: 5,03% Cu и 15,01 г/т Ag. В концентрате встречаются медные минералы – халькантит ($CuSO_4 \cdot 5H_2O$), ковелин (CuS) и частично халькозин (Cu_2S) размерами от 0,15 до 0,01 мм (рисунок 2). Серебро наращивается в кристаллических решетках минералов ковеллина. Количество серебра в ковеллине составляет 25,28-28,26%. Форма серебра в виде коротких призм и полумесяца.

Флотационный концентрат получили при расходе сульфидизатора 50 г/т, 80% класса крупности -0,074 мм, водородном показателе pH≈8,5-9 [5-6]. Содержание ценных компонентов в концетрате было соответственно: 14,72% Cu и 196,24 г/т Ag. Основную часть медных минералов в этом продукте составляют халькозин и ковеллин размерами от 0,02 до 0,2 мм. Также встречаются серебро, медь и частично породообразующие элементы размером от 0,005 до 0,02 мм. Форма их таблеткообразная.

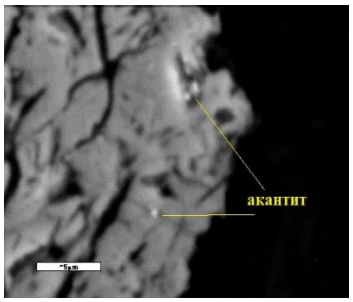


Рисунок 1. Акантит в виде сростков в карбонатных отложениях

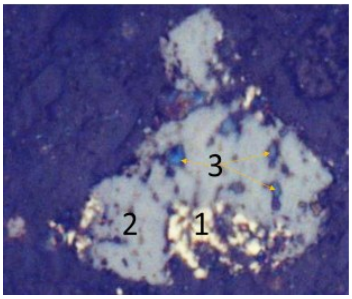


Рисунок 2. Пирит (1), халькозин (2), ковеллин (3)

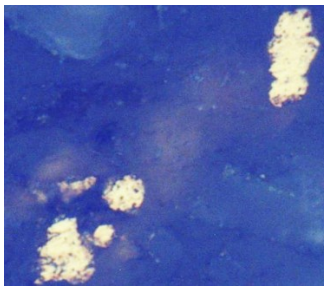


Рисунок 3. Серебро

Следующий продукт в виде кека был получен процессом выщелачивания с использованием 5%-ной серной кислоты при крупности исходной руды 0-3 мм [7]. Содержание ценных компонентов в кеке было соответственно: 0,16% Cu и 7,76 г/т Ag. В этом продукте основная часть медных минералов встречается в виде ковеллина размером от 0,02 до 0,4 мм, иногда с образованием наростов с халькозином. По результатам электронного микрозондового анализа видно, что минерал ковеллин более распространен в данном продукте. Серебро в чистом виде встречается в виде таблеток, круглых и коротких призм размером от 0,009 до 0,08 мм (см. рисунок 3).

При гравитационном обогащении в концентрат перешли преимущественно крупные частицы минералов меди (халькантит и ковеллин), а при флотации – мелкозернистые минералы (халькозин и ковеллин). При выщелачивании с серной кислотой в концентрате присутствовали лишь мелкие частицы ковеллина.

Список использованных источников

1. Адильханов К.Х. Минералогия. Учебное пособие. «МРИТИ» ДК Ташкент, 2014.
2. Рахманов И.Ю., Абдурахманов С.А., Шакаров Т.И. Результаты исследований физико-химических свойств медных песчаных руд месторождения Бабатаг. Горный вестник Узбекистана, №1, 2023.
3. Берт О.Р. Технология гравитационного обогащения. М., Недра, 1990.
4. Остапенко П.Е. Технологическая оценка минерального сырья. Методы исследования. М., Недра, 1990.
5. Автореферат дисс. Омарова Б.Н. «Разработка способа подготовки окисленных медных руд к металлургической переработке путем их гидротермальной сульфидизации на стадии измельчения» Караганда.,1996.
6. Рахманов И.Ю., Абдурахманов С.А., Ахмедов М.Ш. Исследования по обогащению руды песчаника Бабатаг флотационным методом. Горный вестник Узбекистана, №3, 2024.
7. Юсупходжаев А.А., Хожиев Ш.Т., Очилдиев К.Т. «Gidrometallurgiya jarayonlari nazariyasi» Учебник для студентов по направлению металлургии Т., 2020.

Mineralogical studies of products of enrichment of copper-sand ore of the Babatag deposit

Shakarov T.I., Rakhmanov I.Yu., Samandarova Sh.Yu.

A mineralogical analysis of the deposit's copper-sand ore and enrichment products was carried out using various methods. Based on the results of the analyses, the forms of occurrence of minerals of valuable components in these products were determined.

МИНЕРАЛОГИЧЕСКИЙ СОСТАВ И ФОРМЫ НАХОЖДЕНИЯ МЕТАЛЛОВ В ШЛАКАХ МЕДЕПЛАВИЛЬНОГО ЗАВОДА АО «АГМК»

Т.И. Шакаров[1], З.Т. Турди-Ахунова[2]
[1]Алмалыкский филиал НИТУ МИСИС, г. Алмалык, Узбекистан,
[2]АО «Алмалыкский ГМК», г. Алмалык, Узбекистан
shakarovtulkin@gmail.com

В статье изучены минералогический состав и формы нахождения минералов ценных компонентов в шлаковых отходах МПЗ АО АГМК. Рассмотрены перспективы переработки техногенных отходов в зависимости от физико-химических свойств минералов в шлаках.

Шлаки медеплавильного завода формировались десятками лет и содержание полезных компонентов в них выше, чем их содержание в рудах, добываемых в настоящее время. В шлаке содержатся полезные компоненты, которые при первичной переработке не извлекались, но могут быть извлечены при повторной переработке [1].

На отвалах АО «Алмалыкский ГМК» накопилось более 7 млн т отвальных шлаков. Ежегодно поступает до 350-400 тыс. т отвальных шлаков КФП и ОП с содержанием железа 38-45%, меди до 1%, золота 0,4-0,6 г/т и других ценных компонентов [2].

Их переработка требует высоких энергозатрат и расходов брони и мелющих тел, так как шлаки являются абразивными и твердыми. Проверенная в промышленных условиях АО «Алмалыкский ГМК» технология грануляции жидких шлаков позволила отказаться от дробления и в несколько раз снизить затраты на измельчение шлака до тонины помола 90% -0,074 мм.

Однако, после измельчения шлак флотируется крайне плохо из-за образования мелкодисперсных частиц сульфидов, для извлечения которых требуется измельчение до шламовой крупности, что технологически нерационально [3].

Вовлечение в переработку шлаков и извлечение ценных компонентов и железных сплавов позволит обеспечить предприятия Узбекистана железосодержащим сырьем для чёрной металлургии. Для комплексного извлечения цветных и благородных металлов, а также получения железных сплавов из отвальных шлаков нужно радикально улучшить их измельчаемость – это позволит уменьшить затраты на их переработку. Отвальные шлаки медеплавильного передела считаются побочными продуктами, однако экономика металлургических плавильных процессов немаловажно зависит от свойства шлаков, потому что в них теряется значительное количество цветных металлов и на их расплавление расходуется дополнительное топливо. Потери возрастают с увеличением процентного содержания металлов в шлаках и выходом шлаков на весовую единицу выплавляемого металла или штейна.

При изучении этих шлаков впервые была применена наиболее точная методика определения соотношения между химическими и механическими потерями путем электронно-зондового сканирования образцов шлака, охлажденных с различной скоростью. Однако, на настоящий момент произошли существенные изменения в составе сырья и флюсов, кроме того, переработка флюсов резко увеличилась. Иногда в печи КФП перерабатывается измельченный цинковый клинкер. В связи с этим, микроструктура шлаков претерпела существенные изменения и пользоваться устаревшими данными нецелесообразно, хотя они и представляют определенный теоретический интерес.

Шлаки, получаемые при плавке на штейн, представляют собой оксидные расплавы, основными компонентами которых являются FeO, SiO_2, а также Fe_3O_4. В шлаке присутствуют

и другие оксиды, количество которых определяется составом исходного концентрата и применяемого кварцевого флюса. Шлаки плавильных агрегатов являются либо условно отвальными, либо обедняются флотационным или электротермическим методами.

Наиболее бедными по меди являются шлаки печей, в которых отсутствует внутрипечное окисление сульфидов (ОП и электропечи), а также шлаки шахтных печей пиритной плавки из-за специфических условий окисления. Наиболее богатыми являются шлаки автогенных или полуавтогенных процессов, однако в этом случае получаются более богатые штейны и уменьшается объем конвертирования [4].

Содержание меди в шлаках отражательной плавки составляет 0,4-0,6%. Аналогичные закономерности имеют место при электроплавке. При электроплавке разделение фаз происходит за счет конвективного перемешивания и восстановительной атмосферы в зоне шлаковой ванны. Низкая производительность указанных агрегатов позволяет обеспечить приемлемую степень разделения фаз. При этом шлаки содержат значительное количество мелкодисперсной взвеси

Медеплавильные шлаки представляют собой сложные многокомпонентные системы, включающие как основные, так и кислотные оксиды, а также сульфидные и металлические фазы. Основными компонентами являются: оксиды железа (FeO, Fe_2O_3, Fe_3O_4); диоксид кремния (SiO_2); оксиды кальция и магния (CaO, MgO); оксиды алюминия (Al_2O_3); сульфиды меди (борнит, халькозин, халькопирит); магнетит (Fe_3O_4).

Минералогический состав шлаков зависит от условий плавки и состава исходного сырья. Например, шлаки характеризуются наличием пижонит-оливинового агрегата с присутствием стекловидной массы, хромита, вюстита и различных сульфидных фаз. Температура их образования составляет около 1170°С.

В шлаках АО «Алмалыкский ГМК» преобладают железистые силикаты (фаялит, ферросиллит), стекловидная масса железисто-силикатного состава. Рудные минералы представлены в основном магнетитом. Из минералов меди преобладают сульфиды – борнит, халькозин, реже кубанит, халькопирит, ковеллин. В незначительном количестве отмечаются куприт, самородная медь. Минеральная форма нахождения молибдена – молибденит. Из собственных минералов серебра установлено самородное серебро в ассоциации с минералами свинца. Золото входит в состав самородной меди и халькозина в виде примеси и переходит в медный концентрат при переработке шлаков.

Химический состав медных шлаков определен фазовым анализом, атомно-абсорбционным, рентгенофлуоресцентным методами исследований. Минеральный состав руд установлен в результате комплексных исследований, в том числе: оптической микроскопии в проходящем и отраженном свете, рентгендифракционным, рентгеноспектральным локальным (микрозондовым) исследованием и электронной микроскопией.

Содержание меди в составе проб медных шлаков выше, чем в медных рудах, и составляет 0,97%. Кроме меди в составе медных шлаков отмечаются повышенные содержания следующих металлов, г/т: Au–0,56; Ag–5,4. В составе медных шлаков преобладают железистые силикаты (фаялит, ферросиллит), стекловидная масса железисто-силикатного состава. Рудные минералы представлены в основном магнетитом. Содержание минерала составляет примерно 10–15%. Из минералов меди резко преобладают сульфиды – борнит, халькозин, реже кубанит, халькопирит, ковеллин. В незначительном количестве отмечаются куприт, самородная медь. Минеральная форма нахождения молибдена – молибденит. Из собственных минералов серебра установлено самородное серебро в ассоциации с минералами свинца. Золото

входит в состав самородной меди и халькозина в виде примеси и переходит в медный концентрат при переработке шлаков.

Химический состав шлаков оказывает существенное влияние на потери металлов при плавке. Увеличение содержания кремнезема (SiO_2) способствует снижению содержания меди и никеля в шлаках, тогда как повышенное содержание закиси железа (FeO) увеличивает их потери. Поэтому при плавке медных и никелевых руд предпочтительно использовать более кислые шлаки с минимальным содержанием железа.

Кроме того, содержание оксидов магния и алюминия в шлаках также влияет на потери металлов. Увеличение их содержания до определенного уровня может способствовать снижению потерь меди и никеля. Однако необходимо учитывать, что изменение состава шлаков может повлиять на другие технологические параметры, такие как температура плавления, вязкость и т.д.

Таким образом разработка эффективных технологий переработки шлаков, таких как флотация, магнитная сепарация, гидрометаллургические методы, может обеспечить извлечение ценных металлов и снизить экологическую нагрузку. Кроме того, шлаки могут использоваться в строительной индустрии в качестве добавок к цементу, заполнителей для бетона и других строительных материалов.

Список использованных источников

1. Санакулов К.С. Научно-технические основы переработки отходов горно-металлургического производства. Ташкент.: Изд-во Фан АН РУз. 2009. 404 с.
2. Санакулов К.С., Хасанов А.С. Переработка шлаков медного производства. Ташкент.: Изд-во Фан, 2007. 255 с.
3. Митрофанов С.И., Мещанинова В.И. и др. Комбинированные процессы переработки руд цветных металлов. М.: Недра, 1988. 230 с.
4. Хасанов А.С. Физическая химия медного производства. Навои, 2003. 174 с.
5. Вещественный состав медных шлаков Алмалыкского медеплавильного завода (Узбекистан) // Bulletin of the Tomsk Polytechnic University Geo Assets Engineering.

Mineralogical composition and forms of presentation of metals
in the slag of the copper smelting plant of JSC AGMK

Shakarov T.I., Turdi-Akhunova Z.T.

The article studies the mineralogical composition and forms of occurrence of minerals of valuable components in the slag waste of the MPZ of JSC AGMK. The prospects for processing technogenic waste are considered depending on the physical and chemical properties of minerals in slag.

ФЛОТАЦИЯ, ГРАВИТАЦИЯ, МАГНИТНАЯ И ЭЛЕКТРОМАГНИТНАЯ СЕПАРАЦИЯ

СОХРАННОСТЬ ФЛОТАЦИОННОГО КОМПЛЕКСА «МИНЕРАЛЬНАЯ ЧАСТИЦА–ПУЗЫРЕК» В СЛАБОВЯЗКОЙ ЖИДКОСТИ В ПРОЦЕССЕ ФЛОТАЦИИ

С.А. Кондратьев

ФГБУН «Институт горного дела им. Н.А. Чинакала Сибирского отделения РАН», г. Новосибирск, Российская Федерация

e-mail: kondr@misd.ru

Рассмотрен вопрос сохранности флотационного комплекса «пузырька-частица» в слабовязкой жидкости. Модель взаимодействия газового пузырька и минеральной частицы представлена сопряженной системой дифференциально-алгебраических уравнений. Описание динамики возмущений системы проводится на основе лагранжева формализма.

Стабильность комплекса «пузырек – частица» в турбулентном потоке жидкости зависит от состояния минеральной поверхности и сил отрыва. Колебания формы пузырька и осцилляции частицы на его поверхности вызваны периодическим обменом между поверхностной, потенциальной и кинетической энергиями. Для малых деформаций поверхности осцилляции флотокомплекса достаточно хорошо согласуются с теорией потенциального течения. Минеральные частицы оказывают эффект на поверхностные колебания пузырька после закрепления на его поверхности. Осцилляции минеральной частицы и изменение сил отрыва могут быть использованы с целью повышения содержания полезных минералов в концентрате и избирательности процесса выбором соответствующего режима колебаний пузырька и отрыва частиц породы.

Собственные моды осесимметричных колебаний газового пузырька в невязкой жидкости получены Рэлеем [1]. Пузырек с закреплённой на его поверхности твердой частицей ведет себя иначе, чем свободный пузырек или пузырек, который находится в контакте с твердой неподвижной подложкой [2]. В этом случае, в отличие от поведения свободного пузырька, могут появляться дополнительные режимы колебаний. На практике важны наименьшие ненулевые частотные режимы, так как они обычно наиболее ожидаемы.

Подробный обзор подходов для учета вязкого демпфирования формы пузырька послужил центральной темой работы [3]. Рассматривались колебания объема, перемещение и деформация формы пузырька. Функция диссипации Рэлея использовалась для учета вязких демпфирующих эффектов (при отсутствии завихренности).

Для транспортировки частицы пузырьком из жидкости в пенный продукт необходимо, чтобы сила прилипания объектов взаимодействия была достаточной для сопротивления гидродинамическим и гравитационным эффектам.

Течение описывается в сферической системе координат (r, φ, ψ), где r – радиус, φ – полярный угол, ψ – азимутальный угол. Предполагается, что течение осесимметричное, следовательно все величины не зависят от азимутальной координаты ψ. Уравнение поверхности газового пузырька в сферической системе координат с началом в центре пузырька задано

уравнением $r=R+\eta(t, \mu)$. Здесь R – радиус невозмущенного пузырька, $\mu=\cos(\varphi)$, полярный угол φ отсчитывается от верхней части вертикальной оси z, $\eta(t, \mu)$– малое, осесимметричное возмущение поверхности, которое представлено рядом по ортогональным полиномам Лежандра

$$P_j(\mu): \eta(t, \mu)=\sum_{j=1}^{N} b_j(t)P_j(\mu).$$

Функции времени $b_j(t)$, j=1, ..., N, – обобщенные координаты поверхности. На поверхности пузырька при $\mu_0=\mu(\varphi_0)$, $\varphi_0=180°$ находится цилиндрическая частица массой m_p, плотностью ρ_p, радиусом r_0 и высотой h. Частица удерживается на поверхности пузырька капиллярной силой, приложенной вдоль линии трехфазного контакта и действующей в направлении образующей поверхность мениска. Частица осциллирует в радиальном направлении, оставаясь на поверхности.

В начальный момент частица находится на поверхности пузырька. В последующие моменты времени частица сохраняет контакт с поверхностью и движется только в радиальном направлении:

$$g(b_1,\ldots,b_N,b_{N+1},t)=\sum_{j=1}^{N} b_j(t)\mathrm{P_j}(\mu_0)-b_{N+1}(t)=0. \quad (1)$$

Уравнение (1) представляет геометрическую (алгебраическую) связь между обобщенными координатами $b_j(t)$, j=0, 1, ..., N+1, механической системы, состоящей из пузырька с частицей. Уравнения динамики флотационного комплекса «пузырек – частица» выводятся на основе лагранжевого формализма с учетом диссипации энергии, обусловленной вязкостью.

Лагранжиан системы «минеральная частица – пузырек» $L=L_f+L_p$ зависит от обобщенных координат $b_j(t)$ и их скоростей:

$$L_f=T_f-U_f=2\pi R^3\left[\rho_f\sum_{j=1}^{N}\frac{1}{(j+1)(2j+1)}\dot{b}_j^2(t)\right]-2\pi\sigma\sum_{j=2}^{N}\frac{j^2+j-2}{2j+1}b_j^2(t), \quad (2)$$

$$L_p=T_p-U_p=\frac{m_pK_0^2}{2}\dot{y}^2-2\pi\sigma K_0r_0\frac{y^2}{\sqrt{r_0^2+y^2}}-m_p\left[\sum\ddot{b}_jP(\mu_0)\right]yK_0, \quad (3)$$

где T, U – кинетическая и потенциальная энергии; нижние индексы соответствуют жидкости f и минеральной частице p. Последний член в (2) появляется вследствие неразрывной связи частицы с движущейся поверхностью пузырька, т. е. частица связана с подвижной системой координат с началом на поверхности пузырька, которая является неинерциальной. Используя (2) и (3), уравнение Лагранжа записывается в виде:

$$\frac{\mathrm{d}}{\mathrm{d}t}\left(\frac{\partial T}{\partial\dot{b}_j}\right)-\frac{\partial T}{\partial b_j}+\frac{\partial U}{\partial b_j}=-\frac{1}{2}\frac{\partial D}{\partial\dot{b}_j}+\lambda\frac{\partial g}{\partial b_j}, j=1, \ldots, N+1,$$

где $T=T_f+T_p$, $U=U_f+U_p$; D – функция диссипации; g – ограничение (2); λ – множитель Лагранжа.

Рассмотрим случай возбуждения начальной скорости второй гармоники для флотокомплекса, определяемого следующими параметрами: $r_0=1\cdot10^{-4}$ м; $h=1{,}5\cdot10^{-4}$ м; $m_{part}=2{,}12\cdot10^{-8}$ кг; $R=5{,}2\cdot10^{-4}$ м; $\rho_{part}=4{,}5\cdot10^{3}$ кг/м^3; $Oh=5\cdot10^{-3}$; $\rho_f=1\cdot10^{3}$ кг/м^3; $K_0=3{,}41$; $\sigma=7{,}2\cdot10^{-2}$ Н/м; $a=2{,}68\cdot10^{-3}$. Начальные условия $b_2(0)=5\cdot10^{-5}$ рисунок 1 *а* и $b_2(0)=1\cdot10^{-4}$ рисунок 1 *б*; остальные начальные данные нулевые: $b_j(0)=0{,}0$.

На рисунке 1 показано изменение во времени контактного угла θ_{r_0} и осцилляции второй гармоники для двух значений, определяющих начальную форму пузырька, обусловленную заданием ненулевой второй моды в начальный момент $b_2(0)$. Число Онезорге 0,005. Остальные моды в начальный момент задавались нулевыми. Амплитуды осцилляций краевого угла, соответствующих большему начальному возмущению $b_2(0)=1\cdot10^{-1}$, приблизительно в 2 раза превышают амплитуды, обусловленные более слабым $b_2(0)=5\cdot10^{-5}$ отклонением формы пузырька от сферической в начальный момент. Осцилляции второй гармоники, которая является

доминирующей, также имеют большую амплитуду в случае более сильного начального возмущения поверхности пузырька. Приближенные значения логарифмического декремента затухания и коэффициента демпфирования составили δ=0,0874, ς=0,0250, для случая *а*; δ=0,0744, ς=0,0210, для случая *б* соответственно.

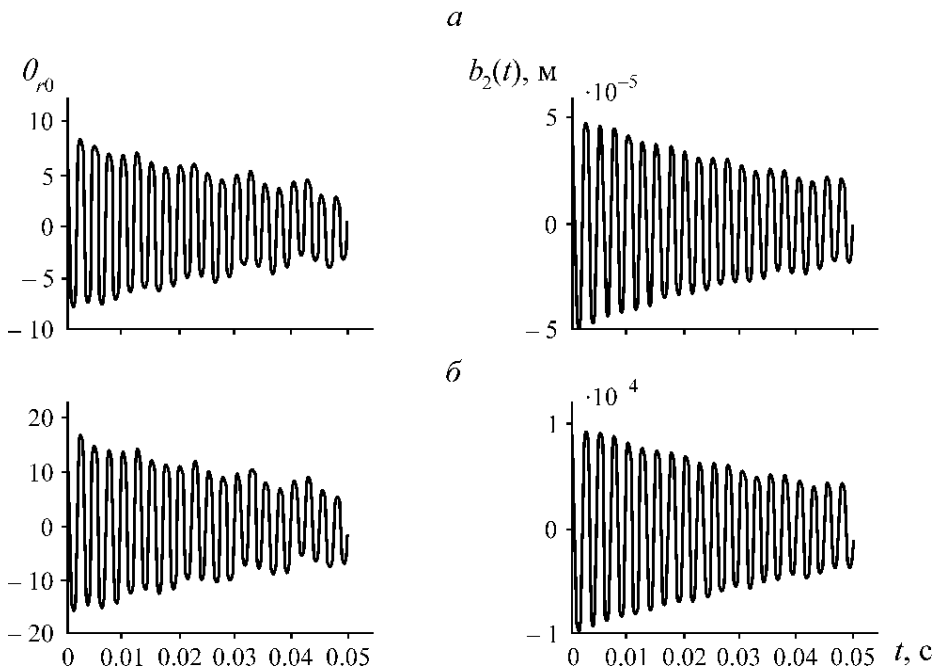


Рисунок 1. Зависимости во времени контактного угла и амплитуды второй моды от ее начального возмущения:
а – $b_2(0)=5\cdot10^{-5}$, $Oh=0{,}005$; *б* – $b_2(0)=1\cdot10^{-4}$, $Oh=0{,}005$

Вывод. Рассмотрен эффект учета вязкости жидкости на затухание осесимметричных колебаний комплекса «частица – пузырек». Зависимость логарифмического декремента затухания от числа Онезорге демонстрирует более быстрое уменьшение амплитуды колебаний пузырька со временем при возрастании вязкости.

Список использованных источников

1. Rayleigh J. W. S. On the capillary phenomena of jets, Proc. R. Soc. London, 1879, Vol. 29. P. 71 – 97.
2. Vejrazka J., Vobecka L., and Tihon J. Linear oscillations of a supported bubble or drop, Phys. Fluids, 2013, Vol. 25. 062102.
3. Shaw S. J. The stability of a bubble in a weakly viscous liquid subject to an acoustic traveling wave, Phys. Fluids, 2009, Vol. 21. – 022104.

Preservation of the flotation complex «mineral particle – bubble» in a low-viscous liquid during the flotation process

Kondrat`ev S.A.

The issue of preservation of the "bubble-particle" flotation complex in a weakly viscous liquid is considered. The model of interaction between a gas bubble and a mineral particle is represented by a conjugate system of differential-algebraic equations. The description of the dynamics of the perturbations of the system is carried out on the basis of Lagrangian formalism.

ТЕРМОДИНАМИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ ЗАКРЕПЛЕНИЯ АПОЛЯРНОГО ОРГАНИЧЕСКОГО КОЛЛЕКТОРА НА АЛМАЗАХ И ГИДРОФОБНЫХ МИНЕРАЛАХ КИМБЕРЛИТА*

В.А. Чантурия, В.В. Морозов, Е.Л. Чантурия, Г.П. Двойченкова
ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр
им. академика Н.В. Мельникова РАН», Москва, Российская Федерация
e-mail: dchmggu@mail

Определены основные параметры, характеризующие физико-химические свойства поверхностей раздела фаз минерал – водная фаза – коллектор и предложен расчетный критерий для выбора реагентов-регуляторов селективности закрепления аполярных коллекторов на алмазах и кимберлите.

В задачу проводимых исследований входило изучение процессов адгезии коллектора на минералах и критериев выбора эффективных реагентов-регуляторов, позволяющих существенно снизить или предотвратить закрепление коллекторов на минералах кимберлита, обладающих повышенной гидрофобностью.

Для исследования процессов адгезии коллектора на минералах в водной фазе использовали динамическую методику измерения трехфазных краевых углов смачивания [1]. Для измерения количественного закрепления собирателя на минералах использовали визиометрическую методику [2].

В качестве гидрофобного минерала кимберлита был выбран флогопит – минерал группы слоистых алюмосиликатов, обладающий заметной гидрофобностью и флотируемостью. Эксперименты проводили на модельном растворе, близком по составу к технической воде Мирнинского ГОКа.

В качестве органического коллектора применяли смесь тяжелого газойля каталитического крекинга (ТГКК) и дизельной технической фракции (ДТФ), выбранную по результатам ранее проведенных исследований в качестве составляющей люминофорсодержащего модификатора спектрально-кинетических характеристик слабо и аномально люминесцирующих алмазов. Для идентификации коллектора на поверхности минералов применяли добавки люминофора антрацена. Алкилсульфат натрия, гексаметафосфат натрия, карбоксиметилцеллюлозу и оксиэтилендифосфоновую кислоту исследовали как реагенты-регуляторы закрепления коллектора.

За критерий интенсивности взаимодействия органического коллектора с минеральной поверхностью принята работа (энергия) адгезии W, рассчитываемая по уравнению Дюпре–Юнга:

$$W=\sigma_{\text{ОК-В}}(1-\cos\theta), \quad (1)$$

где W – работа адгезии коллектора на минерале, Дж/м^2 ; $\sigma_{\text{ОК-В}}$ – межфазное натяжение на границе раздела «органический коллектор – водная фаза», Н/м; θ – краевой угол смачивания для капли органического коллектора на минеральной поверхности в водной фазе, град.

Результаты экспериментов подтвердили хорошо известные закономерности снижения энергии взаимодействия фаз при добавлении реагентов-регуляторов: добавление алкилсульфата натрия приводит к существенному снижению работы адгезии органического коллектора как на поверхности алмаза, так и флогопита (таблица 1).

* ***Исследование выполнено при финансовой поддержке гранта Российского научного фонда (https://rscf.ru/), грант №25-17-00009.***

Таблица 1. Влияние концентрации алкилсульфата натрия на межфазное натяжение на границе раздела «органический коллектор–водная фаза», краевой угол смачивания и работу адгезии органического коллектора на поверхности алмаза и флогопита

Концентрация ПАВ, г/л	Межфазное натяжение на границе раздела фаз, $\sigma_{ок-в}$, мН/м	Краевой угол смачивания, град		Работа адгезии $W_{ок}$, мДж/м^2		Отношение работы адгезии $W_{ок}$ на алмазе и флогопите
		алмаз	флогопит	алмаз	флогопит	
0	36,0	96	66	39,51	21,22	1,86
0,5	32,4	92	61,5	33,50	16,92	1,98
0,75	30,2	90	58,5	30,18	14,41	2,09
1	29,6	87,5	55	28,29	12,61	2,24
1,25	28,1	84	52	25,14	10,79	2,33
1,5	26,8	81	48	22,59	8,86	2,55
2	24,6	77	45	19,05	7,20	2,65
3	22,9	70	40	15,05	5,35	2,81

Результаты измерений и расчетов показали, что работа адгезии аполярного коллектора на поверхности алмаза при добавлении гексаметафосфата натрия, карбоксиметилцеллюлозы и оксиэтилендифосфоновой кислоты снижается в существенно меньшей мере по сравнению с работой адгезии на поверхности флогопита, чем при добавлении алкилсульфат натрия. Выявленные закономерности отчетливо видны при использовании в качестве термодинамического параметра отношение энергий адгезии аполярного коллектора на алмазе и флогопите (рисунок 1).

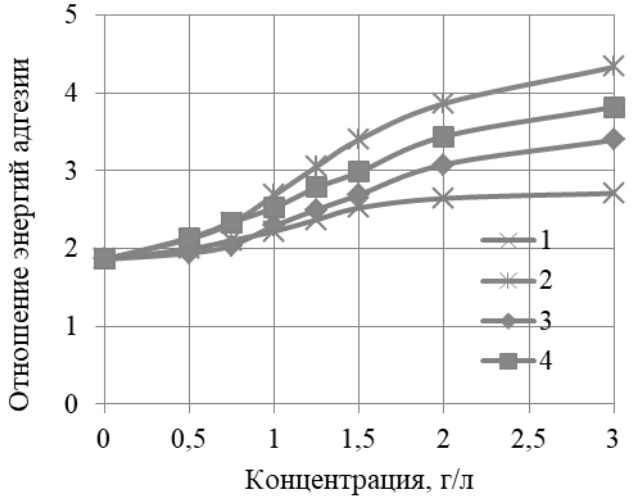


Рисунок 1. Влияние концентрации реагентов-регуляторов на соотношение работ адгезии органического коллектора на поверхности алмаза и флогопита:
1 – алкилсульфат натрия;
2 – гексаметафосфат натрия;
3 – карбоксиметилцеллюлоза;
4 – оксиэтилендифосфоновая кислота

Отношение энергий адгезии аполярного коллектора на алмазе и флогопите возрастает, т.е. энергия адгезии коллектора на поверхности алмаза снижается в меньшей степени по сравнению с энергией адгезии коллектора на поверхности флогопита при увеличении концентрации рассматриваемых реагентов-регуляторов, причем в наибольшей мере – при использовании гексаметафосфата натрия и оксиэтилендифосфоновой кислоты.

На основании результатов измерений и расчетов, отношение энергий адгезии аполярного коллектора на алмазе и флогопите предложено в качестве термодинамического параметра для выбора реагентов-регуляторов, обеспечивающих необходимую селективность закрепления реагентов модификаторов и аполярных реагентов собирателей в процессах рентгенолюминесцентной и пенной сепарации.

Применяемая методика определения селективности закрепления коллектора на поверхности алмаза и минералов кимберлита предусматривает операцию диспергирования композиции кристаллов антрацена (имитатора спектрально-кинетических характеристик алмаза) и тяжелого газойля каталитического крекинга в воде или водном растворе реагента-регулятора заданной концентрации в течение 2 мин, обработку алмаз-минеральной навески в течение 1 мин полученной эмульсией, декантацию жидкой фазы и промывку навески в 50 мл технической воды в течение 30 с. После этого пробу высушивают при температуре 50°С и фотографируют на приборе УФК-1.

Количественно влияние реагентов-регуляторов на закрепление люминофорсодержащего аполярного коллектора оценивается визиометрическим анализом, включающим операции контрастирования изображения и подсчета доли поверхности минерала с характерным для коллектора с растворенным люминофором интервалом спектра люминесценции (ν = 475–540 нм).

Для оценки эффективности реагентов–регуляторов использовали расчетный критерий селективности, основанный на сравнении доли поверхности алмаза и кимберлита, занятой закрепившимся аполярным коллектором.

Результаты анализа массива данных по четырем исследованным реагентам-регуляторам показали, что наблюдается тесная корреляция значений покрытия поверхности алмазов коллектором от работы адгезии на алмазе и кимберлите: соотношение покрытий поверхности кристаллов алмаза и зерен кимберлита пропорционально соотношению работ адгезии аполярного коллектора.

Наибольшее различие в закреплении аполярного коллектора на поверхности алмаза и кимберлита, необходимое для селективного закрепления и разделения алмазов и кимберлита в технологических процессах достигается при использовании в качестве реагентов–регуляторов гексаметафосфата натрия и оксиэтилендифосфоновой кислоты.

Анализ полученных результатов подтвердил, что предложенный термодинамический критерий (соотношение работ адгезии аполярного собирателя на алмазах и минералах кимберлита) может быть использован при поиске эффективных реагентов–регуляторов, обеспечивающих максимальную селективность закрепления аполярного коллектора на алмазах и кимберлите.

Список использованных источников

1. Морозов В.В., Коваленко Е.Г., Пестряк И.В. и др. Повышение эффективности закрепления аполярных собирателей на алмазах // ГИАБ. 2025. № 5. С. 130-143.
2. Demchenko A.P. Introduction to fluorescence sensing. Vol. 1: Materials and devices, New York, Springer, 2020. 673 p.
3. Кондратьев С.А. Подходы к выбору флотационных реагентов-собирателей // ФТПРПИ. 2022. № 5. С. 109-124.

Thermodynamic analysis of polar organic reservoir fixation on diamonds and hydrophobic kimberlite minerals

Chanturia V.A., Morozov V.V., Chanturia E.L., Dvoichenkova G.P.

The main parameters characterizing the physico-chemical properties of the interfaces of the mineral – water phase – collector phases are determined and a calculation criterion is proposed for the selection of reagents regulating the selectivity of fixing apolar collectors on diamonds and kimberlite.

КОМПЛЕКСНЫЕ КРИТЕРИИ ДЛЯ ОБОСНОВАНИЯ РЕАГЕНТНЫХ РЕЖИМОВ ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ УГЛЕЙ*

Т.Н. Александрова, В.В. Кузнецов

ФГБОУ ВО «Санкт-Петербургский горный университет императрицы Екатерины II», Санкт-Петербург, Российская Федерация

e-mail: kuznetsov@vvalen.ru

Предложены комплексные физико-химические критерии, характеризующие протекание межфазных процессов при флотации углей. На основании предварительных физико-химических исследований поверхностных свойств технологических проб углей, оценка значений данных характеристик позволит обосновать механизмы действия выбранных флотационных реагентов и теоретически рассчитать потенциальные расходы с целью совершенствования процессов флотации угольной мелочи.

Традиционно основной сложностью для совершенствования технологий флотационного обогащения углей является влияние на эффективность флотации множества взаимосвязанных факторов: физико-химические свойства поверхности, наличие функциональных групп, дефекты решетки, заряженность, макроскопические свойства фаз. Тесная взаимосвязь этих факторов значительно понижает точность прогнозирования эффективности разрабатываемых технологических решений. Определение потенциальных механизмов протекания подобных процессов может быть осуществлено на основании численной характеристики кинетики процессов массопереноса веществ на границе раздела фаз. Наиболее распространенными характеристиками межфазных процессов являются значение свободной поверхностной энергии, определяемой по соотношению межфазных натяжений, а также значение заряда минеральной поверхности.

В работе предложен трехступенчатый подход к поиску эффективного реагентного режима. На первом этапе, для выявления особенностей взаимодействия основных функциональных групп реагентов с поверхностью с позиции сужения круга потенциальных реагентов до конкретных классов органических соединений, производится моделирование процессов адсорбции с использованием программных пакетов для квантово-химического моделирования. Производится анализ характерных химических структур на минеральной поверхности, которые предрасположены к более вероятному закреплению реагентов при помощи модуля программного пакета ORCA–NEB-TS (модель эластичных химических связей с оценкой транзитных состояний). Оценка эффектов гидрофобизации поверхности производится при помощи модуля программного пакета ORCA–CPCM (модель среды как поляризуемого проводника). Визуализация расчетов производится с применением программного пакета Avogadro (рисунок 1) [1, 2].

Вторым этапом является тестирование выделенных характерных представителей на пробе углей. Сущность теста состоит в определении соотношений значений компонент свободной энергии поверхности. Сокращение свободной энергии поверхности соответствует сумме изменений компонент энергии Гиббса при образовании связей поверхности с адсорбентом. Расчет основан на методике Оуэнса-Вендта-Рабьеле-Кьелбле, где исходными данными являются значения контактных углов двух жидкостей с известными значениями их дисперсионной и полярной компонент свободной энергии поверхности на границе раздела «газ-жидкость» (рисунок 2) [3].

* ***Работа выполнена в рамках гранта Российского научного фонда, проект № 23- 47-00109.***

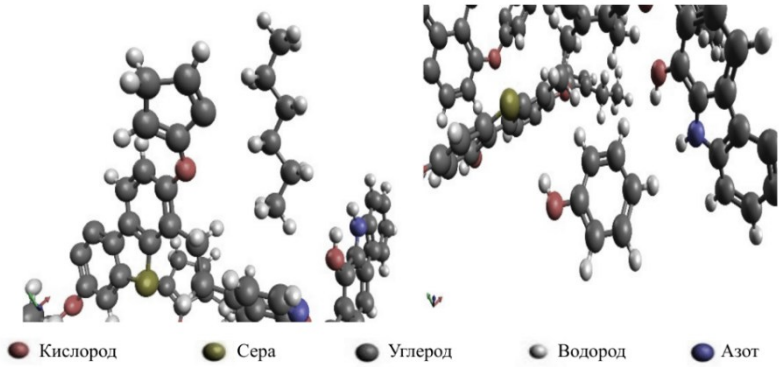


Рисунок 1. Визуализация закрепления молекул н-гексана и фенола на элементарной структурной единице молекулы угля

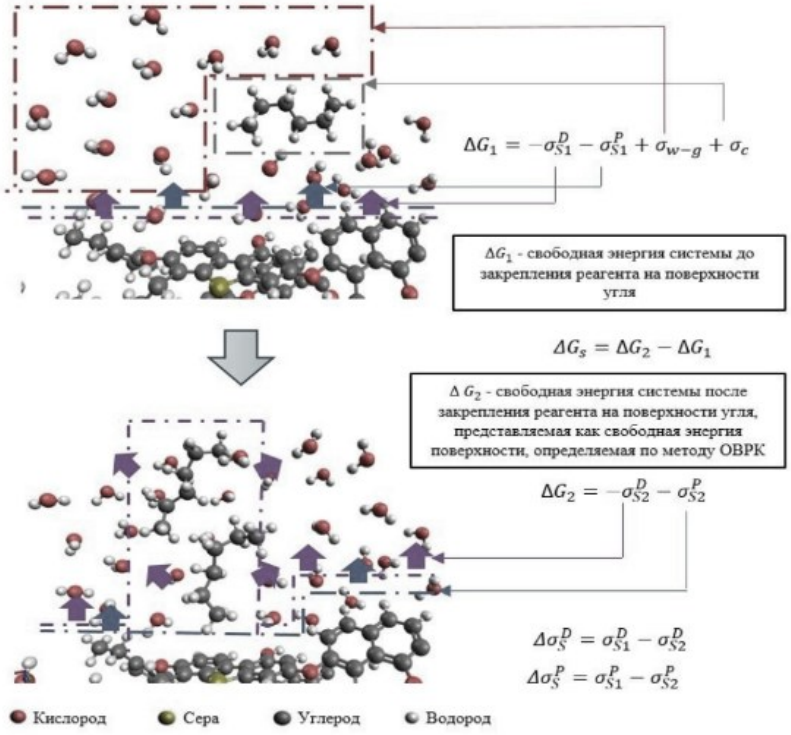


Рисунок 2. Графическая интерпретация расчета значения удельной энергии Гиббса при поверхностных явлениях

На последнем этапе для выделенного круга реагентов устанавливают значение требуемого расхода для достижения наиболее селективного изменения поверхностных характеристик компонентов углей. С этой целью производятся потенциометрические исследования межфазных характеристик, состоящих в измерении разницы потенциалов, возникающей при флотации углей выбранными реагентами с различным расходом [4]. Таким образом, подобный многоступенчатый подход к исследованию поверхностных процессов при флотации углей позволит обосновать составы аполярных собирателей для повышения эффективности применяемых технологий флотации.

Список использованных источников

1. Avogadro: an open-source molecular builder and visualization tool. Version 1.XX. http://avogadro.cc/ [дата обращения: 31.03.2025].

2. Neese, F. Software update: The ORCA program system-Version 5 / F. Neese // Wiley Interdisciplinary Reviews: Computational Molecular Science. 2022.
3. Aleksandrova T.N., Kuznetsov V.V., Prokhorova E.O. Investigation of Interfacial Characteristics as a Key Aspect of the Justification of the Reagent Regime for Coal Flotation //Minerals. 2025 Т. 15 №. 1.
4. Патент 2835415 РФ: Способ потенциометрического определения межфазных характеристик во флотационных системах: заявл. 17.07.2024: опубл. 25.02.2025 / Т.Н. Александрова, В.В. Кузнецов, Н.А. Шлыков.

Complex criteria for selection of coal flotation reagent modes validation

Aleksandrova T.N., Kuznetsov V.V.

In this paper we proposed and tested complex physical and chemical criteria characterizing the course of interfacial processes in coal flotation. On the basis of preliminary physicochemical studies of surface properties of technological samples of coals, evaluation of the values of these characteristics will allow to substantiate the mechanisms of action of selected flotation reagents and theoretically calculate the potential costs in order to improve the processes of flotation of coal fines.

ПРИМЕНЕНИЕ РЕАГЕНТА ЦИАНЭТИЛДИЭТИЛДИТИОКАРБАМАТА ДЛЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА ИЗ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД*

Т.Н. Матвеева, О.И. Гладышева, Л.Б. Ланцова

ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН», Москва, Российская Федерация

e-mail: tmatveyeva@mail.ru

Приведены результаты исследования реагента цианэтилдиэтилдитиокарбамата натрия (ЦЭДЭТК) в качестве перспективного селективного собирателя золотосодержащих сульфидных минералов при флотации золотосодержащих руд.

Разработка эффективных реагентов для флотации тонковкрапленного золота из упорных сульфидных руд направлена на сокращение потерь золота с отвальными продуктами обогащения и получение богатых по золоту концентратов за счет максимальной селекции золотоносных сульфидных минералов от не содержащих золота пирита и арсенопирита [1–3].

Исследования ИПКОН РАН в области синтеза и апробации новых видов реагентов для извлечения золота из упорных руд показали, что собиратели класса дитиокарбаматов – ДМДК, ДЭДК модифицированный, ОПДТК, ДБДК более селективны по сравнению с традиционно применяемым бутиловым ксантогенатом за счет образования устойчивых комплексных соединений с Au [4-6]. В аналитической химии производные дитиокарбаминовой кислоты используются для количественного определения различных металлов благодаря их способности к комплексообразованию [7].

Цель данной работы – на основе анализа адсорбционных и флотационных свойств реагента ЦЭДЭТК оценить перспективность его применения при индивидуальной подаче и в сочетании с бутиловым ксантогенатом в условиях флотации золотосодержащей руды.

Реагент S-цианэтил, N, N – диэтилдитиокарбамата (ЦЭДЭТК) представляет собой маслянистую жидкость желто-коричневого цвета с удельным весом 1,01 г/см^3, структурная формула представлена на рисунке 1.

**** Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда (https://rscf.ru/), проект № 22-17-00149.***

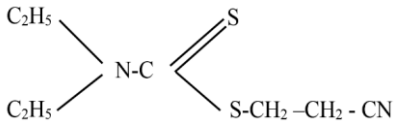


Рисунок 1. Структурная формула реагента S-цианэтил, N, N – диэтилдитиокарбамата (ЦЭДЭТК)

ЦЭДЭТК является неионогенным эфиром дитиокарбаминовой кислоты (рисунок 1). В то же время наличие в молекуле дитиокарбоновой группы, связанной с атомом азота -N-C(S)S, и химически активной тройной связи в -CN группе, способствует образованию комплексных соединений с цветными и благородными металлами. В условиях флотации такой реагент может избирательно закрепляться на поверхности минералов как за счет прочной химической адсорбции, так и более слабого физического взаимодействия. Углеводородные радикалы обеспечивают гидрофобизацию поверхности и повышают флотируемость минералов, на которых адсорбируется данный реагент. ЦЭДЭТК относится к 3 классу опасности, то есть не более опасен, чем бутиловый ксантогенат.

Опытный образец реагента ЦЭДЭТК предоставлен компанией АО «Волжский Оргсинтез». ЦЭДЭТК плохо растворим в воде, поэтому его 0,1% раствор готовили с помощью ультразвукового диспергатора МЭФ93.Т (ООО «МЭЛФИЗ-ультразвук», Москва).

Исследование выполнено на мономинеральных фракциях халькопирита и арсенопирита, аншлифах минералов с нанесенным золотом и пробе руды Олимпиадинского месторождения.

Изменение силы отрыва пузырька воздуха (Fотр.) от аншлифа халькопирита (а) и арсенопирита (б) в зависимости от концентрации БутКс и ЦЭДЭТК показало, что халькопирит обладает высокой природной гидрофобностью (Fотр.=$19 \cdot 10^{-5}$ Н), которая возрастает в растворе собирателей как БутКс, так и ЦЭДЭТК (5-30 мг/л) до $21 \cdot 10^{-5}$ Н [8]. Выполаживание кривой свидетельствует о насыщении адсорбционного слоя собирателя на поверхности минерала.

Гидрофобность арсенопирита в растворе ЦЭДЭТК значительно ниже, чем в растворе БутКс, наибольшая разница в величине силы отрыва $6 \cdot 10^{-5}$ Н отмечена при концентрации собирателя 10 мг/л, что может положительно сказаться на флотационной активности арсенопирита в условиях рудной флотации.

Поверхность аншлифа до и после взаимодействия с ЦЭДЭТК изучалась на аналитическом сканирующем электронном микроскопе LEO 1420VP с системой микроанализа INCA 350 и на лазерном сканирующем микроскопе KEYENCE VK-9700.

На рисунке 2, *а* – поверхность халькопирита без реагента, на рисунке 2, *б* появляются дискретные фазы ЦЭДЭТК в виде капель высотой 2,5–6,5 мкм и диаметром до 20–40 мкм (макс. 70 мкм). На рисунке 2, в поверхность халькопирита с нанесенным Au полностью покрыта дискретной пленкой реагента. 3D изображение визуализирует неровности рельефа, представленные микрозолотинами с адсорбированным реагентом (рисунок 2, *г*).

Таким образом, ЦЭДЭТК закрепляется как на чистом халькопирите, так и на халькопирите с золотом, при этом максимальное покрытие реагентом наблюдается на золотосодержащем минерале. Аналогичный эффект наблюдается и для золотосодержащего арсенопирита [8].

В результате флотационных испытаний на чистых минералах установлено, что применение нового реагента усиливает флотоактивность халькопирита и в сочетании с БутКс делает перспективным его применение в цикле медной флотации [6, 8]. В то же время флотируемость арсенопирита реагентом ЦЭДЭТК на 10-25% ниже, чем при использовании БутКс. При рациональном расходе ЦЭДЭТК разница во флотации халькопирита и арсенопирита составила

62%, что на 34% больше по сравнению с использованием Кх. Этот факт окажет положительный эффект при получении Cu концентратов с пониженным содержанием As.

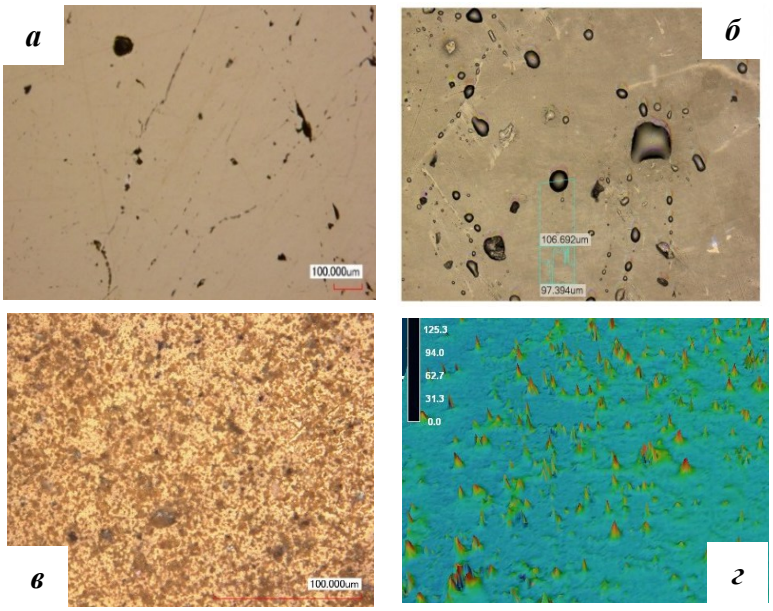


Рисунок 2. Изображение аншлифа халькопирита до (а) и после (б, в, г) воздействия ЦЭДЭТК (лазерный микроскоп KEYENCE VK-9700); природный образец (а, б) и халькопирит с Au (в, г)
3D изображение.
Масштаб: 1 см – 200 мкм

Тестирование реагента ЦЭДЭТК в условиях рудной флотации проводили на частной пробе золотосодержащей руды Олимпиадинского месторождения с содержанием 2,5 г/т Au (см. таблицу 1).

Таблица 1. Результаты флотации пробы руды Олимпиадинского месторождения

Реагенты, г/т	Продукты	Выход, %	Содержание Au, г/т	Извлечение Au, %
БутКс – 50 МИБК – 50	Концентрат	16,72	11,64	80,95
	Хвосты	83,28	0,55	19,05
	Руда	100,00	2,40	100,00
ЦЭДЭТК – 50 МИБК – 50	Концентрат	13,36	11,10	70,42
	Хвосты	86,64	0,95	29,58
	Руда	100,00	2,11	100,00
ЦЭДЭТК – 25 БутКс – 25 МИБК – 50	Концентрат	12,21	16,66	87,19
	Хвосты	87,79	0,34	12,81
	Руда	100,00	2,52	100,00

В случае использования комбинации собирателей ЦЭДЭТК и БутКс при снижении выхода с 16,72 до 12,21% получен концентрат более высокого качества по содержанию золота 16,66 г/т Au против 11,64 г/т Au в базовом эксперименте с одним ксантогенатом. При этом прирост извлечения золота в концентрат составил 6,2 %. Повышение технологических показателей флотации достигнуто без повышения общего расхода реагентов в базовом эксперименте.

Авторы выражают признательность научным сотрудникам ИПКОН РАН Н.К. Громовой и канд. геол.-минерал. наук В.А. Минаеву за помощь в проведении исследований.

Список использованных источников

1. Chanturiya V.A. and Kondratiev S.A. Contemporary understanding and developments in the flo-tation theory of non-ferrous ores, Miner. Process. and Extr. Metall. Rev., 2019, Vol. 40, No. 6. P. 390–401.
2. Александрова Т.Н., Орлова А.В., Таранов В.А. Повышение эффективности переработки комплексных медных руд варьированием реагентного режима // ФТПРПИ. 2020. № 6. С. 116–124.

3. Tijsseling L.T., Dehaine Q., Rollinson G.K., and Glass H.J. Flotation of mixed oxide sulphide copper-cobalt minerals using xanthate, dithiophosphate, thiocarbamate and blended collectors // J. Miner. Eng., 2019, Vol. 138. P. 246–256.
4. Матвеева Т.Н., Иванова Т.А., Гетман В.В. и др. Новые флотационные реагенты для извлечения микро- и наночастиц благородных металлов из упорных руд // Горный журнал. 2017. № 11. С. 89–93.
5. Matveeva T.N., Chanturiya V.A., Getman V.V. et al. The effect of complexing reagents on flota-tion of sulfide minerals and cassiterite from tin-sulfide tailings // Miner. Process. and Extr. Metall. Rev., Publish. Online, 21 Dec. 2020.
6. Матвеева Т.Н., Громова Н.К., Ланцова Л.Б. Экспериментальное обоснование собирателей класса циклических и алифатических дитиокарбаматов для извлечения золотоносных сульфидов из комплексных руд // ФТПРПИ. 2021. № 1. С. 137–145.
7. Бырько В.М. Дитиокарбаматы. М.: Наука, 1984. 342 с.
8. Матвеева Т.Н., Громова Н.К., Ланцова Л.Б., Гладышева О.И. К вопросу о механизме взаимодействия реагентов морфолиндитиокарбамата и цианэтилдиэтилдитиокарбамата с низкоразмерным золотом на поверхности сульфидных минералов при флотации труднообогатимых золотосодержащих руд // ФТПРПИ. 2022. № 4. С. 98–107.

Application of the reagent cyanethyldiethyldithiocarbamate
for the extraction of gold from gold-bearing ores

Matveeva T.N., Gladysheva O.I., Lantsova L.B.

The results of the study of the reagent sodium cyanoethyl diethyl dithiocarbamate (CEDETC) as a promising selective collector of gold-containing sulfide minerals in the flotation of gold-containing ores are presented.

КОНТРАСТНОСТЬ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ПОВЕРХНОСТИ СТИБНИТА, АРСЕНОПИРИТА И ПИРИТА ПРИ ФЛОТАЦИИ

В.А. Игнаткина, Н.Д. Ергешева, А.А. Каюмов
ФГАОУ ВО Национальный исследовательский технологический университет «МИСИС»,
Москва, Российская Федерация
e-mail: woda@mail.ru

Изложены результаты исследований, которые позволили разработать реагентный режим, который селективно отделяет стибнит от пирита и арсенопирита.

Разработка реагентных режимов флотации, которые обеспечивают контрастность технологических свойств минералов, имеющих сопоставимую флотоактивность, остается актуальной научно-практической задачей. К таким минералам относятся исследованные сульфиды – стибнит, пирит, арсенопирит. Для золотосульфидных руд, содержащих минералы сурьмы, железосодержащих сульфидов, с одной стороны, требуется сфлотировать все золотоносные сульфиды в коллективный концентрат, а затем селективно выделить стибнит в отдельный концентрат для последующего раздельного цианирования золотосульфидного концентрата [1, 2].

Эффективность реагентного режима главным образом связана с выбором собирателя. На рисунке 1 показана флотоактивность стибнита, пирита и арсенопирита бутиловым ксантогенатом и диизобутиловым дитиофосфатом.

Как видно из рисунка 1, флотируемость сульфидов достаточно близкая. Использование модификаторов в реагентном режиме позволяет регулировать закрепление собирателя и, соответственно, создавать разницу во флотоактивности сульфидов (рисунок 2).

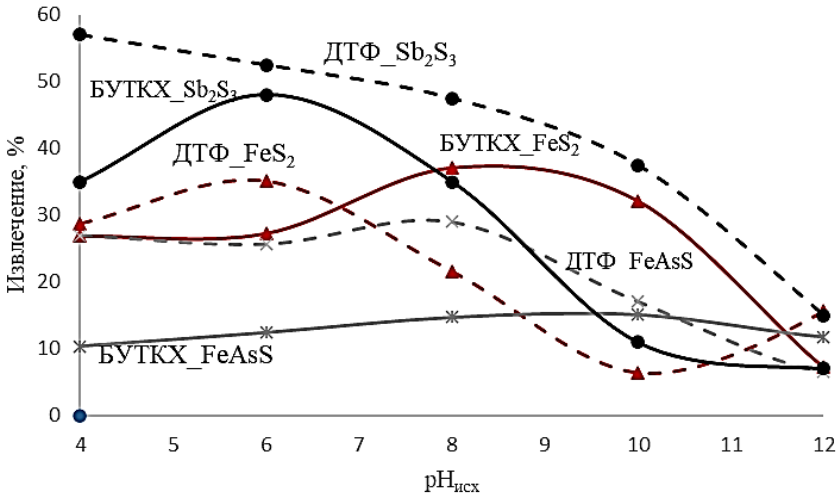


Рисунок 1. Зависимость флотируемости сульфидов от pH:
фракция сульфидов -41+10 мкм, [$C_{соб.}$] 10^{-4} моль/л

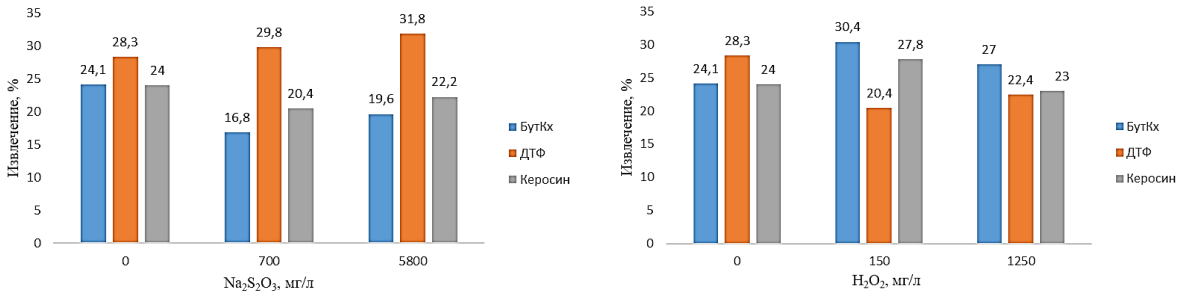


Рисунок 2. Влияние модификатора на флотируемость сульфгидрильными собирателями и керосином:
фракция сульфидов -41 +10 мкм, [$C_{соб.}$] 10^{-4} моль/л и керосин 10 мг/л,
$pH_{исх}$ = 5,5 [$C_{мод.}$] $4{,}4\cdot10^{-3}$ моль/л и $36{,}7\cdot10^{-3}$ моль/л

Как видно из рисунка 2, флотируемость стибнита при беспенной флотации ДТФ более устойчива в присутствии тиосульфата.

На рисунке 3 приведены результаты измерения краевого угла смачивания капли воды на поверхности стибнита.



Рисунок 3. Влияние собирателей в присутствии модификаторов на краевой угол смачивания антимонита, ($Θ_{ср.}$±0,5) град:
$C_{БутКх}$ =10^{-4} моль/л, $C_{ДТФ}$ =10^{-4} моль/л, $C_{Na_2S_2O_3}$=$4{,}4\cdot10^{-3}$ моль/л, pH=5,5

Измерение краевого угла смачивания для установления влияния сульфгидрильного собирателя на смачиваемость поверхности антимонита водой после предварительной обработки шлифа тиосульфатом натрия (рисунок 3) показало, что величина краевого угла смачивания выше после обработки БутКх (80°), чем ДТФ (77°).

На рисунке 4 приведены изображения механизма действия сульфгидрильного собирателя в присутствии тиосульфата натрия.

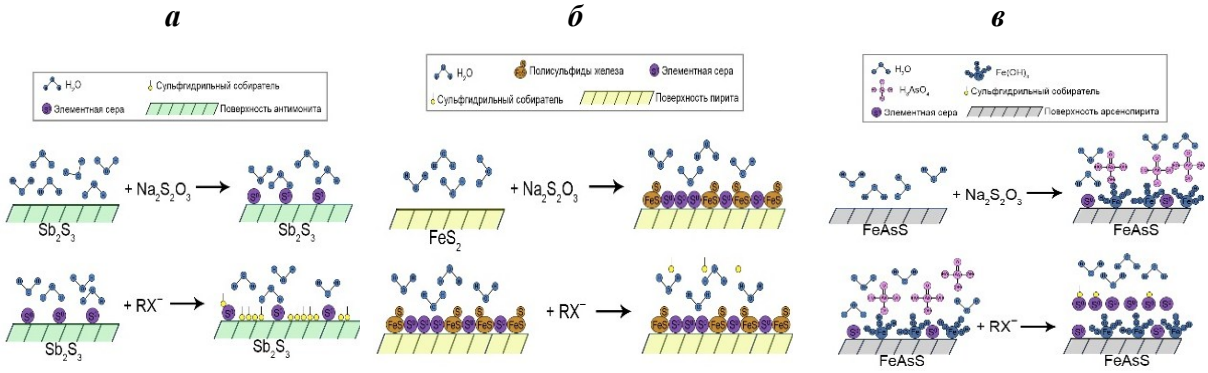


Рисунок 4. Механизм действия сульфгидрильного собирателя (БутКх и ДТФ) на поверхности:
ионогенный сульфгидрильный собиратель (RX^-), где X^- – солидофильная группа

В присутствии тиосульфата натрия гидрофобизирующая способность ДТФ сохраняется в большей мере (Ѳ снижается с 77 до 73°), чем для БутКх (Ѳ снижается с 80 до 70°). Подтверждается, что ДТФ по отношению к антимониту обладает более высокими собирательными свойствами, по сравнению с БутКх.

Антимонит в водной среде окисляется, растворяется, в результате поверхностных реакций образуются ионы сурьмы, элементная сера, возможны и другие активные центры на поверхности антимонита. На активных центрах поверхности антимонита закрепляются ионогенные сульфгидрильные собиратели за счет закрепления посредством координационного комплекса $Sb(RX)_3$. Согласно ИК спектрам отражения, на антимоните также зафиксирована хемосорбция неионогенного сульфгидрильного компонента за счет донорно-акцепторного механизма с локально некомпенсированными дефектами поверхности. Таким образом, на поверхности антимонита сульфгидрильные собиратели и тиосульфат закрепляются на независимых активных центрах поверхности, конкуренция между ними за активные центры минимальна.

При взаимодействии арсенопирита и пирита с собирателем в присутствии тиосульфата натрия закрепление собирателя на поверхности затруднено вследствие конкурентных реакций с гидроксидами, гидроксокомплексами и полисульфидами железа. Снижение интенсивности окисления серы кристаллической решетки арсенопирита и пирита за счет применения тиосульфата также затрудняет хемоморбцию сульфгидрильного собирателя на активных центрах поверхности, что в совокупности препятствует гидрофобизации поверхности и приводит к снижению извлечения пирита, арсенопирита в пенный продукт флотации.

Установленные закономерности, сформулированный механизм действия ДТФ в присутствии тиосульфата натрия для повышения контрастности смачиваемости поверхности стибнита в сравнении с пиритом и арсенопиритом позволили разработать реагентный режим для селективного выделения стибнита в пенный концентрат из труднообогатимых золотосульфидных руд, который защищен патентом [4].

Список использованных источников

1. Segura-Salazar J. Stibnite froth flotation: A critical review / J. Segura-Salazar, P.R. Brito-Parada // Mineral Engineering. 2021. Vol. 163. P. 1-23.
2. Solozhenkin P.M. The development of antimony production in Russia on the basis of innovative technologies // IMPC 2018. 29th International Mineral Processing Congress. 2019. P. 1026-1038.
3. Ергешева Н.Д. Повышение контрастности флотации сульфидов сурьмы, железа и мышьяка из труднообогатимых золотосульфидных руд с использованием сочетания сульфгидрильных собирателей в окислительно-восстановительных условиях: дисс. на соискание канд. тех. наук. М., 2025. Режим доступа: https://misis.ru/science/dissertations/2025/3842.
4. Патент 2834925 РФ: Способ селективной флотации стибнита из золото-сульфидных руд: №2024110625 от 8.04.2024: опубл. 17.02.2025 / Игнаткина В.А., Каюмов А.А., Ергешева Н. и др.

Contrast of technological properties of the surface of stibnite, arsenopyrite and pyrite in flotation

Ignatkina V.A., Yergesheva N.D., Kayumov A.A.

The results of the studies that allowed the creation of the reagent regime that selectively recovery stibnite from pyrite and arsenopyrite are presented.

ПРИМЕНЕНИЕ НИЗКОТЕМПЕРАТУРНОЙ ПЛАЗМЫ ДЛЯ РЕГУЛИРОВАНИЯ ФЛОТАЦИОННОЙ АКТИВНОСТИ ГАЛЕНИТА

И.Ж. Бунин, М.В. Рязанцева

ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН», Москва, Российская Федерация

e-mail: bunin_i@mail.ru

В работе исследовано влияние параметров низкотемпературной плазмы диэлектрического барьерного разряда (НТП–ДБР) на донорно-акцепторные, сорбционные и флотационные свойства галенита. Показана возможность направленного регулирования флотационной активности минерала в результате изменения их кислотно-основных свойств и сорбционной способности.

Результаты мономинеральной флотации природного галенита показали, что воздействие НТП–ДБР на класс крупности –100+63 мкм при длительности импульса 4 мкс и всех исследованных частотах излучения (таблица 1) обусловливает депрессию минерала, причем она (депрессия) усиливается с увеличением продолжительности воздействия. При длительности импульса 8 мкс снижение флотационной активности галенита наблюдается только при частоте повторения импульса 2 кГц, при прочих исследованных частотах, выход галенита в пенный продукт не зависит от прочих параметров ДБР.

Таблица 1. Влияние параметров НТП–ДБР на флотационную активность галенита

Длительность импульса, мкс	**-100+63 мкм**			
	16,0 кГц	**10,0 кГц**	**5,8 кГц**	**2,0 кГц**
4	↓↓ на 10–26%	↓↓ на 10–33%	↓↓ на 10–25%	↓↓ на 15–30%
8	$\varepsilon_{конц}$=const	$\varepsilon_{конц}$=const	$\varepsilon_{конц}$=const	↓↓ на 18–20%
	-63+10 мкм			
	16,0 кГц	**10,0 кГц**	**5,8 кГц**	**2,0 кГц**
4	$\varepsilon_{конц}$=const	↑ на 10%	$\varepsilon_{конц}$=const	↑ на 10%
8	$\varepsilon_{конц}$=const	↑ на 10%	$\varepsilon_{конц}$=const	$\varepsilon_{конц}$=const

Для класса –63+10 мкм идентифицированы параметры ДБР, при которых плазменная обработка позволяет повысить выход минерала в пенный продукт на 10%: длительность импульса – 8 мкс и / или 4 мкс, напряжение на электродах в ячейке барьерного разряда – 20 кВ, частота повторения импульсов – 10 кГц; время обработки образцов ДБР – $t_{обр.}$=10-50 с; длина межэлектродного промежутка – 5 мм.

Для установления механизма активации галенита в процессе взаимодействия с полем низкотемпературной плазмы были проведены исследования по выявлению взаимосвязи параметров плазменного воздействия с кислотно – основными свойствами его поверхности с использованием метода адсорбции кислотно – основных индикаторов. Полученные результаты и их обсуждение представлены на рисунке 1 и описаны ниже.

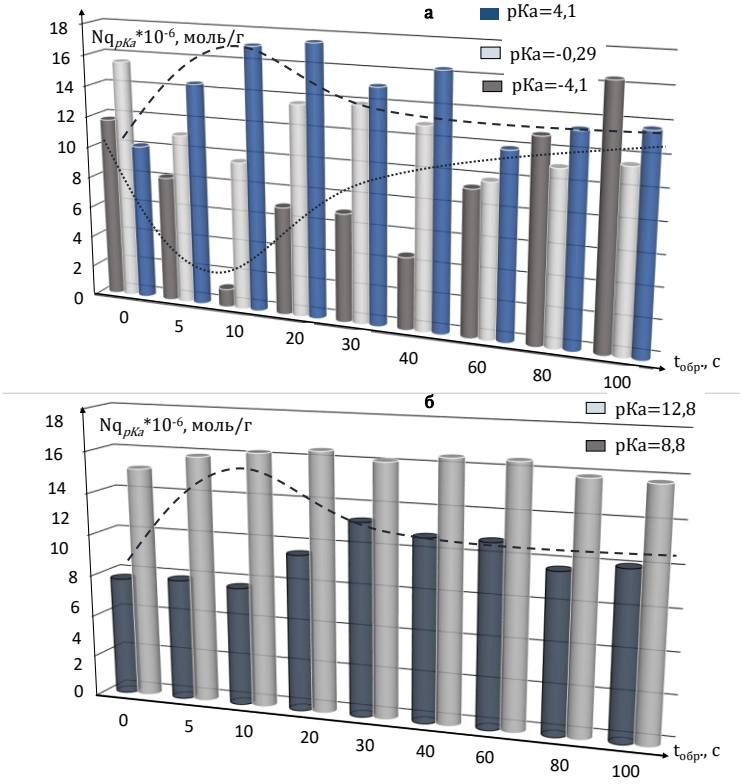


Рисунок 1. Влияние НТП–ДБР на содержание донорно-акцепторных центров на поверхности галенита

Из анализа полученных данных следует, что в результате взаимодействия поверхности минерала с полем низкотемпературной плазмы ДБР число основных Люисовских центров (pKa=-4,1 и pKa=-0,29) снижается в зависимости от времени обработки в 1,25–10 раз (рисунок 1, а). Вместе с этим, как видно из этого же рисунка, число кислотных (pKa=4,1) и основных (pKa=8,8 и 12,8) Бренстедовских центров увеличивается в 1,1–1,7 раза (рисунок 1, а, б). Другими словами, прямым следствием обработки мелкодисперсного минерала плазмой диэлектрического барьерного разряда является активация его поверхности, заключающаяся в вовлечении в кислотно-основное взаимодействие ранее не активных до обработки Льюисовских центров кислотного и основного типов, в результате чего (вовлечения) с одной стороны снижается отрицательный заряд поверхности, на что указывает снижение числа основных Льюсовских центров, с другой, по всей вероятности, наблюдается также и рост акцепторной способности поверхности, что следует из роста числа основных центров Бренстеда.

Результаты, полученные методом адсорбции кислотно-основных индикаторов согласуются с данными полученными методом ИК-спектроскопии и результатами флотационных экспериментов: сорбционная активность образцов галенита, обработанного в поле НТП–ДБР увеличивается по отношению к анионогенному собирателю, т.е. бутиловому ксантогенату калия, что объясняет рост извлечения минерала в пенный продукт в результате НТП–ДБР обработки (рисунок 2, а, б).

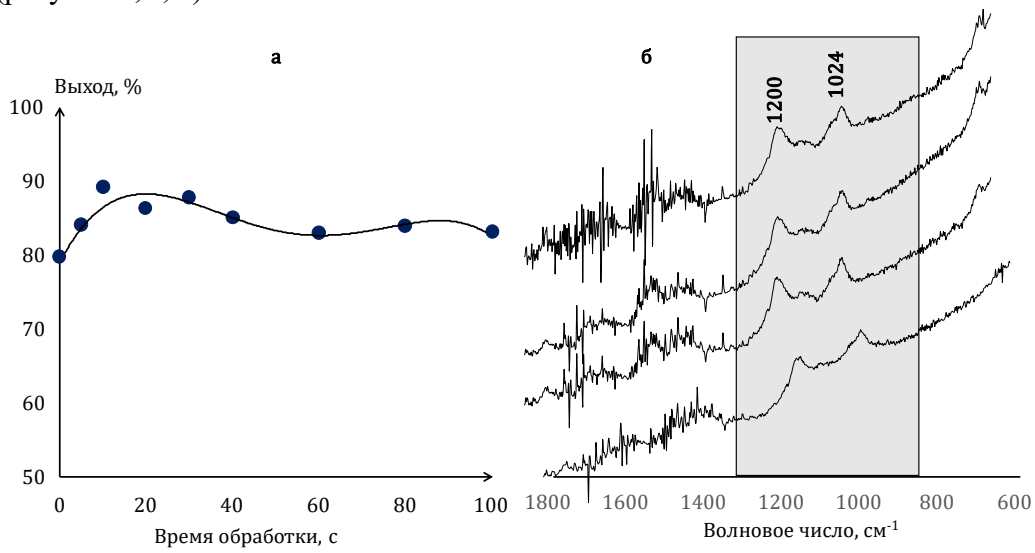


Рисунок 2. Влияние НТП–ДБР на флотационную (а) и сорбционную (б) активность галенита (-63+10 мкм)

В результате исследований влияния параметров воздействия низкотемпературной плазмы ДБР на структурное состояние поверхности, физико-химические и флотационные свойства и галенита экспериментально обоснована возможность направленного регулирования кислотно-основных свойств поверхности минерала при воздействии НТП–ДБР.

Методом адсорбции кислотно-основных индикаторов показано, что предварительная кратковременная ($t_{обр}$=5–40 с) плазменная обработка вызывает усиление акцепторных и ослабление донорных свойств поверхности галенита, что обусловливает рост его сорбционной способности и флотационной. Установлены параметры плазменной обработки, обеспечивающие прирост извлечения галенита в пенный продукт флотации до 10%: 8 и/или 4 мкс, напряжение на электродах в ячейке барьерного разряда – 20 кВ, частота повторения импульсов – 10 кГц; время обработки образцов ДБР – $t_{обр.}$=10-50 с; длина межэлектродного промежутка – 5 мм.

The application of low temperature dielectric barrier discharge plasma for the regulation of galena floatability

Bunin I.Zh., Ryazantseva M.V.

The influence of a dielectric barrier discharge low-temperature plasma parameters on the donor-acceptor, sorption and flotation properties of galena was studied. The possibility of the mineral floatability regulation as a result of changes in their acid - base properties and sorption activity was determined.

ФЛОТАЦИОННОЕ РАЗДЕЛЕНИЕ МЕДНО-НИКЕЛЕВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ, ПОЛУЧЕННЫХ ИЗ РУД ЕДИНОГО ГЕНЕЗИСА

Л.С. Петрунова-Лесникова, М.С. Дациев, А.Н. Сисина, Т.А. Лихачева

ПАО «Горно-Металлургическая Компания "Норильский никель"», Заполярный филиал, г. Норильск, Российская Федерация

e-mail: LesnikovaLS@nornik.ru

В статье приведены обобщенные результаты по исследованию селективного разделения коллективных концентратов, полученных из разных типов рудного сырья

На второй Пусковой комплекс (далее – ПК) Талнахской обогатительной фабрики (далее – ТОФ) поступают богатые и медистые руды Талнахского рудного узла, который сложен из двух главных месторождений сульфидных медно-никелевых руд: Талнахского (рудники «Маяк», «Комсомольский», «Скалистый») и Октябрьского (рудники «Октябрьский», «Таймырский» и «Комсомольский»). В настоящее время часть медистых руд и вкрапленные руды Талнахского рудого узла обогащаются на Норильской обогатительной фабрике, с 2027 г. согласно проекту по расширению ТОФ планируется запуск отдельной секции их переработки с увеличением мощности фабрики с 10,8 до 18 млн тонн рудного сырья в год. Перспективный рудопоток характеризируется более низким содержанием ценных компонентов, руды 3-го Пускового комплекса имеют сложный минеральный и фазовый состав, представлены различными модификациями сульфидных и окисленных, рудных и породных минералов. При этом вкрапленность минералов варьируется от наноразмерных и тонкодисперсных частиц до агрегатных образований рудных и породных частиц, также имеет место тесное срастание сульфидов друг с другом. Для обогащения перспективной шихты принята гравитационно-флотационная технология обогащения с последовательной селекцией медного концентрата и никель-пирротинового концентрата.

Обогащение шихты богатых и медистых руд на Талнахской обогатительной фабрике осуществляется по коллективно-селективной технологии с получением коллективного медно-никелевого концентрата и породных хвостов в голове процесса с последующей селекцией коллективного концентрата с получением медного и никель-пирротинового концентратов, концентрата дообогащения малоникелистого пирротина и отвального малоникелистого пирротинового продукта.

С целью определения возможности применения коллективно-селективной схемы флотации для различных типов руд Талнахского и Октябрьского месторождений.

Рассмотрена совместная флотационная переработка коллективных медно-никелевых концентратов, полученных из смесей разных типов руд. Проведены сравнительные исследования по их автономному обогащению, а также при объединении коллективных медно-никелевых концентратов, полученных из текущей шихты богатых и медистых руд и перспективной шихты вкрапленных и медистых руд. Долевой состав шихт приведен в таблице 1, принципиальная схема проведения исследований на рисунке 1.

Получение медно-никелевых концентратов коллективной флотации из шихты 2 ПК и шихты 3 ПК осуществляли с применением собирателей: бутилового аэрофлота и бутилового ксантогената. Полученные концентраты объединяли и осуществляли подготовку к селективному разделению – последовательную обработку сернистым натрием и активированным углем с последующим доизмельчением. В цикле селекции использовали бутиловый аэрофлот (до 10 г/т), в медном цикле доводку медного концентрата осуществляли с применением

модификатора – бисульфита натрия, в никель-пирротиновом цикле получение никелевого концентрата осуществляли после обработки пульпы известковым молоком с использованием реагентов – бутилового ксантогената калия и диметилдитиокарбамата натрия.

Таблица 1. Долевой состав шихт 2 ПК и 3 ПК ТОФ

Тип минерального сырья	**Массовая доля в шихте, %**	
	Шихта 2ПК	**Шихта 3ПК**
Богатые руды (рудники «Комсомольский», «Скалистый», «Таймырский», «Октябрьский»)	70	–
Медистая руда рудника «Октябрьский»	30	–
Медистая руда рудника «Комсомольский»	–	65
Вкрапленные руды (рудники «Октябрьский» и «Маяк»)	–	35
Итого	100,00	100,00
Справочно		
∑ основных сульфидов (халькопирит, пентландит, пирротин, пирит)	44,99	15,23
Проектная схема обогащения	Коллективно-селективная	Последовательная селективная

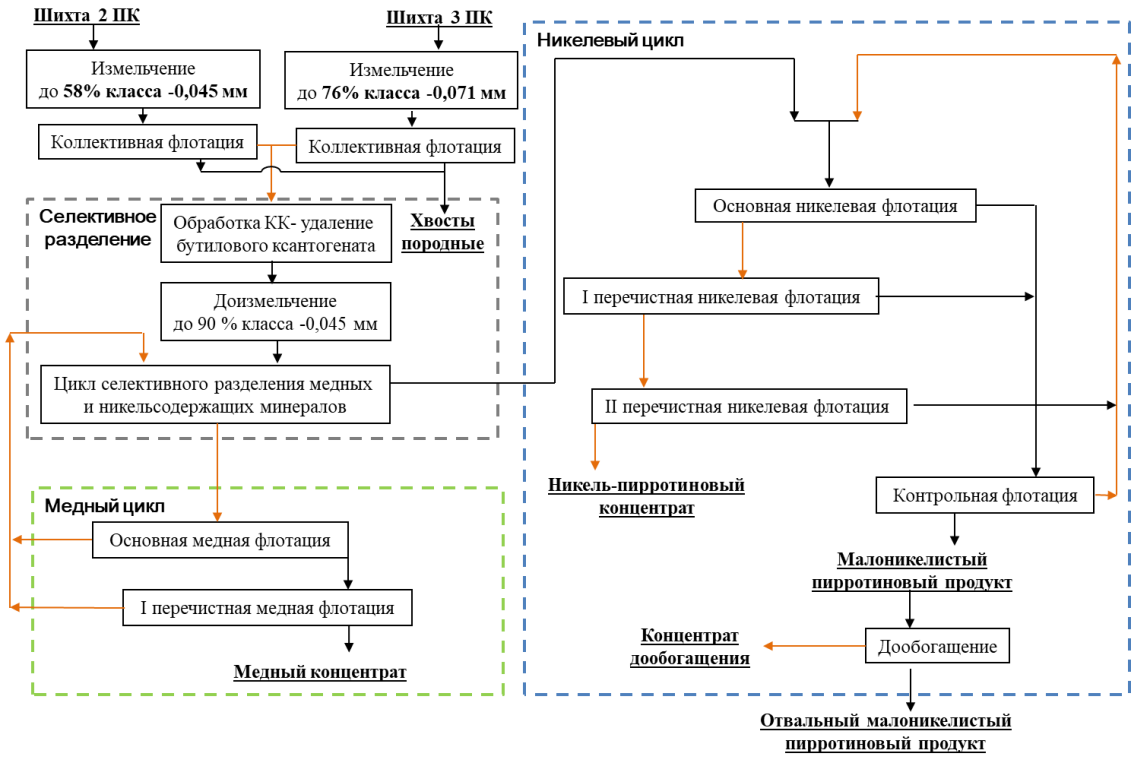


Рисунок 1. Схема проведения лабораторных исследований с объединением концентратов коллективной флотации перед селективным разделением

Результатами лабораторных исследований (таблица 2) определено, что совместная флотационная переработка объединенных концентратов коллективной флотации 2 ПК и 3 ПК в сравнении с показателями полученных при обогащении шихт 2 ПК и 3 ПК по отдельным схемам обогащения имеет некоторое преимущество по снижению потерь цветных металлов с хвостами (возможно за счет синергии от объединения концентрата 3 ПК из вкрапленных и медистых руд с более богатым концентратом 2 ПК из богатых и медистых руд). Справочно в

таблице 2 приведены перспективные проектные показатели по автономным схемам обогащения.

Таблица 2. Технологические показатели обогащения при совместной переработке коллективных концентратов, выделенных из разных шихт

Наименование продуктов	Содержание, %				Извлечение, %			
	Ni	Cu	S	SiO_2	Ni	Cu	S	SiO_2
Шихта 2 ПК (богатые и медистые руды)								
Медный концентрат	1,23	29,58	33,10	1,13	6,39	**91,81**	18,97	0,53
Никель-пирротиновый концентрат	11,30	1,48	31,80	5,20	**77,40**	6,08	24,06	3,20
КДМП*	1,14	0,16	25,80	12,44	4,87	0,40	12,16	4,77
Хвосты отвальные	0,27	0,07	9,81	31,38	11,34	1,71	44,80	91,50
Шихта 2 ПК	1,73	2,90	15,70	19,30	100,00	100,00	100,00	100,00
Индекс селективности – 169,21%, Σ «вторых» металлов – 2,71%								
Шихта 2 ПК+3 ПК (раздельное получение концентратов коллективной флотации из каждой шихты с последующим их объединением перед разделением)								
Гравиоконцентрат	1,08	1,61	8,90	29,24	0,08	0,07	0,08	0,14
Медный концентрат	1,16	29,15	33,30	0,78	6,54	**89,82**	21,11	0,27
Никель-пирротиновый концентрат	10,35	1,47	28,39	6,49	**75,08**	5,82	23,14	2,84
КДМП*	1,15	0,31	22,17	9,75	5,67	0,83	12,28	2,90
Хвосты отвальные	0,21	0,11	6,48	26,14	12,63	3,45	43,40	93,87
Шихта 2 ПК+3 ПК	1,29	2,36	11,49	21,41	100,00	100,00	100,00	100,00
Индекс селективности – 164,9%, Σ «вторых» металлов – 2,63%								
Справочно: обогащение по отдельным схемам с объединением конечных продуктов: шихта 2 ПК по схеме коллективно-селективной флотации, шихта 3 ПК по схеме прямой селективной флотации								
Гравиоконцентрат	1,08	1,61	8,90	29,24	0,08	0,07	0,08	0,14
Медный концентрат	1,37	28,69	32,57	1,89	7,77	**88,55**	20,68	0,64
Никель-пирротиновый концентрат	10,06	1,63	31,26	5,71	**74,39**	6,55	25,88	2,54
КДМП*	1,14	0,16	25,80	12,44	4,28	0,33	10,84	2,80
Хвосты отвальные	0,22	0,14	6,24	25,67	13,48	4,50	42,52	93,88
Шихта 2 ПК+3 ПК	1,29	2,36	11,49	21,41	100,00	100,00	100,00	100,00
Индекс селективности – 162,94%, Σ «вторых» металлов – 3,00%								

* Концентрат дофлотации малоникелистого пирротина

Вместе с тем, полученный никель-пирротиновый концентрат от разделения объединенного концентрата коллективной флотации шихт руд 2 ПК и 3 ПК имеет сниженные потребительские характеристики в разрезе его дальнейшей пирометаллургической переработки:

- увеличение содержания диоксида кремния в никель-пирротиновом концентрате с 5,71 до 6,49 %, что является следствием более высокой флотоактивности минералов пустой породы в шихте 3 ПК из вкрапленных и медистых руд;

- снижение содержания серы в никель-пирротиновом концентрате с 31,26 до 28,39 % за счет разубоживания флотоактивными минералами пустой породы.

Улучшение характеристик никель-пирротинового концентрата возможно за счет усовершенствования режимов получения коллективного концентрата из шихты 3 ПК из вкрапленных и медистых руд (подбор селективных депрессоров пустой породы) или его перечистки, планируется проведение дальнейших исследований в этом направлении.

Заключение. Лабораторными исследованиями показана возможность применения в практике обогащения селективного разделения смесей коллективных медно-никелевых концентратов, полученных из различных типов руд. Результаты исследований могут быть применены для выбора схемы обогащения после технико-экономической оценки, включающей:

- сравнительную оценку дальнейшей металлургической переработки полученных селективных готовых концентратов;
- изменения парка флотационного оборудования и производственных площадей при различных вариантах реализации схем обогащения и их комбинаций.

Flotation separation copper-nickel concentrates obtained from ore types of common origin

Petrunova-Lesnikova L.S., Datsiev M.S., Sisina A.N., Lihachyova T.A.

The article summarizes the results of the study of selective separation of collective concentrates obtained from different types of ore raw materials

---

ДОСТИЖЕНИЯ, ПРОБЛЕМЫ И ПЕРСПЕКТИВЫ ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ ФЛЮОРИТОВЫХ РУД

Е.Ю. Дегодя[1], И.В. Шадрунова[2], Н.Л. Медяник[1]

[1] ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Российская Федерация

[2] ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН», Москва, Российская Федерация

e-mail: magur@mail.ru; shadrunova_@mail.ru

Флотация остается единственным способом получения высококачественных флюоритовых концентратов при обогащении флюоритовых руд. В современных условиях рассмотрены технологические особенности сырья и пути совершенствования реагентных режимов, позволяющие корректировать технологические схемы с учетом труднообогатимости сырья.

В настоящее время флотация является основным методом обогащения флюоритовых руд и единственным способом получения высококачественных флюоритовых концентратов, содержащих 92-97% флюорита, которые необходимы в химической, металлургической и других отраслях промышленности. Анализ практики обогащения флюоритовых руд показал, что в результате истощения легкообогатимых руд в переработку вовлекаются карбонатно-флюоритовые руды со средним и низким флюорито-карбонатным модулем. Близкие свойства флюорита и кальцита определяют сложность их флотационного разделения и обусловливают неудовлетворительные показатели процесса флотации. Поэтому флюоритовые руды некоторых месторождений, содержащие карбонатные минералы, по существующим технологиям перерабатываются не эффективно и даже применение сложных технологических схем и реагентных режимов не позволяют получать высококачественные флюоритовые концентраты. Определено, что теоретические основы и выявленные ведущими учеными закономерности обогащения флюоритовых руд являются базовыми для легко- и среднеобогатимых руд, но полностью не определяющими для труднообогатимых, и их вовлечение в переработку, согласно распоряжению Правительства РФ, требует внедрения эффективных технологических схем.

С целью повышения селективности основных и перечистных операций при флотации флюоритовых руд в МГТУ им. Г.И. Носова проведены исследования, которые показали

технологическую эффективность и целесообразность. Прежде всего учтены факты, что для применяемых карбоксильных собирателей характерна достаточно малая избирательность их закрепления и активное взаимодействие карбоксильной группы с солями жесткости, что требует предварительного умягчения воды. В связи с этим исследованы и рекомендованы к промышленному освоению современные избирательные реагенты собиратели FCA, FCB, FL7014 фирмы Florrea, получены кондиционные флюоритовые концентраты при флотации карбонатно-флюоритовых руд Эгитинского и Суранского месторождений. Также выявлено и установлено, что особую роль на флотацию флюорита оказывает применение сернистого натрия в качестве активатора. Повышение флотируемости данного минерала обусловлено образованием на его поверхности элементной серы, способствующей повышению адсорбции карбоксильного собирателя. Наибольший эффект в промышленных условиях достигается при подаче сернистого натрия в измельчение до 360-400 г/т.

Для подавления минералов вмещающей породы при флотации флюоритовых руд используют различные реагенты депрессоры, однако применяемые реагенты часто не обеспечивают эффективной депрессии кальцита и кварца, могут быть дефицитными или дорогостоящими. С целью повышения селективности флотационных операций было изучено действие смеси реагентов: сернокислого двухвалентного железа и жидкого стекла, сернокислого трехвалентного железа и жидкого стекла, сернистого натрия и жидкого стекла, а также бихромата калия, перманганата калия, крахмала. Полученные данные исследований показывают неоднозначные результаты. При флотации силикатно-флюоритовых руд депрессия кварца происходит достаточно эффективно, а при флотации карбонатно-флюоритовых руд выход полученных концентратов либо уменьшается, либо остается неизменным при одновременном снижении массовой доли флюорита на 1,5-3%. На основе анализа литературных данных и практики переработки данного сырья для повышения степени депрессии кальцита и улучшения качества флюоритового концентрата изучена эффективность применения процесса пропарки. В процессе исследований изучено влияние разжиженности и температуры пульпы, времени пропарки, концентрации жидкого стекла в пульпе. Установлено, что при концентрации жидкого стекла, равной 1%, прирост массовой доли флюорита в концентрате особенно возрастает при температуре пропарки, равной 60°С, а снижение массовой доли кальцита непрерывно и значительно до температуры пропарки равной 80°С. Установленные параметры пропарки нашли промышленное освоение сначала на Миндякской обогатительной фабрике, в настоящее время на Эгитинском ГОКе.

Следует отметить о наличии глины и углистых сланцев в данных рудах, вызывающих серьезные затруднения при флотации флюорита одновременно загрязняющих флюоритовый концентрат. Присутствие в верхних горизонтах месторождений значительного количества глины (до 30%) обусловливает применение в схемах обогащения операции промывки. Одним из путей интенсификации промывки руды является применение реагентов-диспергаторов глинистых шламов. Их добавка в промывочную воду существенно ускоряет процесс промывки руд. Наилучшие результаты получены при применении жидкого стекла при расходе 400 г/т и времени промывки, равном 15 мин.

Для обогащения углистых сланцев нашли применение аполярные реагенты. Проведены исследования по флотации углистых сланцев различными маслами, предварительно эмульгированными и отличающимися по своей вязкости, – трансформаторным, машинным, соляровым и керосином в присутствии пенообразователей СФК, РАС, ВКП с расходами от 50 до 250 г/т. Результаты исследований показывают, что наилучшие технологические показатели при выделении углистых сланцев в пенный продукт при флотации аполярными собирателями

достигаются с применением пенообразователя ВКП. Флотация сланцев протекает достаточно активно, наблюдается обильная черная пена. Лучшие результаты получены при использовании солярового масла. При этом выход сланцев составляет 8,3%, массовая доля флюорита 4,78% при извлечении 2,06%. Введение небольшого количества трансформаторного, машинного масел и керосина способствует также получению пенного продукта с низкой массовой долей флюорита, однако при этом выход сланцев минимален. При использовании пенообразователей СФК и РАС удовлетворительные результаты наблюдаются с применением малых расходов машинного и трансформаторного масел. С повышением расхода собирателей массовая доля флюорита в сланцах возрастает. Низкие показатели обогащения углистых сланцев получены с применением керосина и РАС. Использование трансформаторного и солярового масел с данным пенообразователем также не дает положительных результатов обогащения. Таким образом, включение в начале технологического цикла операции флотации сланцев при обогащении данных руд позволяет практически полностью удалить углистые сланцы и исключить загрязнение флюоритового концентрата.

Установлено, что флюорит в месторождениях встречается чистый и с изоморфными примесями разного цвета. Для повышения избирательности выделения флюорита решен комплекс вопросов, определяющих поведение разновидностей флюорита и сопутствующих минералов в процессе флотации. В частности, учтены факторы, влияющие на состояние поверхности разновидностей флюорита, прежде всего те, которые обусловлены дефектностью кристаллической решетки и наличием химических примесей. Проведено изучение естественной флотируемости разновидностей флюорита в зависимости от величины pH. Установлено, что оптимальное значение величины pH для белого флюорита составляет 5,5-6, в то время как для зеленого и фиолетового – 6-7. Повышение величины pH среды в диапазоне 8-11 приводит к непрерывному снижению флотируемости данных минералов.

Определено, что разновидности флюорита по естественной флотационной активности располагаются в ряд: белый→зелёный→фиолетовый. Также установлено, что различная естественная флотируемость разновидностей флюорита обусловлена, в частности, различным энергетическим состоянием их поверхности, что подтверждается результатами измерения дзета-потенциала (ξ). При этом для белого флюорита ξ равен 1,35 мВ, для зеленого – 1,61 мВ, а для фиолетового – 1,79 мВ. Минимальная поверхностная энергия белого флюорита объясняется отсутствием нарушений строгой периодичности свойств в пространстве кристаллической решетки, в то время как в зеленом и фиолетовом флюоритах такая периодичность нарушается вследствие их дефектности и поверхностная энергия увеличивается. Различие поверхностной энергии разновидностей флюорита также усиливается наличием химических примесей. Различная прочность закрепления карбоксильных собирателей на поверхности разновидностей флюорита зависит от величины произведения растворимости образующихся олеатов металлов и зависит от наличия преобладающих катионов металлов на их поверхности.

Представленные результаты подтверждаются сопоставимостью большого объема экспериментальных исследований с положительными результатами промышленных испытаний и обеспечиваются применением современного комплекса физико-химических методов исследований с использованием современного сертифицированного оборудования.

Разработанные и используемые флотационные технологии обогащения разновидностей флюоритовых руд позволяют получать флюоритовые концентраты с массовой долей флюорита более 92%.

Achievements, challenges and prospects of fluorite ores flotation enrichment

Degodya E.Yu., Shadrunova I.V., Medyanik N.L.

Flotation remains the only way to obtain high-quality fluorite concentrates when enriching fluorite ores. In modern conditions, the technological features of raw materials and ways to improve reagent modes are considered, which allow correcting technological schemes taking into account the difficulty of enriching raw materials.

ПРИМЕНЕНИЕ ОРГАНИЧЕСКИХ МОДИФИКАТОРОВ ПРИ ФЛОТАЦИИ МЕДНО-НИКЕЛЕВЫХ РУД

И.Н. Кузнецова, А.А. Лавриненко, Г.Ю. Гольберг, О.Г. Лусинян
ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр
им. академика Н.В. Мельникова РАН», Москва, Российская Федерация,
e-mail: lavrin_a@mail.ru

Рассмотрено влияние реагентов-модификатов при флотации медно-никелевых руд. Показана перспективность бис-азо соединения и дибензотиофена в качестве реагентов, применяемых в дополнение к собирателю. Наибольшая эффективность достигнута при использовании дибензотиофена.

Медно-никелевые руды являются источником получения не только меди и никеля, но и других ценных элементов: кобальт, золото, серебро, элементы платиновой группы. Эти элементы часто связаны с основными металлами и иногда с породой. Медь и никель чаще всего представлены сульфидами. Основным способом обогащения медно-никелевых руд является флотация. Потери никеля с хвостами могут составлять 20-25% [1]. Потери могут быть связаны с вкраплением сульфидов в породу, присутствием никеля в кристаллической решетке некоторых алюмосиликатов (например, флогопит), но также из-за недостаточной флотируемости сульфидов. Основными реагентами-собирателями при флотации медно-никелевых руд являются ксантогенаты и аэрофлоты, которые взаимодействуют с сульфидными минералами через тиольный атом серы [2-4]. Многие исследователи видят перспективным направлением повышения флотируемости сульфидных минералов меди и никеля применение некоторых комплексообразующих реагентов. Так, авторы [5, 6] для повышения флотируемости сульфидов использовали меркаптобензотиазол. меркаптобензимидазол, имидазолин, гидроксихинолин и тиомочевина. В работах [7-9] изучены гидроксамовые кислоты и гидразиды карбоновых кислот, которые авторы считают перспективными классами комплексообразующих соединений, способными выступать в роли собирателей сульфидов. Поиск эффективных реагентов, способных повысить извлечение сульфидных минералов в концентрат, остается актуальной научной задачей. Целью настоящей работы является повышение эффективности флотации медно-никелевых руд с применением ароматических комплексообразователей с сопряженной системой электронноизбыточных атомов азота: магнезон, пиридилазорезорцин (ПАР), арсеназо I, бензотриазол (БТА), бис-азо, висмутол II. Для сравнения использовали дибензотиофен, содержащий гетероатом серы в ароматическом кольце.

Флотационные исследования по применению исследуемых реагентов проводились на пробе руды с химическим составом: Fe–15,2%, Si–14,8%, Al–4,6%, Ca–2,7%, S–1,3%, Ni–0,37%, Cu–0,2%.

Флотация проводилась по схеме основной и контрольной флотации при следующем реагентном режиме: основная флотация, бутиловый ксантогенат 80 г/т, МИБК 15 г/т; в контрольную флотацию подавали бутиловый ксантогенат 32 г/т, МИБК 6 г/т. Время основной флотации 10 мин, контрольной – 3 мин. Концентраты основной и контрольной флотации объединялись. Расход модификатора был переменным.

Результаты исследований (рисунок 1) модификаторов поверхности минералов меди и никеля показали, что из изученных реагентов, повышение извлечение меди и никеля в концентрат достигнуто при применении бис-азо и дибензотиофена. Остальные регенты не показали существенного повышения извлечения ценных элементов в концентрат. Дибензотиофен растворяли в этиловом или изопропиловом спирте. Повышение извлечения меди и никеля в концентрат при добавлении реагентов магнезон, ПАР, арсеназа, БТА, бис-азо достигнуто при расходах до 1 г/т. Дальнейшее повышение расхода этих реагентов не приводит к увеличению извлечения, а в некоторых случаях даже происходит снижение. При использовании дибензотиофена и висмутола II эффективность этих реагентов проявляется при расходах около 100 г/т. Из изученных реагентов наибольшую эффективность показал дибензотиофен. Применение дибензотиофена показало увеличение извлечения меди и никеля в концентрат. Его оптимальный расход составлял 50 г/т в основную флотацию и 37,5 г/т в контрольную флотацию.

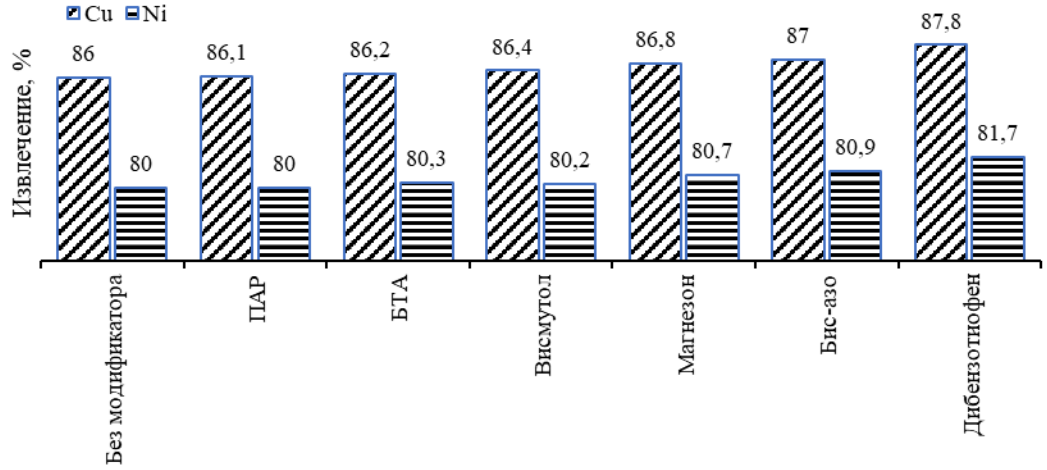


Рисунок 1. Влияние реагентов на извлечение меди и никеля

На рисунке 2 представлены результаты выхода концентрата при добавках дибензотиофена, растворенного в разных спиртах, и флотация со спиртами без модификатора. Из рисунка видно, что добавление спирта увеличивает выход концентрата. Так, изопропиловый спирт увеличивает выход концентрата на 14,1%, этиловый – на 13,7%. Добавление модификатора повышает выход еще на 1,5% при использовании изопропанола и на 1,7% при применении этанола.

Применение дибензотиофена позволяет повысить извлечение меди и никеля в концентрат, что показано на рисунке 3. При этом добавление спирта без дибензотиофена также повышает извлечение меди и никеля в концентрат. При использовании только этилового и изопропилового спиртов увеличивается извлечение никеля на 4,6%. Этанол повышает извлечение меди на 2,7%, а изопропанол – на 3%. Добавление модификатора, растворенного в спирте, повышает извлечение меди еще на 1,9%, никеля – на 1,5% при растворении в изопропиловом спирте. В случае применения дибензотиофена растворено в этиловом спирте повышается извлечение меди в концентрат еще на 1,7%, никеля – на 1,5%.

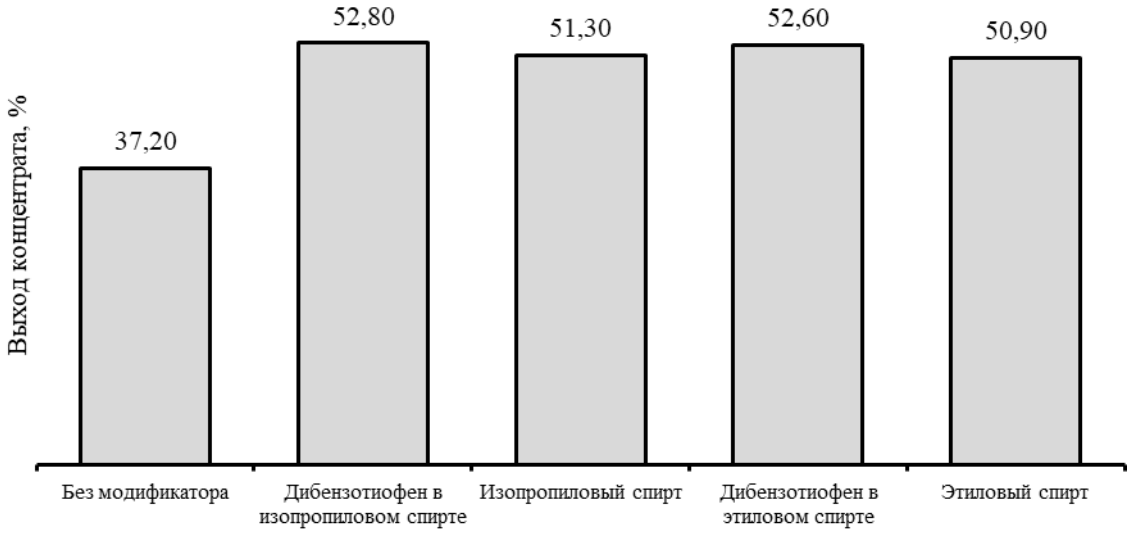


Рисунок 2. Выход концентрата при добавках дибензотиофена, растворенного в разных спиртах, и флотация со спиртами без модификатора

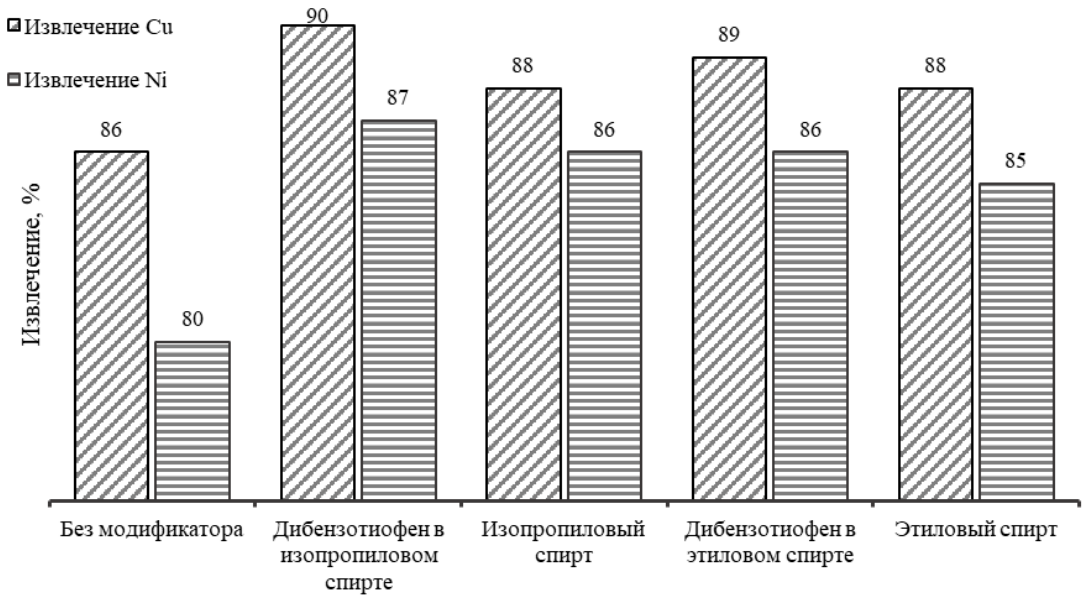


Рисунок 3. Извлечение в концентрат меди и никеля при добавках дибензотиофена, растворенного в разных спиртах, и извлечение металлов со спиртами без модификатора

Таким образом, применение модификатов при флотации медно-никелевой руды позволяет повысить извлечение цветных металлов в концентрат. Наибольшую эффективность показал дибензотиофен. Его применение позволило повысить извлечение меди на 1,7-1,8% и никеля на 1,5%.

Список использованных источников

1. Лихачева С.В., Нерадовский Ю.Н. Снижение потерь никеля с хвостами флотации медно-никелевых руд Печенги // Цветные металлы. 2013. №10.
2. Абрамов А.А. Технология переработки и обогащения руд цветных металлов. Т. 3. Кн. 2. Pb, Pb-Cu, Zn, Pb-Zn, Pb-Cu. : учеб. пособие. Издательство: Изд-во МГГУ. 2005. 470 с.
3. Шубов Л.Я. Запатентованные флотационные реагенты и их применение. М.: Недра, 1973. 141 с.

4. Лавриненко А.А., Саркисова Л.М., Глухова Н.И. и др. Применение композиций сульфгидрильных собирателей при флотации бедного медно-никелевого платинометального минерального сырья // ГИАБ. 2014. №.9 С. 80-87.
5. Матвеева Т. Н., Громова Н. К. Особенности действия меркаптобензотиазола и дитиофосфата при флотации Au- и Pt-содержащих минералов // ГИАБ. Отдельный выпуск: Обогащение полезных ископаемых: сб. науч. тр. по материалам симпозиума «Неделя горняка 2009». С. 62–71.
6. Use of chelating agents as collectors in the flotation of copper sulfides and pyrite / P. K. Ackerman et al. // Minerals and metallurgical processing. 1999. Vol 16, no. 1. P. 27–35.
7. Оценка действия комплексообразующих реагентов при флотации медно-никелевых руд / Е.В. Черноусенко и др. // Цветные металлы. 2019. № 1. С. 7–12.
8. Радушев А.В., Чеканова Л.Г., Гусев В.Ю. Гидразиды и 1,2-диацилгидразины. Получение, свойства и применение в процессах концентрирования металлов. Екатеринбург: УрО РАН, 2010. 146 с.
9. Базарова Е.А., Митрофанова Г.В., Черноусенко Е.В. Новые комплексообразующие реагенты-собиратели для флотации медно-никелевых руд. Химия и материаловедение. Вып. 3. Научно-практические проблемы в области химии и химических технологий // Сб. XIII Межрегиональной научно-технической конференции молодых ученых, специалистов и студентов вузов. Апатиты, 17–19 апреля 2019 г.

Application of organic modifiers in flotation of copper-nickel ores

Kuznetsova I.N., Lavrinenko A.A., Golberg G.Yu., Lusinyan O.G.

The influence of modifying reagents in flotation of copper-nickel ores is considered. The prospects of bis-azo and dibenzothiophene as reagents used in addition to the collector are shown. The greatest efficiency is achieved with the use of dibenzothiophene.

ПРИМЕНЕНИЕ ПОЛИВИНИЛКАПРОЛАКТАМА МОДИФИЦИРОВАННОГО МОРФОЛИНДИТИОКАРБАМАТОМ ПРИ ФЛОТАЦИИ ПОЛИКОМПОНЕНТНОЙ РУДЫ*

В.В. Гетман, А.Ю. Каркешкина

ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН», Москва, Российская Федерация

e-mail: viktoriki.v@gmail.com

Применение ПВКмдтк в качестве дополнительного реагента при флотации пробы поликомпонентной руды позволяет повысить качество концентрата по золоту, серебру и меди на 0,57 г/т, 0,9 г/т и 0,557%, а предварительная УЗ обработка пульпы с применением реагента ПВКмдтк, повышает содержание в концентрате золота, серебра и меди до 4,11 г/т, 15,8 г/т и 3,98%, при повышении извлечения, тем самым позволяя сократить потери ценных компонентов с хвостами флотации.

В работе исследован поли-N-винилкапролактам модифицированный реагентом морфолиндитиокарбаматом (ПВКмдтк), который обладает устойчивостью и сохраняет термочувствительные свойства в условиях поликомпонентной флотационной пульпы [1]. Исследования проводили на пробе поликомпонентной руды Находкинского рудного поля, с исходным содержанием золота, серебра и меди 0,6 г/т, 2,6 г/т и 0,56%. Ранее были изучены термоморфные и флокулирующие свойства ПВК и показана эффективность его применения совместно с бутиловым ксантогенатом калия (БКК) для повышения извлечения золота из

**** Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда (https://rscf.ru), проект № 22-17-00149.***

тонкоизмельченных фракций золотосодержащей руды, также физико-химическими методами исследования и данными микроскопического анализа SLM и ASEM-микроскопией была установлена адсорбция полимера на сульфиде меди и золотосодержащих сульфидах [1, 2].

Для выбора оптимальных параметров измельчения пробы руды Находкинского рудного поля (НРП) проведены флотационные исследования при различной крупности помола исходной руды. Измельчение проводили в лабораторной шаровой мельнице марки «62 МЛ» до крупности 85% -0,071 мм и 93% -0,071 мм (Т:Ж:Ш-1:0,5:6) (таблица 1). Флотацию вели в лабораторной флотомашине пневмомеханического типа ФМП-Л1 в камере объемом 0,75 л с системой автоматической стабилизации температуры пульпы на уровне 40°С. Флотационные испытания проводили в цикле коллективной флотации руды в одну стадию. Также проведены исследования влияния ультразвукового (УЗ) воздействия (диспергатор МЭФ93 интенсивность 250 Вт/см^2, мощностью 600 Вт) на процесс флотации в присутствии реагента – модифицированного поливинилкапролактама (ПВКмдтк). Результаты представлены в таблице 1.

Таблица 1. Технологические показатели флотации руды Находкинского рудного поля

Параметры флотации	**Продукт**	**Выход, %**	**Содержание**			**Извлечение, %**		
			Au, г/т	**Ag, г/т**	**Cu, %**	**Au**	**Ag**	**Cu**
85% -0,071 мм								
БКК 10 г/т	Концентрат	16,55	3,06	11	2,909	82,36	66,48	88,90
	Хвосты	83,45	0,13	1,1	0,072	17,64	33,52	11,10
	Руда	100	0,61	2,74	0,542	100,00	100,00	100,00
$ПВК_{мдтк}$ 10 г/т БКК 10 г/т	Концентрат	13,43	3,38	13	3,549	77,76	68,20	89,59
	Хвосты	86,57	0,15	0,9	0,064	22,24	31,80	10,41
	Руда	100,00	0,58	2,56	0,532	100,00	100, 00	100,00
УЗ 2 мин $ПВК_{мдтк}$ 10 г/т БКК 10 г/т	Концентрат	17,04	3,09	12	3,136	84,10	61,70	90,45
	Хвосты	82,96	0,12	0,98	0,068	28,50	38,30	9,55
	Руда	100,00	0,63	2,86	0,591	112,60	100,00	100,00
93% -0,071 мм								
БКК 10 г/т	Концентрат	16,62	3,08	12	3,119	0,035	78,31	71,74
	Хвосты	83,38	0,17	0,942	0,094	0,001	21,69	28,26
	Руда	100,00	0,65	2,78	0,597	0,007	100,00	100,00
$ПВК_{мдтк}$ 10 г/т БКК 10 г/т	Концентрат	16,16	3,65	12,9	3,676	87,56	74,20	92,19
	Хвосты	83,84	0,10	0,86	0,060	12,44	25,80	7,81
	Руда	100,00	0,67	2,81	0,644	100,00	100,00	100,00
УЗ 2 мин $ПВК_{мдтк}$ 10 г/т БКК 10 г/т	Концентрат	14,49	4,11	15,8	3,980	89,70	82,06	92,21
	Хвосты	85,51	0,08	0,59	0,057	10,30	17,94	7,79
	Руда	100,00	0,66	2,79	0,625	100,00	100,00	100,00

В результате исследования получено, при более тонком измельчении, до 93% -0,071 мм, происходит более полное раскрытие ценных компонентов, чем при крупности исходной руды 85% -0,071 мм. При подаче реагента ПВКмдтк совместно с БКК повышается извлечение золота, серебра, меди в концентрат на 9,24, 2,66 и 5,32%, соответственно, по сравнению с опытом с одним БКК, при одновременном повышении качества концентрата по всем металлам на 0,57 г/т, 0,9 г/т и 0,56%. При крупности исходной руды 85% -0,071 мм прирост в извлечении металлов в концентрат при подаче ПВКмдтк незначительный.

После предварительной УЗ обработки пульпы руды, содержащей 85% -0,071 мм выход концентрата увеличился до 17,04% при повышении извлечения золота, серебра и меди 84,10; 61,70 и 90,45%, соответственно, при содержании 3,09 г/т, 12 г/т и 3,163%. Тогда как предварительная УЗ обработка пульпы руды, содержащей 93% класса -0,071 мм, показала большее увеличение качественных показателей флотации: выход концентрата после обработки составил

14,49%, при извлечении золота, серебра и меди 89,70, 82,06 и 92,21%, соответственно, при содержании золота 4,11 г/т, серебра 15,8 г/т и меди 3,980%.

Установлено, что применение модифицированного поливинилкапролактама (ПВКмдтк) в качестве дополнительного реагента при флотации пробы поликомпонентной руды 93% -0,071 мм, позволяет повысить качество концентрата по золоту, серебру и меди на 0,57 г/т, 0,9 г/т и 0,557%, а предварительная УЗ обработка пульпы с применением реагента ПВКмдтк, повышает качественные показатели концентрата по золоту, серебру и меди до 4,11 г/т, 15,8 г/т и 3,98%, при извлечении золота, серебра и меди 89,70; 82,06 и 92,21%, соответственно, тем самым позволяя сократить потери ценных компонентов с хвостами флотации.

Список использованных источников

1. Матвеева Т.Н., Гетман В.В., Каркешкина А.Ю. Исследование взаимодействия модифицированного поливинилкапролактама с поверхностью минералов, входящих в состав поликомпонентных руд // Цветные металлы. 2023 №7, С .7-12.
2. Матвеева Т.Н., Гетман В.В., Каркешкина А.Ю. Исследование взаимодействия поливинилкапролактама, модифицированного морфолиндитиокарбаматом с золотосодержащими минералами, входящими в состав поликомпонентных руд // Известия ТулГУ. Науки о Земле. 2024. Вып. 4. С. 293-307.

Application of polyvinylcaprolactam modified with morpholindithiocarbamate during flotation of polycomponent ore

Getman V.V., Karkeshkina A.Yu.

The use of PVKmdtc as an additional reagent during flotation of a polycomponent ore sample makes it possible to improve the quality of the concentrate for gold, silver and copper by 0,57 g/t, 0,9 g/t and 0,557%, and pretreatment of the pulp using PVKmdtc reagent increases the content of gold, silver and copper in the concentrate to 4,11 g/t, 15,8 g/t and 3,98 %, during extraction, thereby reducing the loss of valuable components with flotation tails.

О ВОЗМОЖНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ 1-КАРБОКСИ-2-/ПЕРГИДРО(1,3,5-ДИТИАЗИН)/-5-ИЛЭТАНА В КАЧЕСТВЕ РЕАГЕНТА-СОБИРАТЕЛЯ ПРИ ФЛОТАЦИИ СУЛЬФИДНЫХ РУД

А.Ю. Каркешкина, В.В. Гетман

ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН», Москва, Российская Федерация

e-mail: viktoriki.v@gmail.com

С целью расширения номенклатуры реагентов собирателей отечественного производства проведено обоснование целесообразности изучения 1-карбокси-2-/пергидро(1,3,5-дитиазин)/-5-илэтана в качестве реагента-собирателя при флотации руд цветных, редких и благородных металлов.

Одним из важнейших направлений рационального недропользования является поиск новых технологических подходов, а также современных реагентов, способных обеспечить высокие технологические показатели флотации, позволяющие комплексно подойти к вопросу рационального недропользования при переработке поликомпонентных руд. В настоящее время более 95% всех сульфидных руд, содержащих цветные, редкие и драгоценные металлы,

обогащаются методом флотации. Показатели флотационного процесса в существенной степени определяются типом и ассортиментом применяемых флотореагентов.

Повысить эффективность флотационного процесса возможно за счет применения селективных реагентов-собирателей. В рамках, проводимых в ИПКОН РАН исследований, было научно обосновано применение реагентов класса дитиазинов таких, как пергидро-1,3,5-дитиазин-5-ил-метан (МТХ) и бис-пергидро-1,3,5-дитиазин-5-ил-этан (ЭТХ) [1-3]. Методом УФ-спекрофотометрии была установлена способность МТХ и ЭТХ к комплексообразованию с золотом в водных растворах. Методом растровой электронной микроскопии и локального рентгеноспектрального микроанализа идентифицирована адсорбция МТХ и ЭТХ на поверхности золотосодержащего пирита. В процессе изучения физико-химических свойств МТХ и ЭТХ было установлено, что эффект селективного выделения золота из золотосодержащих продуктов обусловлен рядом факторов, ускоряющих образование труднорастворимых соединений на поверхности частиц золота. К таким факторам относятся щелочностью среды, длительностью контакта частицы с реагентом, образование окисленного слоя на поверхности частицы Au^0, введение регуляторов комплексообразования, играющих роль дополнительных лигандов, а также механохимическое ускорение комплексообразования.

Доказанная эффективность МТХ и ЭТХ в качестве селективных реагентов, позволила расширить область изучения реагентов класса дитиазинов. В АО «Ведущем научно-исследовательском институте химической технологии» синтезирован сорбент – 1-карбокси-2-/пергидро(1,3,5-дитиазин)/-5-илэтан. Авторами [4] доказана возможность эффективного применения синтезированного материала в сорбционных процессах для извлечения тяжелых, благородных и редкоземельных элементов. В процессе изучения физико-химических свойств 1-карбокси-2-/пергидро(1,3,5-дитиазин)/-5-илэтана установлено, что использование синтезированного сорбента позволяет эффективно извлекать благородные и редкоземельные металлы из слабокислых водных растворов. Степень извлечения для Cu, Bi, Te, Th, Se превышает 95%, для ряда РЗЭ более 90%, за исключением скандия. Испытания 1-карбокси-2-/пергидро(1,3,5-дитиазин)/-5-илэтана на отработанных растворах аффинажных производств позволили установить, что синтезированный сорбент способен эффективно образовывать комплексные соединения с благородными металлами при сорбции.

Результаты исследований [1-4] позволяют предположить возможность применения 1-карбокси-2-/пергидро(1,3,5-дитиазин)/-5-илэтана в качестве реагента собирателя при флотации руд содержащих цветные, редкие и благородные металлы. Реагент 1-карбокси-2/пергидро-(1,3,5-дитиазин)/-5-ил-этан гетероциклическое сероазотсодержащее соединение, в котором донорные атомы третичного азота и серы разделены углеводородными мостиками. Строение реагента представлено на рисунке 1.

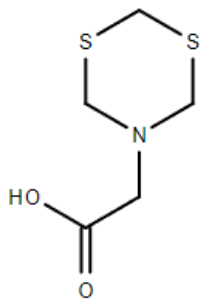


Рисунок 1. Строение 1-карбокси-2-/пергидро(1,3,5-дитиазин)/-5-илэтана

Реагент 1-карбокси-2-/пергидро(1,3,5-дитиазин)/-5-илэтан – это белый порошок в виде воздушных хлопьев, состоит из растворимой и нерастворимой части. Растворим в

подкисленных водных растворах и органических растворителях. Методом УФ-спектрофотометрии на спектрофотометре «UV-1800 Shimadzu» получены характеристические спектры 1-карбокси-2-/пергидро(1,3,5-дитиазин)/-5-илэтан различной концентрации в дистиллированной воде и при различных значениях pH (рисунок 2, а, б).

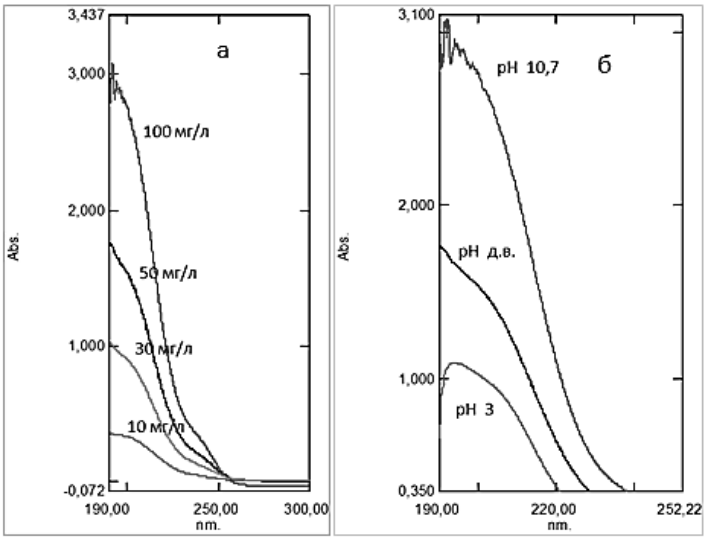


Рисунок 2. УФ спектры реагента 1-карбокси-2-/пергидро(1,3,5-дитиазин)/-5-илэтана при различной концентрации (а) и при различных значениях pH (б)

УФ-исследованиями установлено, что в дистиллированной воде 1-карбокси-2-/пергидро(1,3,5-дитиазин)/-5-илэтан не имеет максимум независимо от концентрации реагента в растворе (рисунок 2 а), при этом установлено, что при pH=3 и 10,7 характер спектра меняется, при pH=3 выявлен максимум при длине волны 192-194 нм (рисунок 2, б).

Методом ИК-спектроскопии изучена сорбция 1-карбокси-2-/пергидро(1,3,5-дитиазин)/-5-илэтана на галените и сфалерите (рисунок 3).

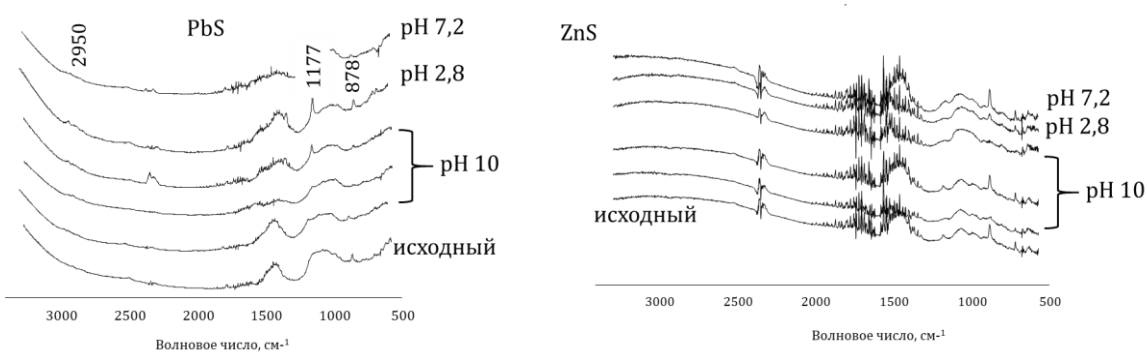


Рисунок 3. ИК-спектры галенита и сфалерита до и после обработки реагентом 1-карбокси-2-/пергидро(1,3,5-дитиазин)/-5-илэтан при различном pH

В ИК-спектрах галенита после взаимодействия с реагентом ГЛШ в кислой и щелочной среде в насыщенном растворе реагента появляются пики 880 $см^{-1}$+ 1180 $см^{-1}$, которые можно отнести к проявлению сорбции 1-карбокси-2-/пергидро(1,3,5-дитиазин)/-5-илэтана (рисунок 3). Изучение ИК-спектров порошков минералов сфалерита после обработки реагентом, не обнаружено следов сорбции, что говорит об избирательном действии реагента на сульфиды свинца и цинка.

Таким образом, анализ литературных данных и результаты ИК-спектроскопии свидетельствуют о целесообразно изучения 1-карбокси-2-/пергидро(1,3,5-дитиазин)/-5-илэтана в качестве реагента-собирателя для флотации сульфидных руд.

Список использованных источников

1. Чантурия В.А., Иванова Т.А., Зимбовский И.Г. [и др.]. Влияние условий подготовки комплексообразующих реагентов класса дитиазинов на результаты флотации золотосодержащих минералов / ФТПРПИ. 2014. № 6. С. 134-143.
2. Чантурия В.А., Иванова Т.А., Дальнова Ю.С. и др. Способ флотации сульфидных руд, содержащих благородные металлы. Патент RU 2490070 C1 от 16.03.2012.
3. Гетман В.В., Гапчич А.О Использование реагента МТХ при флотации мышьяковистых золотосодержащих руд // Обогащение руд. 2014. № 5. С. 22-26.
4. Хорозова О.Д., Дальнова Ю.С. и др. Синтез и физико-химические свойства 1-карбокси-2-/пергидро(1,3,5-дитиазин)/-5-илэтана при сорбции тяжелых, благородных и редкоземельных элементов // Сорбционные и хроматографические процессы. 2024. Т. 24, № 1. С. 76-87.

On the possibility of using 1-carboxy-2-/perhydro(1,3,5-dithiazine)/-5-yl ethane as a collector reagent in the flotation of sulfide ores

Karkeshkina A.Yu., Getman V.V.

In order to expand the range of reagents of collectors of domestic production, a justification was carried out for the expediency of studying 1-carboxy-2-/perhydro(1,3,5-dithiazine)/-5-ylethane as a collector reagent in the flotation of ores of non-ferrous, rare and precious metals.

ПОДАВЛЕНИЕ ФЛОТАЦИИ СЛОИСТЫХ СИЛИКАТОВ ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ ЗОЛОТО-МЕДНО-МАГНЕТИТОВЫХ РУД

А.С. Сидорович, А.В. Коваль

АО «Механобр инжиниринг», Санкт-Петербург, Российская Федерация

e-mail: sidorovich.as@mekhanobr.com; koval.av@mekhanobr.com

В работе приведены результаты открытых опытов по изучению влияния депрессоров на основе производных органических кислот на флотацию слоистых силикатов в составе золото-медно-магнетитовой руды. Показана взаимосвязь молекулярной массы рассматриваемых депрессоров и их способности подавлять флотацию слоистых силикатов.

При обогащении различных типов руд часто сталкиваются с проблемой нежелательной флотации слоистых силикатов, что приводит к снижению качества получаемых концентратов. На практике в качестве депрессоров талька и других слоистых силикатов наиболее часто применяют природные полисахариды – гуаровую камедь [1], карбоксиметилцеллюлозу (КМЦ) и карбоксиметилкрахмал (КМК), как в чистом виде [2-5], так и в смеси с другими соединениями [6-8]. Реже в качестве модификаторов, снижающих флотацию слоистых силикатов, применяются сополимеры и смеси органических кислот [9-15]. В работе [16] рассмотрено влияние молекулярной массы карбоксиметилированных крахмалов на их депрессирующее действие, однако для реагентов на основе производных органических кислот аналогичные зависимости изучены недостаточно. В данной работе представлена взаимосвязь молекулярной массы подобных соединений и их способности подавлять флотацию слоистых силикатов в составе изучаемой руды.

Исследования проводились на золото-медно-магнетитовой руде, вещественный состав которой был определен с помощью количественного оптического анализа, рентгенофазового (РФА), рентгеноспектрального микроанализа (РСМА), а также согласованных химического и фазового анализов. Основная доля пробы представлена магнетитом (27,6%), пироксенами (18,9%) и карбонатами (9,2%) – характерными минералами для скарнов. Помимо магнетита в группу рудных минералов входят халькопирит (1,5%) и пирит (2,4%). На минералы группы слоистых алюмосиликатов (глинисто-слюдистые минералы, хлорит, тальк, серпентин) приходится 24,2% общей массы. Также отмечается наличие в пробе амфиболов, полевых шпатов, кварца, граната и эпидота.

Для оценки влияния молекулярной массы на депрессирующие свойства реагентов были рассмотрены образцы депрессоров 1-6 (таблица 1). Состав и среднее значение молекулярной массы приняты по паспортам реагентов.

Таблица 1. Характеристика образцов депрессоров

№ образца	Состав	Молекулярная масса, а.е.м. (Да)	Средняя молекулярная масса, а.е.м. (Да)
1	Полиакрилат натрия	2500…4000	3250
2	Полиакрилат натрия	5000…7000	6000
3	Сополимер акриловой и малеиновой кислот и их солей	6000…8000	7000
4	Сополимер акриловой, метакриловой и малеиновой кислот	12500…15000	13750
5	Смесь акриловой и винилсульфоновой кислот и их солей	15000…20000	17500
6	Сополимер акриловой и малеиновой кислот и их солей	23000…32000	27500

Действие реагентов рассматривается на стадии основной флотации на питании крупностью 70% класса -0,071 мм. Содержание твердого в камере лабораторной механической флотационной машины составляет 33%. Значение pH в процессе флотации составляет 9,5-9,7 и достигается подачей CaO в форме суспензии. Технологический режим включает контактирование депрессора (150 г/т, 5 мин) и подачу смеси собирателей МТФ-421 и бутилового ксантогената калия (БКК) с суммарным расходом 39 г/т. Общее время флотации составляет 26 мин. Оценка действия депрессоров проводится в сравнении с результатами базового опыта без подачи депрессора.

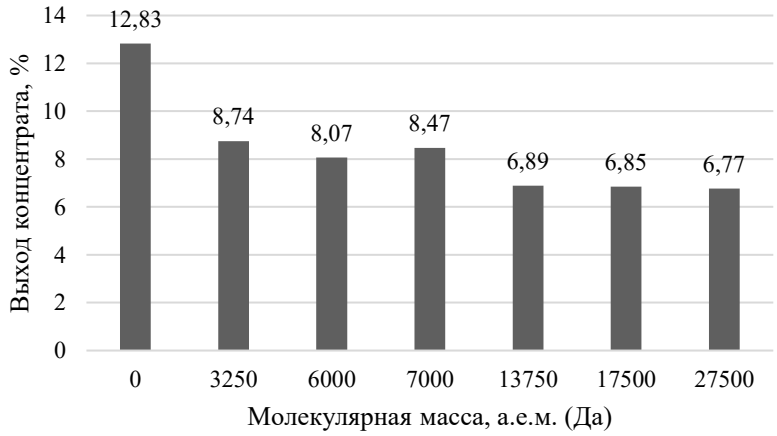


Рисунок 1. Выход концентрата в присутствии депрессоров различной молекулярной массы

Получена взаимосвязь выхода концентрата и молекулярной массы депрессора с общей тенденцией к снижению выхода с 8,74 до 6,77% с ростом молекулярной массы депрессора (см. рисунок 1).

Образцы 3 и 6 сходного химического состава с соответственными молекулярными массами 7000 и 27500 а.е.м. (Да) также тестируются при расходах 50, 150 и 500 г/т. Эффект подавления слоистых силикатов рассматриваемыми реагентами отслеживается по содержанию оксида магния (II) MgO в продуктах обогащения, также оценивается побочное влияние депрессора на флотацию халькопирита путем измерения содержания меди.

Результаты анализа проведенных опытов показывают, что с увеличением молекулярной массы депрессора сокращается выход концентрата, причем заметное снижение показателей достигается при превышении условной границы в 10000 а.е.м. (Да). В диапазонах молекулярной массы депрессоров 3250…7000 а.е.м. (Да) и 13750…27500 а.е.м. (Да) выход концентрата принимает значения определенного порядка с общей тенденцией к снижению. При использовании депрессоров с одинаковым составом, но разной молекулярной массой (образцы 3 и 6) тенденция к снижению выхода концентрата также прослеживается.

Список использованных источников

1. Красавцева Е.А., Горячев А.А. Обзор способов депрессии талька при флотации медно-никелевых руд // Труды Кольского научного центра РАН. 2019. Т. 10. №. 6 (1). С. 149-154.
2. Кузнецова И.Н. и др. Снижение извлечения флотоактивных силикатов в коллективный концентрат при флотации малосульфидной платинометалльной руды // ГИАБ. 2019. №. 5. С. 200-208.
3. Лавриненко А.А. и др. Применение отечественных полимерных анионоактивных депрессоров при флотации забалансовой оталькованной медно-никелевой руды // Известия вузов. Цветная металлургия. 2023. Т. 29. №. 5. С. 5-14.
4. Лавриненко А.А. и др. Поверхностные взаимодействия частиц талька с пузырьками воздуха в присутствии депрессора карбоксиметилцеллюлозы // ГИАБ. 2021. №. 11. С. 68-79.
5. Лавриненко А.А. и др. Применение модифицированных крахмалов в качестве депрессора силикатов при флотации малосульфидной платинометалльной руды //Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья. 2021. С. 119-122.
6. Афанасова А.В. и др. Исследование влияния депрессоров на флотоактивные породообразующие минералы при флотации сульфидных золотосодержащих руд // ГИАБ. 2022. №. 6-2. С. 161-174.
7. Арабаджи Я.Н. и др. Аспектный анализ механизмов загрязнения сульфидных концентратов шламами из вмещающих пород и обзор методов его снижения // Вестник Забайкальского государственного университета. 2024. Т. 30. №. 4. С. 55-70.
8. Немчинова Л.А., Шарафутдинова А.Н. Получение свинцового концентрата пенным продуктом из бедных по свинцу полиметаллических руд // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья. 2018. С. 126-130.
9. Патент № 2140329 РФ, Способ извлечения ценных сульфидных минералов из руд: опубл. 27.10.1999 / С. В. Самуэль, Д.Р. Нагараж, С.Л. Джеймс, М. Лино, заявитель Сайтек Текнолоджи Корп. 7 с.
10. Патент № US4902764A United States. Polymeric sulfide mineral depressants: № 4,902,764 : заявл. Feb. 19, 1988 : опубл. Feb. 20, 1990 / Alan S. RothenbergDavid W. LippSamuel S. WangDonald P. Spitzer 9 с.
11. Ahmadi M., Gharabaghi M., Abdollahi H. Effects of type and dosages of organic depressants on pyrite floatability in microflotation system // Advanced Powder Technology. 2018. Т. 29. №. 12. P. 3155-3162.
12. Pugh R.J. Macromolecular organic depressants in sulphide flotation. A review, 1. Principles, types and applications // International Journal of Mineral Processing. 1989. Т. 25. №. 1-2. P. 101-130.
13. Pugh R.J. Macromolecular organic depressants in sulphide flotation. A review, 2. Theoretical analysis of the forces involved in the depressant action // International Journal of Mineral Processing. 1989. Т. 25. №. 1-2. P. 131-146.
14. Beattie D.A. et al. The effect of polysaccharides and polyacrylamides on the depression of talc and the flotation of sulphide minerals // Minerals Engineering. 2006. Т. 19. №. 6-8. P. 598-608.
15. Арсентьев В.А., Горловский С.И., Устинов И.Д., Комплексное действие флотационных реагентов, Москва: Недра, 1992. 160 с.

16. Лавриненко А.А. и др. Влияние молекулярного веса карбоксиметилированных крахмалов на их депрессирующее действие при флотации оталькованной платинометалльной Cu-Ni руды // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья. 2022. С. 216-219.

Depression of phyllosilicates in processing of a gold-copper-magnetite ore

Sidorovich A.S., Koval A.V.

The report presents the results of open-circuit tests on the effect of organic depressants on the flotation of phyllosilicates in a gold-copper-magnetite ore. The correlation of the molecular mass of the depressants in scope and their depressing ability in relation to the phyllosilicates is shown.

ВЛИЯНИЕ ФЛОКУЛЯНТОВ НА СТАБИЛЬНОСТЬ СУСПЕНЗИИ И ЭФФЕКТИВНОСТЬ ФИЛЬТРОВАНИЯ МАГНЕТИТОВОГО КОНЦЕНТРАТА

Е.Д. Чылбак-оол[1,2], Ю.В. Конюхов[1], У.В. Дмитракова[1,2], А.А. Николаев[1]

[1] ФГАОУ ВО Национальный исследовательский технологический университет «МИСИС», Москва, Российская Федерация

[2] ООО «Научно-технический центр "Бакор"», Москва, г. Щербинка, Российская Федерация

e-mail: chylbak-ool@ntcbakor.ru; ykonukhov@misis.ru

В работе представлены результаты исследования влияния добавок различных типов флокулянтов на величину дзета-потенциала частиц магнетита. Выявлена связь величины дзета-потенциала с остаточной влажностью получаемых осадков фильтрования. Наибольшая эффективность была достигнута при использовании катионного флокулянта.

Снижение влажности осадков тонкодисперсных магнетитовых концентратов с низким содержанием SiO_2, полученных обратной катионной флотацией, является одной из задач первостепенной значимости. Для решения этой проблемы всё чаще используются флокулянты – химические реагенты, способствующие агрегации частиц суспензии за счёт изменения их электростатических свойств, в частности, дзета-потенциала.

Целью данного исследования являлось изучение влияния различных типов флокулянтов на значения дзета-потенциалов и установление оптимальных концентраций, обеспечивающих максимальное снижение влажности осадка фильтрования магнетитового концентрата.

Объектом исследования служил железорудный концентрат с содержанием общего железа 69,7% и кремнезема 2,4%. Проба была отобрана на действующем предприятии в процессе производства флотационного железорудного концентрата. В качестве реагентов применялись флокулянты со средним анионным зарядом на основе акриламида и акрилата натрия, а также катионным зарядом, на основе хлорида полидиаллилдиметиламмония.

Полученные результаты показывают, что добавка флокулянтов является эффективным средством снижения влажности магнетита за счёт изменения дзета-потенциала и усиления процессов агрегации. Ключевыми факторами, влияющими на эффективность флокуляции, являются: pH среды, тип реагента и его дозировка. В работе были определены оптимальные дозировки флокулянтов для предотвращения эффекта «стабилизации» суспензии. Максимальное снижение влажности осадка фильтрования магнетита составило 5% относительно тестов без применения флокулянтов.

Effect of flocculants on suspension stability and filtration efficiency of magnetite concentrate

Chylbak-ool E.D., Konyukhov Yu.V., Dmitrakova U.V., Nikolaev A. A.

The effect of additives of various types of flocculants on the magnitude of the zeta potential was studied in this work. The relationship of the zeta potential value with the residual moisture content of the obtained precipitation from filtration of magnetite concentrate has been revealed. The highest efficiency was achieved when using a cationic flocculant.

ИССЛЕДОВАНИЯ ПО ПОДБОРУ АЛЬТЕРНАТИВНЫХ РЕАГЕНТОВ-СОБИРАТЕЛЕЙ ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ МАГНЕТИТОВОГО ПРОДУКТА МЕТОДОМ ОБРАТНОЙ ФЛОТАЦИИ С ДРОБНОЙ ПОДАЧЕЙ РЕАГЕНТА

А.В. Левшин, В.В. Широченков, Д.В. Соя

АО «Михайловский ГОК им. А.В. Варичева», г. Железногорск, Российская Федерация

e-mail: V_Shirochenkov@mgok.ru

В работе представлен опыт АО «Михайловский ГОК им. А.В. Варичева» в проведении сравнительных лабораторных и промышленных испытаний альтернативных реагентов-собирателей YX-817, YX-817M и YX-819M для флотации магнетитового концентрата действующей обогатительной фабрики.

В последние годы на железорудных горно-обогатительных комбинатах России сформировалось направление на повышение качества железорудного сырья. На Михайловском ГОКе в 2022 г. введен в эксплуатацию корпус дообогащения концентрата (КДО), одной из технологических операций которого является обратная флотация на флотомашинах РИФ 50Ц и РИФ 10Ц.

В принятой технологической схеме магнетитовый концентрат надрешетного продукта после мокрой магнитной сепарации, подается на флотацию, состоящую из 10 последовательно установленных флотомашин объемом по 50 м^3. Флотоконцентрат из надрешетного продукта получается за счет основной и 2-х перечистных операций. Пенный продукт первых трех камер основной флотации является хвостами переработки. Пенный продукт 4-6 камер 1-й перечистной флотации поступает на контрольную флотацию во флотационных машинах объемом 10 м^3 с направлением пенного продукта в хвосты, а камерного продукта в зумпф подрешетного концентрата. Пенный продукт 7-10 камер 2-й перечистной флотации поступает также в зумпф подрешетного концентрата. От эффективной и правильно настроенной работы зависит производство конечной продукции с необходимыми качественными и количественными характеристиками. В качестве собирателя в промышленном производстве в корпусе дообогащения концентрата АО «Михайловский ГОК им. А.В. Варичева», применяется амин изодецилоксипропиламинаацетат (М-4213).

В рамках изысканий лучших реагентов-собирателей, в феврале-марте 2025 г. были проведены сравнительные лабораторные и промышленные испытания альтернативных реагентов собирателей YX-817, YX-817M и YX-819M производства Китай, на различных дозировках.

Лабораторные опыты проводились по действующей схеме при флотации надрешетного продукта с дробной подачей аминов. Питанием для лабораторных флотационных опытов являлся концентрат ММС (надрешетный продукт), отобранный со 2-й линии КДО. Для флотационного обогащения использовались флотомашины ФМЛ-3.

Сравнительные результаты лабораторных опытов флотации надрешетного продукта с применением альтернативных аминов представлены в таблице 1.

Таблица 1. Результаты лабораторных опытов

Наименование пробы	Массовая доля в продуктах по результатам химического анализа, %		Суммарный выход камер	Расход амина, г/т	Прирост $Fe_{общ}$, %	Ранг эффективности
	Fe	SiO_2				
М-4213						
Камерный	68,7	4,02	83,3	80	3,6	-
Камерный	69,1	3,57	79,7	100	4,0	-
Камерный	69,5	2,90	74,6	140	4,4	-
Камерный	70,0	2,80	72,8	180	4,9	-
Камерный	70,5	1,86	63,4	220	5,4	-
YX-817M						
Камерный	69,8	2,61	75,0	60	4,7	1
Камерный	70,2	2,41	68,4	80	5,1	1
Камерный	70,6	1,86	62,0	100	5,5	2
Камерный	70,8	1,51	49,9	140	5,7	2
Камерный	71,1	1,29	39,8	180	6,0	2
Камерный	71,2	1,26	30,2	220	6,1	3
				Общий ранг эффективности		***11***
YX-819M						
Камерный	69,5	2,88	77,7	60	4,4	2
Камерный	69,9	2,58	72,1	80	4,8	3
Камерный	70,2	2,10	65,1	100	5,1	3
Камерный	70,8	1,63	52,2	140	5,7	1
Камерный	71,2	1,43	43,1	180	6,1	1
Камерный	71,4	1,17	33,3	220	6,3	1
				Общий ранг эффективности		***11***
YX-817						
Камерный	69,6	2,92	77,6	60	4,5	2
Камерный	70,1	2,36	66,5	80	5,0	2
Камерный	70,6	2,02	63,4	100	5,5	1
Камерный	71,0	1,47	48,5	140	5,9	1
Камерный	71,2	1,36	39,9	180	6,1	2
Камерный	71,6	1,22	25,8	220	6,5	3
				Общий ранг эффективности		***11***

Анализ результатов, представленных в таблице 1 показывает:

– при проведении лабораторных опытов с использованием альтернативных аминов YX-817, YX-817M, YX-819M и одинаковых расходах, были получены значительно более высокие качественные показатели в сравнении с базовым амином М-4213;

– каждому альтернативному амину на каждом расходе был присвоен ранг эффективности от 1 до 3, включающий в себя соотношение железо/выход/прирост. При этом, при использовании реагентов YX-817, YX-817M с расходом: 60/80/100 г/т были получены более высокие результаты по эффективности, чем при использовании амина YX-819M, а при более высоком расходе: 140/180/220 г/т, выше показатели эффективности были получены при использовании амина YX-819M;

– общий ранг эффективности альтернативных аминов YX-817, YX-817M, YX-819M одинаков и гораздо выше базового амина М-4213.

После проведения лабораторных опытов были проведены опытно-промышленные испытания (ОПИ) альтернативных аминов YX-817, YX-817M, YX-819M. В виду отсутствия амина М-4213 для промышленного производства ОПИ с его использованием не проводилось.

Промышленные сравнительные испытания проводились на 1 технологической линии КДО ОФ при переработке исходной руды текущего производства. Отбор продуктов осуществлялся при стабилизированной подаче питания на КДО. Нагрузка по расходомеру питания АНГЦУ на линию 1 за весь период испытаний, согласно программе, выдерживалась одинаковой и составляла 540-560 т/ч, что соответствует программе ±20 т/ч между всеми опытами серии. Во время проведения опробований линии №1 УДК частота колебаний грохотов тонкого мокрого грохочения составляла 62 Гц. Тонкое мокрое грохочение на грохотах Деррик производилось без репульпации. Крупность питания флотации выдерживалась на протяжении всего цикла испытаний на уровне 32,7-36,3 мкм.

Технологический процесс флотации надрешетного продукта производился с дробной подачей реагентов:

- в контактный чан 1 – депрессор, регулятор среды;
- в контактный чан 2 – собиратель;
- в первую перечистную флотацию (камеры 4-6) в камеру №4 – собиратель;
- во вторую перечистную флотацию (камеры 7-10) в камеру №7 – собиратель.
- в пенный зумпф первой перечистной флотации – депрессор, регулятор среды.

Расход воздуха, концентрация реагентов, уровень пены в камерах, водородный показатель для испытаний всех видов собирателей выдерживался одинаковым:

- pH=9,8 +/- 0,05;
- расход воздуха - 2,0 $м^3$/мин по всем камерам;
- уровень пульпы по каскадам – 60/50/50/45/45, кроме опыта с использованием амина YX-817 расходом 30/60/90 г/т, где уровни составили 55/50/45/45/45.

Расход аминов в основную флотацию по опытам составил:

- опыт 1 – 10/20/30 г/т (общий расход 60 г/т;
- опыт 2 – 20/40/60 г/т (общий расход 120 г/т);
- опыт 3 – 30/60/90 г/т (общий расход 180 г/т).

25.02.2025 г. при подготовке к проведению опробований и дозировании альтернативного реагента YX-817 было выявлено, что показания расходомеров не соответствуют данным ручных замеров. В результате чего происходит некорректное дозирование альтернативного реагента YX-817 в автоматическом режиме. На основании выявленного несоответствия было принято решение дозирование альтернативного реагента YX-817 проводить в ручном режиме. Необходимое количество подаваемого реагента определялось по среднему результату ранее проведенных промышленных опытов с использованием альтернативных реагентов YX-817M и YX-819M, где были зафиксированы фактические расходы аминов (ручной замер в л/ч) при работе в автоматических режимах.

При использовании альтернативных реагентов YX-817M, YX-819M, YX-817 при повышении расхода в дозирование происходит запенивание, отсутствует возможность выполнять регулировку уровней пены в диапазоне установленных преобразователей. Особенно сильно это просматривается при альтернативном реагенте YX-817. При увеличении дозирования амина появляется необходимость снижать уровень пены, так как при попытке увеличить уровень пены или остаться в том же режиме, уровнемер из-за повышенного пенообразования перестает определять границу «пульпа-пена», что приводит к некорректной работе донных затворов и потере плотности по каскаду, соответственно к колебанию технологических

параметров. Также при использовании альтернативного реагента YX-817 происходит повышенное загрязнение pH-датчиков. Сравнительные результаты промышленных опытов флотации надрешетного продукта с применением альтернативных аминов представлены в таблице 2.

Таблица 2. Результаты лабораторных опытов

Амин	Производительность по питанию флотации, т/ч	Массовая доля, %			Прирост железа, %	Выход от операции, %	Извлечение, %	Расход амина на операцию, г/т, л/ч
		питание	флотоконцентрат					
		$Fe_{общ}$	$Fe_{общ}$	SiO_2				
Расход 60 г/т, (общий)								
YX-817M	282,9	63,0	68,3	4,66	5,3	84,1	89,2	10/20/30
YX-819M	263,0	62,8	68,5	4,53	5,7	83,1	88,3	10/20/30
YX-817	286,6	63,1	67,8	5,17	4,7	85,6	90,5	0,9/1,2/2,2
Расход 120 г/т, (общий)								
YX-817M	277,4	63,0	69,2	3,49	6,2	77,4	83,1	20/40/60
YX-819M	261,4	62,8	69,4	3,16	6,6	75,2	81,1	20/40/60
YX-817	308,3	63,0	68,9	3,78	5,9	79,0	84,5	1,5/1,8/4,2
Расход 180 г/т, (общий)								
YX-817M	282,9	62,6	69,4	3,11	6,8	74,2	80,1	30/60/90
YX-819M	267,0	62,7	69,6	2,85	6,9	72,3	78,2	30/60/90
YX-817	286,9	63,0	69,0	3,74	6,0	75,2	81,0	2,2/2,8/5,6

Анализ результатов, представленных в таблице 2, показывает:

– наибольший прирост массовой доли железа общего во флотационном концентрате относительно питания был достигнут при применении амина YX-819M;

– наименьший прирост массовой доли железа общего во флотационном концентрате относительно питания был достигнут при применении амина YX817;

– наибольший выход/извлечение продукта был достигнут при применении амина YX-817, наименьший – при применении амина YX-819M.

По результатам опытно-промышленных испытаний установлено, что применение аминов YX-817M, YX-819M и YX-817 возможно в условиях АО «Михайловский ГОК им. А.В. Варичева». Но для амина YX-817 необходимо проработать вопрос с поставщиком по снижению в реагенте компонента, отвечающего за пенообразование. В случае положительного решения провести дополнительные ОПИ с использованием пробной партии амина YX817, для определения возможности его применения в промышленных условиях, исключающее выявленные замечания по ведению технологического процесса.

Study of alternative collector options applicable to magnetite reverse flotation with intermittent feeding of reagent

Levshin A.V., Shirochenkov V.V., Soya D.V.

The study discusses outcomes gained from comparative laboratory and industrial scale tests of X-817, YX-817M and YX-819M collectors applied for flotation of magnetite concentrate produced by Andrei Varichev Mikhailovsky GOK's Concentrator Plant.

ПИРИТ В ЗОЛОТО-МЕДНО-ПОРФИРОВОЙ РУДЕ И ЕГО ВЛИЯНИЕ НА ИЗВЛЕЧЕНИЕ МЕДИ В КОНЦЕНТРАТЫ*

М.А. Гурман
ФГБУН «Хабаровский ФИЦ» Институт горного дела
Дальневосточного отделения РАН, г. Хабаровск, Российская Федерация
e-mail: mgurman@yandex.ru

Выявлены особенности пирита, влияющие на флотационное обогащение золото-медно-порфировой руды. Приведены результаты экспериментов по извлечению меди, халькопирита и пирита в медные концентраты из руды с разным содержанием пирита

Пирит является основным рудным минералом и постоянным спутником халькопирита – основного носителя меди в исследуемой золото-медно-порфировой руде. Содержание пирита, его крупность, характер срастаний с халькопиритом и другими минералами, состав включений и элементов-примесей оказывают влияние на реагентные режимы и условия селективной флотации, показатели обогащения руды [1-5].

В представленных пробах C и D золото-медно-порфировой руды, отобранной на разных участках месторождения, содержание меди составляет 0,39-0,45% и 0,65-0,7%, соответственно. Руда пробы C характеризуется количественным преобладанием пирита над халькопиритом, расчетная массовая доля халькопирита – 1,1-1,5%, пирита – 2,6-3%; в пробе D: доля халькопирита – 1,7-2%, содержание пирита низкое – 0,2-0,5%. Методами оптической и электронной микроскопии (вед. инженер-минералог Л.И. Щербак, аналитик Н.С. Коновалова) выявлено тесное срастание части халькопирита с пиритом в виде неравномерной вкрапленности и агрегатных обособлений во вмещающих метасоматитах. Халькопирит и пирит в руде представлены двумя генерациями, различными по времени образования, присутствию тонких включений и элементов-примесей, отличающихся формой и размером зерен, неоднородностью поверхности [6]. Пирит I образует тонкокристаллическую, агрегатную вкрапленность (0,1-1,5 мм) пентагондодекаэдрических и кубических кристаллов; в пирите I выявлены включения халькопирита, галенита, молибденита, шеелита, магнетита (с примесью Cr, Mn, Ti, Ni, V, Cu). Пирит II представлен пентагондодекаэдрическими, реже кубическими кристаллами (0,05-1 мм). В пробе D на некоторых кристаллах пирита выявлены силикатные покрытия. Наличие покрытий и примесей оказывает существенное влияние на флотационные свойства минералов. Покрытия и налеты алюмосиликатов препятствуют взаимодействию пирита с реагентами. Однако примеси меди в пирите (составляют 0,7-7 %) улучшают его флотируемость и осложняют депрессию при селективной флотации, что приводит к ухудшению качества медного концентрата и обогащению хвостов [7]. В процессе исследования определены неравномернозернистые, скрытомозаичные и пойкилитовые структуры пирита и халькопирита; микрослоистые срастания халькопирита и пирита, микровключения халькопирита в пирите; тонкие срастания пирита и халькопирита с магнетитом и кварцем. Наличие сложных структур и срастаний затрудняет разделение минералов, требуется очень тонкое измельчение [1], но при этом остается часть мелких «невысвобожденных» зерен. Сложные срастания сульфидов меди и железа с магнетитом являются причиной потерь халькопирита и пирита в коллективном цикле флотации. Мозаичная структура кристаллов является одним из примеров объемной и

* ***Исследования выполнены на оборудовании ЦКП «ЦИМС» ИГД ДВО РАН.***
Часть исследований по электронной микроскопии выполнена с использованием приборов ИТиГ ДВО РАН.

поверхностной неоднородности минерала [2], которая может приводить к неравномерному покрытию минеральной поверхности реагентами.

Экспериментальные исследования по флотационному обогащению обеих проб выполнены по коллективно-селективной схеме. Измельчение в питании флотации – 88-90% класса -0,071 мм; собиратель – диизобутилдитиофосфат натрия, вспениватель – сосновое масло, подавление шламов – жидкое стекло; в коллективном цикле pH–7,3-7,8. Перед медной селекцией использована аэрация пульпы и десорбция активным углем. Медный цикл состоял из основной, контрольной медной флотации, двух перечисток медного концентрата. В основной и контрольной флотации для поддержания pH 11,5-11,8 применялась известь.

Согласно полученным данным, извлечение меди из золото-медно-порфировой руды с малым содержанием пирита (проба D) составляет 94,5% при содержании 25,98% Cu. По расчетным данным, извлечение халькопирита в медный концентрат – 94,5% при содержании 75%, извлечение пирита – 16,7% при содержании 1,2% (рисунок 1, *а*). Содержание меди в хвостах медного цикла флотации составляет 0,2% при извлечении 2,5%. Извлечение пирита в медные хвосты – 17,4% при его содержании 0,4%.

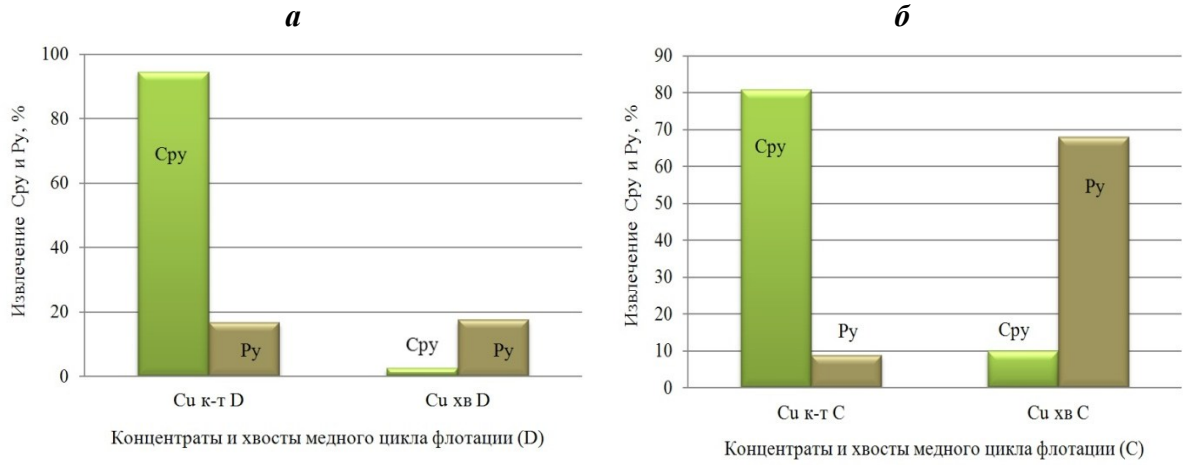


Рисунок 1. Показатели извлечения халькопирита и пирита в концентраты и хвосты медного цикла флотации: а – проба D, б – проба С

Из руды, в которой пирит преобладает над халькопиритом (проба С), извлечение меди в концентрат составляет 81% при содержании 23,3% Cu. Расчетное извлечение халькопирита в медный концентрат составило 81% при содержании 68%, извлечение пирита – 8,8% при содержании – 18% (рисунок 1, *б*). Несмотря на подавление пирита в медном цикле, часть его переходит в концентрат из-за тесных срастаний с халькопиритом, наличия включений халькопирита и примесей меди, повышающих его флотационную активность. В хвостах медного цикла содержание Cu – 0,4% при извлечении 10,02% Cu; извлечение пирита в медные хвосты – 68% при содержании пирита 18%. Потери Cu в медном цикле связаны: с неблагоприятными для флотации особенностями структур пирита и халькопирита (пойкилитовая, мозаичная, слоистая) – при депрессии пирита, ассоциированные с ним зерна халькопирита, переходят в хвосты; сложным тонким срастанием халькопирита и пирита с магнетитом и кварцем.

Список использованных источников

1. Абрамов А.А. Флотационные методы обогащения. М.: МГГУ, Горная книга, 2008. 710 с.
2. Глембоцкий В.А., Дмитриева Г.М. Влияние генезиса минералов на их флотационные свойства. М.: Наука, 1965. 112 с.
3. Седельникова Г.В., Романчук А.И., Богомолов В.А. и др. Сырьевая база, состояние и перспективы переработки медно-порфировых руд за рубежом и в России // Проблемы и перспективы эффективной

переработки минерального сырья в 21 веке (Плаксинские чтения-2019): междунар. конф. (Иркутск 9-14 сент. 2019 г.). Иркутск, Репроцентр А 1, 2019. 468 с.
4. Крюков В.Г., Лаврик Н.А., Литвинова Н.М., Степанова В.Ф. Типоморфные минералы зоны окисления золото-медно-порфировых руд Малмыжского месторождения (участок Свобода) // Георесурсы. – Т. 21. № 3. 2019. С. 91 – 98.
5. Гурман М.А., Полтарецкая А.Е. Технологические исследования первичных медно-порфировых руд Малмыжского месторождения // Проблемы недропользования. 2019. № 2 (21). С. 94-100.
6. Rasskazov I.Yu., Gurman M.A., Shcherbak L.I. The Genetic Features and Flotation Properties of Porphyry–Copper–Gold Ore (Malmyzh Deposit, Khabarovsk Krai, Russia). Doklady Earth Sciences, 2023.
7. Gurman M.A., Shcherbak L.I. Process Mineralogy of the Malmyzh Deposit // Journal of Mining Science, 2023, 59(1). Pp. 148-156.

Pyrite of porphyry copper gold ore and its influence on recovery copper

Gurman M.A.

The features of pyrite that influence of Porphyry Copper Gold Ore flotation gold-copper-porphyry ore have been identified. The results of experiments of copper, chalcopyrite and pyrite recovery into copper concentrates from ore with different pyrite content are presented.

ПРИМЕНЕНИЕ CFD МОДЕЛИРОВАНИЯ ПРИ ОПРЕДЕЛЕНИИ ЭФФЕКТИВНОСТИ ФЛОТАЦИОННЫХ МАШИН

К.В. Лукьянов, А.А. Лавриненко
ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр
им. академика Н.В. Мельникова РАН», Москва, Российская Федерация
e-mail: kirillluk@list.ru

Показано применение CFD-моделирования для оценки эффективности флотационных машин. Анализируется влияние гидродинамических параметров на флотацию. Предложена модель с использованием частиц одинакового размера. Метод позволяет оптимизировать конструкцию, сократить время и затраты на исследования.

Современные тенденции в области CFD-моделирования флотационных машин указывают на значительный потенциал для совершенствования методов анализа и оптимизации процесса флотации. Одним из ключевых направлений является интеграция методов искусственного интеллекта (ИИ) и машинного обучения (МО) для обработки больших объемов данных, полученных в ходе численного моделирования. Это позволит не только ускорить расчеты, но и повысить точность прогнозирования поведения сложных многокомпонентных систем.

Одним из ключевых ограничений упрощенных CFD-моделей является предположение о моноразмерности частиц. В реальных условиях флотация включает в себя полидисперсные системы с широким распределением частиц по размерам, плотности и смачиваемости. Для повышения точности моделирования предлагается использовать модель Population Balance Modeling (PBM), интегрированную с CFD [1]. Например, работа [2] демонстрирует, что учет распределения частиц по размерам (10–150 мкм) позволяет скорректировать кинетику флотации на 15–20% по сравнению с моноразмерными моделями.

В настоящее время существует два основных метода моделирования флотационных машин, каждый из которых имеет существенные минусы. Развитие вычислительной техники и

методов вычислительной гидродинамики позволяет применить численное моделирование в практике конструирования флотационных машин.

Вычислительная гидродинамика позволяет получить все данные по поведению фаз, участвующих во флотационном процессе (скорости, концентрации частиц, пузырьков и др.), установить зависимости и предсказать модели процесса при изменении входных параметров.

Исследователями из CSIRO предложена теоретическая модель флотации, основанная на моделировании взаимодействия нескольких фаз: жидкости, воздуха и твердых частиц [1]. Модель симулирует процесс агрегации твердых частиц и пузырьков воздуха. Динамический расчет ведется до достижения заданного количества твердых частиц в расчетной области (95% твердых частиц).

В схему моделирования CFD входят гидродинамические параметры работы флотационной машины (скорость, концентрации воздуха и твердых частиц, а также параметры турбулентности), которые используются как входные данные в уравнении кинетики химической реакции для расчета изменения концентрации полезного компонента во времени (рисунок 1).

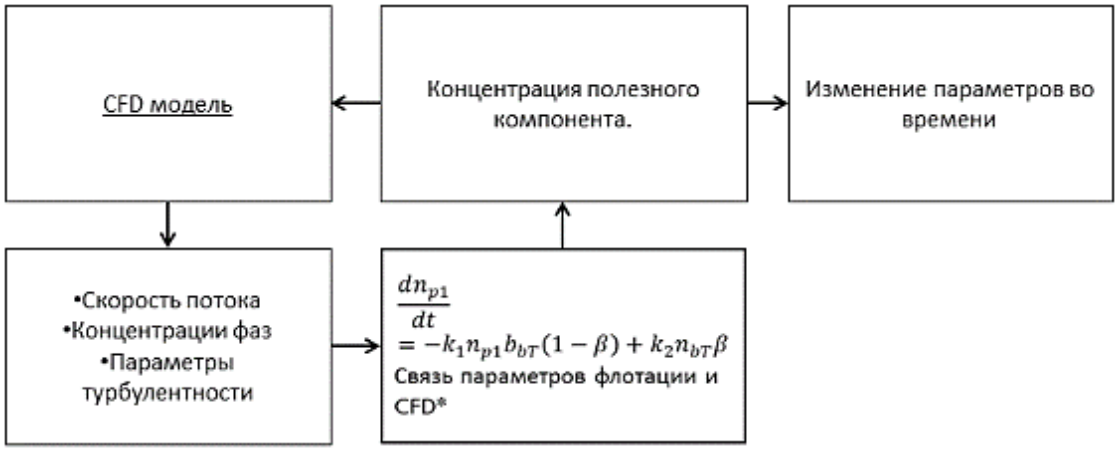


Рисунок 1. Общая схема расчета

С целью упрощения моделирования используются частицы одинакового размера, плотности и поверхностных свойств. Остальные параметры работы флотационной машины устанавливаются в ходе отдельных экспериментов.

Для проверки модели в данной работе использовался вариант с флотацией стеклянных шариков определенного размера в лабораторной машине. В ходе эксперимента была получена зависимость скорости флотации и извлечения от скорости вращения импеллера (таблица 1).

Таблица 1 и графики на рисунке 2 позволяют сравнить результаты расчета и эксперимента для нескольких скоростей вращения импеллера.

Таблица 1. Результаты экспериментов

Скорость вращения импеллера, об/мин	1050	1200	1500
Массовая доля воздуха	0,125	0,140	0,146
Диссипация турбулентности	1,75	2,11	2,59
Скорость флотации. CFD, мин$^{-1}$	2,53	2,85	2,83
Скорость флотации. Эксперимент, мин$^{-1}$	2,57	2,67	2,57
Извлечение при флотации в течение 1 мин. CFD, %	95,7	97,7	96,4
Извлечение при флотации в течение 1 мин. Эксперимент, %	96,3	97,7	97,2

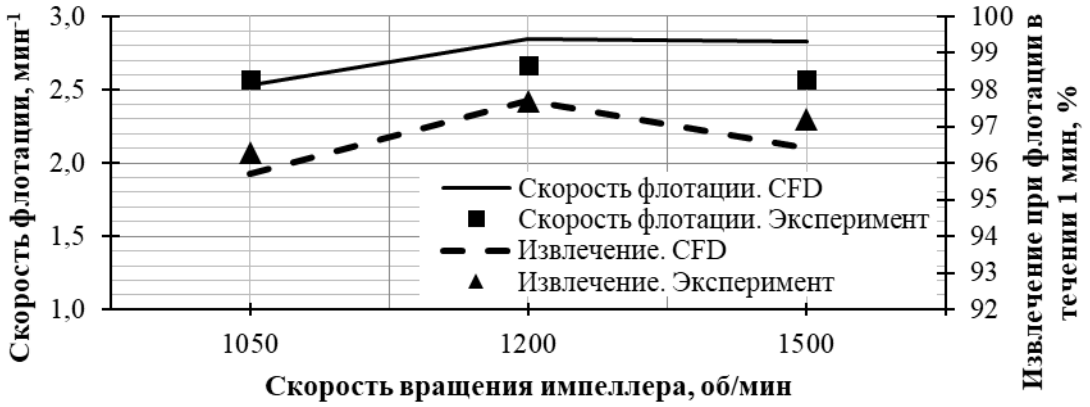


Рисунок 2. Результаты экспериментов

Таким образом, описанный метод позволяет получить параметры работы флотационной машины, сравнить конструкции машин между собой, выявить тенденции при планировании эксперимента и изменении конструктивных параметров машины, а также помогает уменьшить время проведения, стоимость и трудоёмкость экспериментов.

Список использованных источников

1. Koh P.T.L., Schwarz M.P. CFD modelling of bubble–particle attachments in flotation cells CFD modelling of bubble–particle attachments in flotation cells. 2006.
2. Liu, Y., et al. Chemical Engineering Science, 227, 115941. 2020.

The use of CFD modeling in determining the effectiveness of flotation machines

Lukyanov K.V., Lavrinenko A.A.

The application of CFD modeling for assessing the efficiency of flotation machines is shown. The influence of hydrodynamic parameters on flotation is analyzed. A model using particles of the same size is proposed. The method allows optimizing the design, reducing the time and costs of research.

ОПТИМИЗАЦИЯ РАБОТЫ УЧАСТКОВ СГУЩЕНИЯ ПУТЕМ КОНДИЦИОНИРОВАНИЯ ПАРАМЕТРОВ ПУЛЬПЫ ПИТАНИЯ

А.А. Соколова (Баранова)
АО «ГОРМАШЭКСПОРТ», г. Новосибирск, Российская Федерация
e-mail: goraexport_ba@mail.ru

Рассмотрены основные параметры пульпы питания, влияющие на работоспособность участков сгущения на обогатительных фабриках. Определено влияние содержания твердого в пульпе питания на оптимальное протекание процесса сгущения, а также рассмотрены способы оптимизации процесса путем изменения параметров питания сгустителя.

Анализ литературных источников по теме сгущения рудных пульп на обогатительных фабриках, а также ряда технологических регламентов на проектирование обогатительных фабрик показал, что при выборе оборудования и определении параметров работы участков сгущения практически не рассматривается вопрос влияния кондиционирования исходного питания сгущения на эти параметры.

Однако, процесс сгущения, как и любой из технологических процессов в обогащении и аппараты для их осуществления имеют вполне определенный диапазон условий применимости.

Для более детального рассмотрения процесс сгущения на основании метода декомпозиции процесса можно представить в виде ряда подпроцессов, каждый из которых является неотъемлемым звеном в цепи, обеспечивающим оптимальную работу участка сгущения: Приготовление флокулянта (коагулянта) → Подготовка пульпы → Смешение реагента с исходной пульпой → Хлопьеобразование → Сгущение (осветление) [1].

Для оптимального ведения каждого подпроцесса существуют свои критерии применимости. Всего при проведении технологических аудитов участков сгущения мы выделяем более 30 критериев. Подготовку пульпы перед подачей в процесс сгущения можно оценить по следующим основным критериям:

– гидравлическая крупность частиц твердой фазы;
– содержание твердого в пульпе питания участка сгущения;
– температура жидкой фазы;
– водородный показатель (pH) жидкой фазы пульпы;
– наличие стабилизирующих или других добавок в жидкой фазе пульпы питания.

Анализ статистических данных о том, нарушение каких критериев применимости подпроцесса «Подготовка пульпы перед сгущением» наиболее часто приводит к неработоспособности участков сгущения, представлен на рисунке 1.



Рисунок 1. Доля критериев применимости подпроцесса «Подготовка пульпы», нарушение которых приводит к неработоспособности участков сгущения

Одним из наиболее важных критериев для обеспечения оптимального протекания процесса сгущения является содержание твердого в питании сгустителя.

В соответствии с теорией структурирования суспензий, достижение определенной максимальной концентрации твердой фазы в жидкой среде приводит к возникновению пространственной структуры в суспензии. Элементами структурной сетки являются частицы и контакты между ними, формирующие пространственные ячейки в объеме дисперсной системы. Исследования последних лет в этой области показали, что величина критического размера дисперсной фазы может быть в несколько раз больше размеров коллоидных частиц, и даже частицы размером до 100 мкм способны образовывать пространственные структуры. Из этого

следует, что множество суспензий, образовывающихся в технологических процессах обогащения, могут являться структурированными дисперсными системами со всеми присущими для них свойствами. Теория прочности пористых структур определяет два значения критических концентраций. Первое соответствует величине, при которой начинается процесс формирования структурной сетки в системе и возникновения ее седиментационной устойчивости, а второе – началу ее перехода в вязко-пластичное состояние. Пороговое значение концентрации проявления седиментационной устойчивости определяется началом процесса структурообразования исследуемой суспензии [2, 3].

Поскольку для каждой пульпы существует свой предел седиментационной устойчивости и свое значение оптимального содержания твердого, при проектировании новых и модернизации действующих схем сгущения на обогатительных фабриках необходимо определять параметры седиментационной устойчивости для каждого типа пульп, поступающих на сгущение.

Лабораторные исследования седиментационной устойчивости пульпы проводятся путем определения скорости осветления пульпы с различным содержанием твердого с последовательным разбавлением предварительно сгущенной твердой фазы собственным осветленным сливом без добавления флокулянтов или коагулянтов. Цель исследований – определение динамики изменения седиментационной устойчивости системы при изменении концентрации в ней твердой фазы с получением кривой седиментационной устойчивости (рисунок 2).

На кривой можно выделить три характерные области: I – зона свободного осаждения, II – зона стесненного осаждения с нарастанием седиментационной устойчивости системы, III – зона седиментационной устойчивости [4].

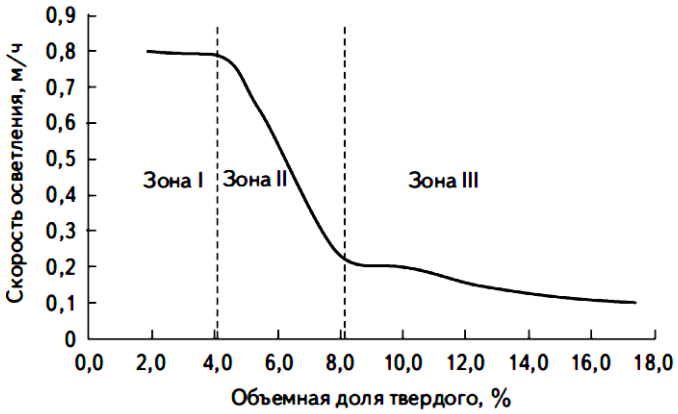


Рисунок 2. Типичная кривая седиментационной устойчивости хвостовой пульпы ОФ

Для каждого сгущаемого продукта существует своя оптимальная плотность суспензии, при которой процесс сгущения происходит наиболее эффективно. Технологически оптимальное содержание твердой фазы в пульпе следует назначать в диапазоне зоны II. Если фактическая плотность суспензии для данного материала ниже оптимальной, то перед сгустителем часть жидкой фазы необходимо удалить. Если фактическая плотность суспензии выше оптимальной, то перед сгущением добавляют часть слива для разбавления питания [4].

По обобщенным данным лабораторных исследований сгущаемости технологических пульп рудных обогатительных фабрик, среднестатистический порог седиментационной устойчивости составляет ~6-11% массовой доли твердой фазы.

Предварительное исследование седиментационной устойчивости пульп позволит избежать дальнейших технологических просчетов при проектировании параметров водно-шламовых схем строящихся и действующих обогатительных фабрик.

Список использованных источников

1. Бауман А. В. О модернизации отечественных радиальных сгустителей // Обогащение руд. 2013. № 1. С. 44-49.
2. Uriev N. B. Technology of dispersed systems and materials: Physicochemical dynamics of structure formation and rheology. Wiley-VCH Verlag GmbH & Co, 2017. 192 p.
3. Бауман А. В. Анализ агрегативной и седиментационной устойчивости технологических пульп // Обогащение руд. 2018. № 2. С. 55–60.
4. Бауман А.В., Степаненко А.И., Баранова А.А. Теоретические основы и практика проектирования процессов и аппаратов сгущения рудных пульп // Обогащение руд. 2023. №1. С. 46-52.

Optimization of thickening section operation by conditioning the feed pulp parameters

Sokolova (Baranova) A.A.

The main parameters of feed pulp that affect the performance of thickening sections at beneficiation plants are considered. The influence of the solid content in the feed pulp on the optimal flow of the thickening process is determined, and ways to optimize the process by changing the feed parameters of the thickener are considered.

ИССЛЕДОВАНИЕ АКТИВАЦИИ ФЛОТАЦИИ ЦИНКОВОЙ РУДЫ ИОНАМИ СВИНЦА*

И.А. Коновалов

ФГБУН «Институт горного дела им. Н.А. Чинакала Сибирского отделения РАН», г. Новосибирск, Российская Федерация

e-mail: igd_k@mail.ru

На основе механизма работы физически сорбируемого реагента-собирателя предложена модель активации флотации сфалерита ионами свинца. Флотация исследовалась как функция извлечения цинка в зависимости от значений объёмных концентраций свинца и ксантогената.

Введение. Активация флотации сфалерита солями свинца изучена многими исследователями, однако механизмы этого процесса остаются предметом дискуссий. Ионообменная модель, предполагающая замещение Zn^{2+} на Pb^{2+} в кристаллической решётке, не получила однозначного подтверждения из-за значительной разницы в размерах ионов и энергетической невыгодности замещения. Электрохимическая модель также не поддерживается достаточными доказательствами, так как проводимость сфалерита недостаточна для окисления ксантогената, а диксантоген не образуется на его поверхности. Исследования показали, что в кислой среде (pH 3–6) флотация обусловлена взаимодействием Pb^{2+} с ксантогенатом (X) с образованием поверхностных комплексов, а в слабощелочных условиях (pH 7–9) активация происходит за счёт гидроксокомплексов свинца, таких как $Pb(OH)^+$, при этом флотация угнетается при pH>11. По гипотезе Абрамова установлено, что для эффективной флотации недостаточно только хемосорбции ксантогената – важную роль играют физически сорбируемые формы, такие как диксантоген или коллоидные комплексы Pb_nX_m, обладающие поверхностной активностью. В работе Fuerstenau и др. выполнялись эксперименты по флотации кварца, активированного свинцом. Авторы объясняют важность соотношения концентраций Pb^{2+} и X, поскольку их избыток приводит к выпадению осадка и подавлению флотации. Несмотря на отсутствие

* ***Работа выполнена в рамках проекта НИР, № госрегистрации 121051900145-1.***

единой теории активации, исследования указывают на важную роль поверхностно активных продуктов взаимодействия металла и собирателя. Вопросы кинетики элементарного акта флотации и роль поверхностно-активных продуктов взаимодействия металла с собирателем до конца не изучены.

Целью данной работы является исследование влияния pH и мольного соотношения X:Pb на флотируемость сфалерита при активации свинцом.

Экспериментальная часть. Флотационные эксперименты проводились в механической лабораторной флотационной машине 189ФЛ с объемом камеры 300 мл. Исследовалась цинковая руда Турунтаевского месторождения с содержанием цинка Zn = 5,75 %. Схема флотационного эксперимента показана на рисунке 1. В камеру последовательно подавались реагенты бутиловый ксантогенат, ацетат свинца и вспениватель Т-80. Регулировка pH осуществлялась до подачи реагентов соляной кислотой или гидроксидом натрия. Результаты флотационных экспериментов представлены в таблице 1.

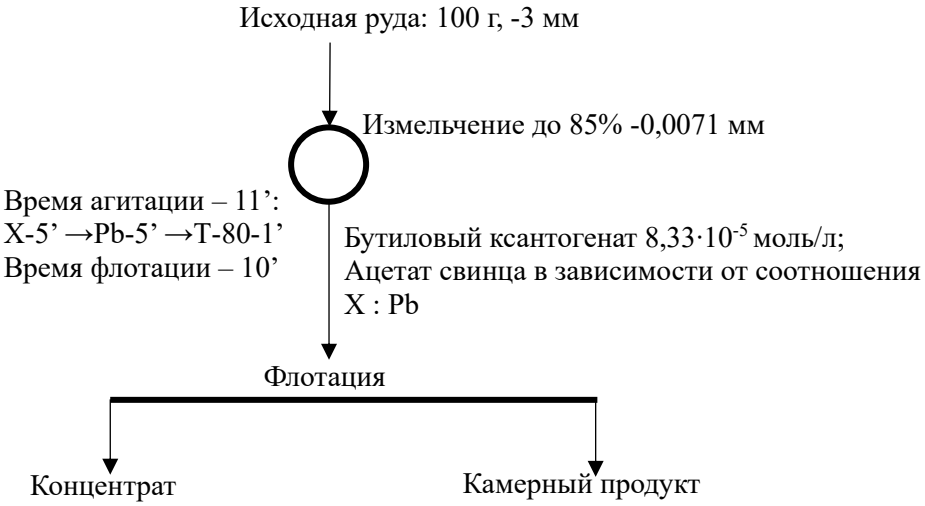


Рисунок 1. Схема флотационного эксперимента с цинковой рудой Турунтаевского месторождения

В кислой среде флотация сфалерита обусловлена частичным замещением Zn на Pb в кристаллической решётке и образованием нестехиометрических поверхностно-активных соединений PbnXm. Согласно механизму работы физически сорбируемого собирателя, поверхностно-активные соединения способствуют снижению кинетических барьеров формирования флотационного контакта. В щелочной среде происходит гидролиз свинца, приводящий к образованию гидроксидных форм $Pb(OH)^{+}$, взаимодействующих с отрицательно заряженными группами минералов и обеспечивающих более эффективную гидрофобизацию поверхности через формирование структур типа SZn–O–Pb–X и ионно-молекулярных ассоциатов, обладающих повышенной поверхностной активностью. Из таблицы 1 видно, что извлечение активированного свинцом сфалерита выше на ~ 20% в щелочной среде чем в кислой области. Установлено, что оптимальная флотируемость сфалерита достигается при избытке мольной концентрации свинца над ксантогенатом, однако высокие концентрации ксантогената подавляют процесс вследствие образования крупнодисперсных осадков с низкой поверхностной активностью, что подтверждается экспериментальными данными. При увеличении мольного соотношения X : Pb с 1:2 до 1:4 содержание в пенном продукте ценного компонента снизилась с 73 до 46%.

Таблица 1. Показатели флотации цинковой руды

Продукт	Выход, %	Содержание Zn, %	Извлечение Zn, %	pH	Соотношение X:Pb
Пенный	8,11	28,52	49,6	5,14	1:2
Камерный	91,69	2,562	50,3		
+1	0,20	2,45	0,1		
Всего	100,00	4,67	100,0		
Пенный	5,98	29,448	38,4	5,12	1:4
Камерный	93,53	3,001	61,3		
+1	0,50	2,45	0,3		
Всего	100,00	4,58	100,0		
Пенный	13,27	25,508	73,4	8,04	1:2
Камерный	86,03	1,406	26,2		
+1	0,70	2,45	0,4		
Всего	100,00	4,61	100,0		
Пенный	9,22	28,518	57,9	8,03	1:4
Камерный	90,57	2,103	42,0		
+1	0,21	2,45	0,1		
Всего	100,00	4,54	100,0		
Пенный	4,61	28,261	45,8	7,98	1:6
Камерный	92,88	1,595	52,0		
+1	2,51	2,45	2,2		
Всего	100,00	2,85	100,0		

Выводы. Установлено, что существует определённое соотношение мольных концентраций свинца и собирателя, при котором наблюдается повышенная флотируемость сфалерита. Высокое извлечение сфалерита из руды Турунтаевского месторождения в слабощелочной области pH наблюдается при подаче реагентов в стехиометрическом отношении мольных концентраций X:Pb равном 1:2.

В слабокислой области pH извлечение активированного свинцом сфалерита связано с образованием коллоидов PbnXm, содержащих свинец и ксантогенат в нестехиометрическом соотношении. Указанные коллоиды обладают поверхностной активностью по отношению к границе раздела газ-жидкость и снимают кинетическое ограничение образованию флотационного комплекса.

Study of zinc ore flotation activation by lead ions

Konovalov I.A.

Based on the mechanism of operation of a physically sorbed reagent-collector, a model of sphalerite flotation activation by lead ions is proposed. Flotation was studied as a function of zinc extraction depending on the results of volume concentrations of lead and xanthate.

ОБОСНОВАНИЕ РЕЖИМОВ ЦИНКОВОЙ ФЛОТАЦИИ В ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ СУЛЬФИДНЫХ РУД ДЛЯ СНИЖЕНИЯ ДОЛИ КРЕМНИЯ В КОНЦЕНТРАТЕ

Я.Н. Арабаджи[1], Н.Н. Орехова[2]

[1] ОАО «УГМК», г. Верхняя Пышма, Российская Федерация
[2] ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Российская Федерация

e-mail: yana_arabadzhi@mail.ru; n_orechova@mail.ru

Применение комплексного депрессора позволило снизить массовую долю SiO_2 в цинковом концентрате с 4,85 до 3,14%. Тестами на мономинеральных пробах сфалерита, кварца, мусковита и клинохлора доказана его эффективность без распространения пассивирующего действия на сфалерит. ИК-спектроскопия показала рост гидратированности поверхности кварца. Измерения ЭКП подтвердили возможность создания супрамолекулярного комплекса, обеспечивающего также снижение механического выноса минералов вмещающих пород. Определены оптимальные режимные параметры для минимизации коэффициента механического выноса ENT.

Цинк, являясь четвёртым по потреблению металлом в мире, занимает важную позицию в экономике России, и в условиях снижения его добычи, прогнозируется дефицит доступности сырья для плавильных заводов, каким является цинковый концентрат. В то же время, стандарты, которые были разработаны в 2012 г., и учитывают требования к составу цинковых концентратов, не играют решающей роли в условиях современной стратегии ценообразования. Эта стратегия, помимо прочего, включает в себя систему скидок за содержание примесей при неизменности марки товарной продукции. В связи с этим, поиск путей минимизации содержания примесей в цинковом концентрате является актуальной задачей.

Анализ имеющейся информации по данной проблематике позволил определить основные причины повышенного извлечения Si в цинковый концентрат: повышенное шламообразование рудного сырья в процессе рудоподготовительных операций; флотоактивность и механический вынос минералов вмещающих пород.

Для нивелирования негативного влияния переошламования руды и повышения ее качества учеными разработан ряд технологических приемов, использование которых, однако, оказывается бесперспективным для объекта исследований – полиметаллической руды Корбалихинского месторождения. Отсутствие контрастности по разделяемому признаку, изменчивость вещественного состава, вариативность содержаний цветных металлов, эмульсионная вкрапленность и наличие сверхтонкого взаимосрастания ценных компонентов с вмещающими породами исключают возможность применения операций предварительного обогащения.

Кроме того, ввиду высоких содержаний минералов ценных компонентов в классе крупности менее 20 мкм и отсутствие избирательности распределения минералов по классам крупности, применение операции обесшламливания (тонкого грохочения) и раздельной песковой и шламовой флотации, также не могут быть использованы при переработке высокошламующейся исследуемой руды.

Эффективным приемом в борьбе с нежелательным соизвлечением примесных компонентов в цинковый концентрат является подавление флотируемости породообразующих минералов, в связи с чем, в ходе проведения исследовательских работ были протестированы более 40 образцов депрессоров и их смесей, предоставленных как российскими разработчиками, так и китайскими партнерами.

В работе приведены результаты тестирования наиболее часто встречаемых в литературе реагентов-депрессоров: КМЦ, гексаметафосфат, ЖС, крахмал, акремон, разнообразные модификации компании Флотент, пирофосфат натрия (таблица 1). Как видно, практически все депрессора пассивируют флотируемость сфалерита, что приводит к снижению извлечения цинка в концентрат. При этом, применение жидкого стекла и DP 64 FR не позволяют значительно снизить содержание SiO_2 в цинковом концентрате. Установлено, что применение нового комплексного депрессора позволяет снизить извлечение SiO_2 с 3,78 до 1,45%, при сохранении флотоактивности сфалерита.

Таблица 1. Результаты влияния депрессоров на извлечение цинка и диоксида кремния

Тип депрессора	Извлечение, %		Тип депрессора	Извлечение, %	
	Zn	SiO_2		Zn	SiO_2
База	93,07	3,78	Гексаметафосфат	83,08	2,10
Новый депрессор	93,81	1,45	Крахмал	90,55	2,98
Жидкое стекло	91,35	3,17	КМЦ	92,98	2,99
DP 64 FR	88,65	3,45	Акремон	85,10	2,65
DP 63 FR	86,21	3,10	Пирофосфат натрия	81,77	3,67

Флотационными тестами на мономинеральных фракциях, выполненных при изучении механизма действия данного депрессора, доказана эффективность его применения без распространения пассивирующего действия на сфалерит, константа скорости флотации которого при обработке депрессором не изменилась, в отличие от кремнийсодержащих минералов: кварца, мусковита и, в большей степени, клинохлора.

С помощью инфракрасной спектроскопии установлено, что при обработке кварца депрессором отмечается уширение и увеличение интенсивности спектра в области соответствующей валентным колебаниям связи О – Н поверхностной воды, характерной для так называемых «полимеров» воды, т.е. гидратированность его поверхности возрастает.

Измерения электрокинетического потенциала подтвердили возможность создания супрамолекулярного комплекса, состоящего из молекул депрессора и кремния в составе минералов вмещающих пород с образованием крупных агрегатов, что в совокупности с гидрофилизацией поверхности минералов вмещающих пород, обеспечивает и снижение их механического выноса в процессе флотации между минерализованными сфалеритом пузырьками воздуха.

Изучение взаимосвязи основных управляемых параметров технологического процесса и фактора механического выноса минералов вмещающих пород в цинковый концентрат позволили создать адекватную математическую модель для установления границ регулирования их значений.

Определено, что самым значимым фактором является расход воздуха, а степень влияния плотности пульпы и скорости вращения импеллера приблизительно одинаковы.

Минимальный механический вынос минералов вмещающих пород достигается одновременным поддержанием следующих режимных параметров в операции основной цинк-пиритной флотации: содержание твердого в пульпе – 25%; расход воздуха – 1 л/мин; скорость вращения импеллера – 30 $с^{-1}$.

На основании проведенных исследований обоснованы и разработаны режимы цинковой флотации в технологии обогащения полиметаллических сульфидных руд для снижения доли диоксида кремния в концентрате.

Validation of zinc flotation modes for the polymetallic sulfide ores beneficiation technology to reduce silicon content in the concentrate

Arabadzhi Y.N., Orekhova N.N.

Application of complex depressor allowed reduction of $_{SiO2}$ mass fraction in zinc concentrate from 4.85 to 3.14%. Tests of monomineral samples of sphalerite, quartz, muscovite and clinochlore proved its performance without extending the passivating effect to sphalerite. IR spectroscopy showed an increase in the hydration of the quartz surface. Electrokinetic potential measurements confirmed the possibility of creating a supramolecular complex, which also provides reduction of mechanical entrainment of minerals of the host rocks. The optimum regime parameters for minimizing the mechanical entrainment coefficient (ENT) were determined.

ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ВНЕДРЕНИЯ РАЗРАБОТАННЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ ПОВЫШЕНИЯ КАЧЕСТВА ФЛОТАЦИОННОГО КОНЦЕНТРАТА

Я.Н. Арабаджи[1], Н.Н. Орехова[2]

[1] ОАО «УГМК», г. Верхняя Пышма, Российская Федерация
[2] ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Российская Федерация

e-mail: yana_arabadzhi@mail.ru; n_orechova@mail.ru

Существующая система скидок к цене за содержание примесных элементов в цинковом концентрате подталкивает производителей к проведению исследований, направленных на повышение их качества. Разработанный комплекс методов снижения извлечения кремнийсодержащих компонентов позволяет снизить массовую долю SiO_2 с 2,97% (базовая технология) до 2,02%. Экономический эффект от внедрения составит 8319 тыс. руб.

Учитывая растущее потребление цинка на мировом рынке, снижение диоксида кремния в цинковом концентрате является актуальной задачей для металлургической промышленности. Согласно базового сценария стратегии развития металлургии России, к 2030 г. потребление цинка может начать отставать от производства, что делает производителей качественного концентрата более конкурентоспособными. Высокое качество концентрата критично, как для эффективных металлургических процессов, так и для его производителей. Существующая система скидок к цене за содержание примесных элементов, например, при продаже 1 000 СМТ цинкового концентрата марки КЦ-2 может привести к убыткам производителя в сумме до 7 тыс. долл. США при изменении содержания SiO_2 в нем в границах 2,0-3,0%.

Комплексом выполненных исследований разработаны технологические решения повышения качества флотационного цинкового концентрата, заключающиеся в использовании эффективного депрессора кремнийсодержащих минералов и поддержании оптимальных режимных параметров технологического процесса.

По результатам проведенных ОПИ определен эффект от внедряемых мероприятий. Содержание SiO_2 в цинковом концентрате снижено на: 0,41% за счет использования дополнительного реагента – депрессора; 0,44% за счет подбора оптимальных параметров флотации.

Заверочными лабораторными испытаниями подтверждено, что разработанный комплекс методов снижения извлечения кремнийсодержащих компонентов в цинковый концентрат позволяет повысить его качество по содержанию примесного диоксида кремния. Так, массовая доля SiO_2 в цинковом концентрате снижена с 2,97% (базовая технология) до 2,02%

(при условии реализации разработанного комплекса методов). Извлечение SiO_2 по предлагаемой технологии снижено относительно базовой на 35%.

Для ориентировочной технико-экономической оценки внедрения предлагаемых технических решений выполнен расчет основных показателей переработки полиметаллической руды Корбалихинского месторождения на условную производительность обогатительной фабрики по исходной руде 1 млн т/год.

При вычислении капитальных затрат определена стоимость оборудования для приготовления рабочего раствора комплексного депрессора и его дозирования в промышленный процесс, а также затраты на его покупку с доставкой.

Выполненные расчеты показали, что за счет снижения содержания SiO_2 в цинковом концентрате на 0,95% годовой экономический эффект составит 8319 тыс. руб., срок окупаемости капитальных вложений менее 1 года (11,3 месяцев).

Technical and economic aspects of implementation of the developed technological solutions to improve flotation concentrate grade

Arabadzhi Y.N., Orekhova N.N.

The existing system of price deductions based on the impurities content in zinc concentrate makes producers to conduct research aimed at improving its grade. The developed package of methods to decrease extraction of silicon-bearing components in zinc concentrate allows reduction in the SiO_2 mass fraction from 2.97% (basic technology) to 2.02%. The estimated economic effect will amount to 8,319 thousand rubles.

ПОВЫШЕНИЕ ИЗВЛЕЧЕНИЯ НЕРАСТВОРИМОГО ОСТАТКА ИЗ СИЛЬВИНИТОВОЙ РУДЫ С ВЫСОКИМ СОДЕРЖАНИЕМ СУЛЬФАТА КАЛЬЦИЯ МЕТОДОМ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОЙ УЛЬТРАЗВУКОВОЙ ОБРАБОТКИ

А.В. Чернышев, В.З. Пойлов

ФГАОУ ВО «Пермский национальный исследовательский политехнический университет», г. Пермь, Российская Федерация

e-mail: alexcher-1997@yandex.ru

В работе показано повышение извлечения глинисто-солевого шлама из сильвинитовой руды с высоким содержанием сульфата кальция методом предварительной ультразвуковой обработки водно-солевых суспензий руды частотой 22 кГц и снижение остаточного содержания шламовых частиц во флотоконцетрате.

Ценность калийных месторождений определяется количеством запасов и качеством сильвинитов. Переработка сильвинитовых руд флотационным способом сопряжена с рядом сложностей, главной из которых является неоднородное распределение и тонкое включение в составе сильвинита шламовых частиц. Состав глинисто-солевого шлама сильвинита в основном представлен алюмосиликатами, карбонатами (доломит $CaCO_3 \cdot MgCO_3$ и магнезит $MgCO_3$), сульфатами (гипс $CaSO_4 \cdot 2H_2O$ и ангидрит $CaSO_4$) [1], размер частиц которых не превышает 0,1 мм. Обладая большой удельной поверхностью, повышенной катионной емкостью и сложностью отделения от ценных минералов руды шламы приводят к ухудшению селективности и эффективности процесса флотации сильвина и снижению качества флотационного концентрата.

Располагающееся в Волгоградской области Гремячинское месторождение калийных солей характеризуется высоким содержанием ангидрита от 1,29 до 23,15% с преимущественным содержанием 4-6%, а также его неоднородным распределением в зависимости от глубины залегания. Ангидрит, связанный преимущественно с кристаллами сильвина, представлен в виде скоплений микро-тонкозернистой фазы в полукапсулированном виде в углах, трещинах кристаллов руды и в межзерновом пространстве. Суммарное содержание нерастворимого остатка руды вместе с глинистым шламом (Н.О.) преимущественно варьируется в пределах от 7 до 9% [2].

Применяемый на данный момент на калийных флотофабриках метод механического обесшламливания (оттирка) в гидроциклонах позволяет очищать только открытую поверхность минеральных зерен, при этом удалить нерастворимые примеси из микротрещин и сростков кристаллов не представляется возможным.

Для частичного вскрытия агрегатов и удаления примесей, дислоцируемых в межкристаллическом пространстве эффективно применение методов направленного акустического воздействия [3]. Применение ультразвука при предварительной обработке пульпы для удаления шламовых частиц уже нашли применение при обогащении железных, угольных, цинк- и золотосодержащих руд [4].

Для изучения возможности повышения обессульфачивания и обесшламливания сильвинита Гремячинского месторождения с применением ультразвука была проведена ультразвуковая обработка (УЗ-обработка) водно-солевой суспензии сильвинитовой руды крупностью менее 1,0 мм и чернового концентрата основной сильвиновой флотации с частотой 22±1,65 кГц и интенсивностью ультразвукового воздействия 1,11 и 2,22 Вт/см^2. Время УЗ-обработки суспензии во избежание нагрева суспензии и растворения хлоридов калия и натрия не превышало 50 с.

Оценку эффективности удаления нерастворимых частиц проводили с помощью рентгенофлуоресцентного (РФлА) и рентгенофазового (РФА) анализов частиц руды с применением спектрометра EDX-8100P и рентгеновского дифрактометра XRD-7000 фирмы «Shimadzu» соответственно.

Результаты исследования влияния ультразвуковой обработки рудной суспензии на эффективность обессульфачивания и обесшламливания сильвинитовой руды фракции приведены в таблице 1. Для лучшей оценки остаточного содержания шламовых частиц в углах, трещинах кристаллов руды и в межзерновом пространстве после УЗ-обработки РФлА и РФА образцов проводились на фракции -1,0+0,2 мм. В состав Н.О. входят соединения следующих элементов: Mg, Al, Si, Br, Sr, Fe, Cr, Mn.

Таблица 1. Результаты исследования влияния ультразвуковой обработки рудной суспензии на эффективность обессульфачивания и обесшламливания сильвинитовой руды фракции -1,0 мм

Интенсивность УЗО, Вт/см^2	**Содержание $CaSO_4$, масс. %**		**Степень обессульфачивания, %**	**Содержание Н.О., масс. %**		**Степень обесшламливания, %**
	исходная руда	**фракция -1,0+0,2 мм**		**исходная руда**	**фракция -1,0+0,2 мм**	
0	5,31	4,86	8,48	2,29	1,79	21,83
1,11	5,51	4,62	16,15	2,89	1,97	32,03
2,22	5,34	3,51	34,36	4,90	2,38	51,49

В результате было установлено, что повышение интенсивности УЗ-обработки приводит к повышению степени удаления как $CaSO_4$, так и Н.О. и снижению остаточного содержания

шлама. Более высокое значение степени обесшламливания по сравнению со степенью обессульфачивания указывает на повышенную эффективность удаления более слабых по шкале Мооса минералов глинистого шлама под действием ультразвуковой кавитации.

Для изучения возможности снижения содержания глинисто-солевого шлама во флотоконцентрате была проведена ультразвуковая обработка суспензии по нескольким вариантам: УЗ-обработка питания основной сильвиновой флотации, УЗ-обработка чернового флотоконцентрата основной сильвиновой флотации, УЗ-обработка как питания флотации, так и чернового концентрата. Сильвиновая флотация проводилась с предварительной депрессией $CaSO_4$+Н.О. раствором картофельного крахмала в количестве 50 г/т питания и добавлением собирательной эмульсии (солянокислый амин, газойль каталитический, вспениватель) в количестве 50 г/т питания. Результаты представлены в таблице 2.

Таблица 2. Влияние ультразвуковой обработки питания флотации и чернового концентрата в различных комбинациях на эффективность перечистной сильвиновой флотаций

Варианты УЗ-обработки	**Интенсивность УЗО, Вт/см²**	**Наименование продукта**	**Выход, %**	**Массовая доля, %**		**Извлечение, %**	
				KCl	**$CaSO_4$+Н.О.**	**KCl**	**$CaSO_4$+Н.О.**
Без УЗ-обработки	0	Хвосты	59,61	2,75	12,79	4,56	81,42
		Промпродукт I пер	1,86	24,22	15,38	1,25	3,05
		Промпродукт II пер	1,05	38,41	13,38	1,12	1,50
		Флотоконцентрат	37,48	89,30	3,50	93,07	14,03
		Питание	**100,00**	**35,97**	**9,36**	**100,00**	**100,00**
УЗ-обработка питания флотации	2,22	Хвосты	61,03	2,30	12,60	3,95	83,44
		Промпродукт I пер	1,90	34,53	16,89	1,84	3,48
		Промпродукт II пер	0,99	46,55	13,08	1,30	1,40
		Флотоконцентрат	34,78	91,35	3,09	89,41	11,68
		Питание	**98,70**	**34,74**	**9,30**	**96,50**	**100,00**
УЗ-обработка чернового концентрата	2,22	Хвосты	59,61	2,82	12,60	4,68	81,19
		Промпродукт I пер	4,98	41,08	11,32	5,70	6,54
		Промпродукт II пер	1,25	50,20	11,21	1,76	1,63
		Флотоконцентрат	31,41	91,91	2,92	80,53	10,64
		Питание	**97,25**	**34,16**	**9,39**	**92,67**	**100,00**
УЗ-обработка питания флотации и чернового концентрата	2,22	Хвосты	61,28	2,44	12,58	4,25	83,99
		Промпродукт I пер	7,50	58,30	10,08	12,45	8,24
		Промпродукт II пер	1,07	66,82	9,17	2,04	1,07
		Флотоконцентрат	26,13	94,51	2,35	70,34	6,70
		Питание	**95,99**	**32,59**	**9,56**	**89,08**	**100,00**

УЗ-обработка питания флотации привела к снижению по сравнению с измерением без УЗ-обработки содержания $CaSO_4$+Н.О. во флотоконцентрате на 0,41%: с 3,50 до 3,09 масс. %, а также к снижению содержания KCl в «хвостах» с 2,75 до 2,30%, что говорит о вероятном повышении эффективности флотации сильвина.

УЗ-обработка чернового концентрата с последующей перечистной сильвиновой флотацией привела к снижению содержания $CaSO_4$+Н.О. во флотоконцентрате до 2,92 масс. %. Также наблюдается повышение извлечения $CaSO_4$+Н.О. в промпродукт первой «перечистки», объясняемое выделением шлама из чернового концентрата в свободное состояние в результате действия ультразвука перед стадией 1-й перечистной флотации.

Комбинированная УЗ-обработка привела к получению более богатого по KCl флотоконцентрата с наименьшим содержанием Н.О. и сульфата кальция 2,35%. Извлечение

$CaSO_4$+H.O. в «хвосты» сильвиновой флотации и промпродукт 1 перечистной сильвиновой флотации при комбинированной ультразвуковой обработке имело максимальное значение и составило 83,99 и 8,24% соответственно.

Потери KCl в процессе флотации связаны с тем, что при действии ультразвуковой кавитации происходит выделение большой энергии, в результате которого происходит нагрев пульпы на величину от 5 до 8°С и его растворение на величину 3,50-10,92 масс. % в зависимости от варианта УЗ-обработки.

Таким образом, в результате проведенных исследований установлено повышение обесшламливания и обессульфачивания сильвинитовой руды в результате предварительной ультразвуковой обработки водно-солевых суспензий руды частотой 22 кГц. Выделение шлама из кристаллов руды в результате действия ультразвуковой кавитации приводит к повышению качества флотоконцентрата.

Список использованных источников

1. Титков С.Н., Мамедов А.И., Соловьев Е.И. Обогащение калийных руд. М.: Недра, 1982. 216 с.
2. Пантелеева Н.Н., Титков С.Н., Бармин И.С. И др. Особенности обогащения калийных руд Гремячинского месторождения // Обогащение руд. 2009. № 2. С. 21-25.
3. Нисина О.Е., Лановецкий С.В., Косвинцев О.К., Куликов М.А. Исследование процесса извлечения примеси сульфата кальция из галитовых отходов различного происхождения // Известия высших учебных заведений. Серия химия и химическая технология. 2022. № 65. С. 101-107.
4. Chen Y., Truong N. T., Bu X., Xie G. A review of effects and applications of ultrasound in mineral flotation // Ultrasonics Sonochemistry. 2020. Vol. 60. P. 104739.

Increasing the recovery of insoluble residue from sylvinite ore
with a high content of calcium sulfate by ultrasonic pretreatment

Chernyshev A.V., Poilov V.Z.

The work shows an increase in the recovery of clay-salt sludge from sylvinite ore with a high content of calcium sulfate using the method of ultrasonic pretreatment of water-salt suspensions of the ore at a frequency of 22 kHz and a decrease in the residual content of sludge particles in the flotation concentrate.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ МИКРОПУЗЫРЬКОВ ДЛЯ ДОИЗВЛЕЧЕНИЯ МЕДИ, ЦИНКА И ЗОЛОТА ИЗ ОТВАЛЬНЫХ ХВОСТОВ ФЛОТАЦИИ МЕДНО-ЦИНКОВОЙ РУДЫ

С.Л. Орлов, М.Г. Балакин, И.А. Власов

ООО «Первый горно-металлургический институт», г. Екатеринбург

e-mail: orlov@1mmi.ru

Показана возможность повышения извлечения меди, цинка и золота добавлением микропузырьков в процесс флотации медно-цинковых руд. Использование микропузырьков при флотации меди, цинка и золота из отвальных хвостов медно-цинковой руды позволяет дополнительно извлекать в коллективный флотационный концентрат медь, цинк и золото на уровне до 46,4; 71,61 и 69,39% соответственно от операции.

Проведенные ранее исследования по использованию микропузырьков для флотации меди, цинка и золота из отвальных хвостов обогащения медно-цинковой руды [*Орлов С.Л., Балакин М.Г., Власов И.А. Разработка технологии использования микропузырьков для доизвлечения меди, цинка и золота из отвальных хвостов флотации руды Узельгинского месторождения»*

// Сб. мат-лов XXVIII Международной научно-технической конференции «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья. Екатеринбург, 2023, С. 417-419] указывают на возможность дополнительного извлечения полезных компонентов из отвальных хвостов флотации при добавлении в процесс незначительного объема микропузырьков размером менее 50 мкм, выделяющихся из перенасыщенной воздухом воды, после снятия повышенного давления. При этом для повышения диспергирования шламов использовался гексаметафосфат натрия. Результаты флотации представлены в таблице 1.

Таблица 1. Результаты флотации меди, цинка и золота из отвальных хвостов медно-цинковой руды при использовании микропузырьков и гексаметафосфата натрия

Расход микропузырьков, см^3	**Продукт**	**Выход, %**	**Массовая доля, %**			**Извлечение, %**		
			Cu	**Zn**	**Au, г/т**	**Cu**	**Zn**	**Au**
Комбинированная подача 3,85	**Концентрат**	**4,05**	**0,39**	**2,80**	**1,30**	**12,06**	**23,72**	**29,68**
	Хвосты	95,95	0,12	0,38	0,13	87,94	76,28	70,32
	Итого	100,00	0,13	0,48	0,18	100,00	100,00	100,00

В результате анализа полученных результатов возникла возможность совершенствования технологии с получением более богатого коллективного концентрата и более высокого извлечения меди, цинка и золота.

Исходная проба отвальных хвостов была получена в виде сгущенной пульпы и перед проведением лабораторных исследований была подвергнута сушке и усреднению. Тонкодисперсные частицы медных и цинковых минералов, а также другие сульфидные минералы в процессе сушки и последующего хранения в сухом виде могли быть подвержены частичному окислению. Для очистки поверхности сульфидных минералов, перед проведением флотационных опытов исходную навеску подвергали процессу оттирки в шаровой мельнице в течение 5 мин шарами размером 10 мм. Для дополнительной депрессии породных шламов в цикл оттирки добавляли депрессор породных минералов марки D471, производства КНР, с расходом 300 г/т. Оттирка проводилась в щелочной среде, создаваемой добавлением CaO.

Перед флотацией известковым молоком поднимали pH пульпы до 12,0, агитировали с ГМФ (160 г/т) 3 мин, с БКК (40 г/т) 3 мин, залпом добавляли 2,0 см^3 микропузырьков в виде водной суспензии, пенообразователи Т-92 и МИБК в равных пропорциях.

Во флотацию добавляли микропузырьки с расходом 0,4 см^3/мин. Общее время флотации 7 мин. Процесс флотации проводили так, чтобы выход пенных продуктов различных опытов отличался друг от друга, с целью определения оптимальных значений. Результаты опытов приведены в таблице 2.

Из таблицы 2 видно, что при снижении выхода пенного продукта повышается содержание меди, цинка и золота в коллективном концентрате, но падает извлечение. При выходе 13,68% и 14,57% необходимо отметить более высокое извлечение меди и золота, чем при выходе 6,49% и 7,87%, однако извлечение цинка при дальнейшем снижении выхода резко падает.

Для определения оптимального выхода концентрата и распределения меди, цинка и золота между продуктами обогащения при направлении флотационных промпродуктов в циркуляцию в циклы основной медной и основной цинковой флотации, были проведены опыты по перечистке полученных концентратов в опытах №1-2 и № 3-6. Для перечистки объединили концентраты опытов №1-2 и № 3-6, с низким и высоким содержанием цинка.

Таблица 2. Результаты флотации меди, цинка и золота из отвальных хвостов обогащения медно-цинковой руды с использованием микропузырьков, в зависимости от выхода флотационного концентрата

№ опыта	Продукт	Выход, %	Массовая доля, %			Извлечение, %		
			Cu	Zn	Au, г/т	Cu	Zn	Au
1	**Концентрат**	**14,57**	**0,49**	**3,55**	**1,33**	**43,19**	**71,61**	**69,39**
	Хвосты	85,43	0,11	0,24	0,10	56,81	28,39	30,61
	Исходные х-ты	100,00	0,17	0,72	0,28	100,00	100,00	100,00
2	**Концентрат**	**13,68**	**0,66**	**3,40**	**1,34**	**46,41**	**66,60**	**68,37**
	Хвосты	86,32	0,12	0,27	0,10	53,59	33,40	31,63
	Исходные х-ты	100,00	0,19	0,70	0,27	100,00	100,00	100,00
3	**Концентрат**	**7,87**	**0,77**	**5,85**	**1,58**	**37,44**	**67,54**	**49,04**
	Хвосты	92,13	0,11	0,24	0,14	62,56	32,46	50,96
	Исходные х-ты	100,00	0,16	0,68	0,25	100,00	100,00	100,00
4	Концентрат	**6,49**	**0,88**	**6,49**	**1,87**	**35,67**	**64,30**	**56,50**
	Хвосты	93,51	0,11	0,25	0,10	64,33	35,70	43,50
	Исходные х-ты	100,00	0,16	0,65	0,21	100,00	100,00	100,00
5	**Концентрат**	**4,93**	**0,93**	**6,87**	**1,62**	**28,72**	**57,78**	**41,21**
	Хвосты	95,07	0,12	0,26	0,12	71,28	42,22	58,79
	Исходные х-ты	100,00	0,16	0,59	0,19	100,00	100,00	100,00
6	**Концентрат**	**4,55**	**0,87**	**7,20**	**1,46**	**27,32**	**56,93**	**29,08**
	Хвосты	95,45	0,11	0,26	0,17	72,68	43,07	70,92
	Исходные х-ты	100,00	0,14	0,58	0,23	100,00	100,00	100,00

Для проведения опыта по перечистке концентратов №1-2, масса навески составила 67,3 г. Перечистку проводили в камере флотомашины объемом 0,5 л. Перед флотацией подняли pH пульпы до 12, агитировали с ГМФ (160 г/т) 3 мин, БКК (20 г/т) 3 мин, залпом добавили 100 мл раствора с микропузырьками и МИКБ 1 капля.

Во флотацию добавляли микропузырьки с расходом 0,4 $см^3$/мин. Расход воздуха во время флотации 1 л/мин. Время флотации 7 мин. Результат опыта приведен в таблице 3.

Для проведения опыта по перечистке концентратов №3-6, масса навески составила 56,1 г. Режим флотации при перечистке концентратов №1-2 и №3-6 одинаковый. Результат опыта приведен в таблице 4.

Таблица 3. Перечистка концентратов от опытов № 1-2

Расход микропузырьков, $см^3$	Продукт	Выход, %	Массовая доля, %			Извлечение, %		
			Cu	Zn	Au, г/т	Cu	Zn	Au
4,8	**Концентрат**	**79,12**	**0,59**	**4,95**	**1,9**	**94,11**	**97,86**	**96,52**
	Хвосты	20,88	0,14	0,41	0,26	5,89	2,14	3,48
	Итого	100,00	0,50	4,00	1,56	100,00	100,00	100,00

Таблица 4. Перечистка концентратов от опытов №3-6

Расход микропузырьков, $см^3$	Продукт	Выход, %	Массовая доля, %			Извлечение, %		
			Cu	Zn, %	Au, г/т	Cu	Zn	Au
4,8	**Концентрат**	**61,55**	**1,46**	**11,42**	**3,2**	**92,85**	**96,26**	**94,82**
	Хвосты	38,45	0,18	0,71	0,28	7,15	3,74	5,18
	Итого	100,00	0,97	7,30	2,08	100,00	100,00	100,00

Извлечение меди, цинка и золота, в опытах с высоким и низким выходом коллективного концентрата значительно превышает 90%, что говорит о возможности высокой

эффективности их флотации в основной медной или основной цинковой флотации при раздельной подаче в циркуляцию в медном или цинковом циклах при флотации медно-цинковых руд.

При перечистке концентратов, полученных при флотации с более низким выходом, получен более богатый концентрат по меди, цинку и золоту, чем при перечистке концентратов с высоким выходом.

Для повышения извлечения меди, цинка и золота при флотационном обогащении медно-цинковой руды рекомендуется использовать дополнительную подачу микропузырьков в процесс флотационного обогащения, как в цикл основной и контрольной медной флотации, так и в цикл основной и контрольной цинковой флотации. Концентрат контрольной медной флотации и концентрат контрольной цинковой флотации необходимо направлять на циркуляцию в цикл основной медной и соответственно основной цинковой флотации. Это позволит повысить общее извлечение меди, цинка и золота при переработке медно-цинковых руд.

Improvement of technology of using microbubbles for copper, zinc and gold recovery from dump tails of flotation of copper-zinc ore

Orlov S.L., Balakin M.G., Vlasov I.A.

The possibility of increasing the extraction of copper, zinc and gold by adding microbubbles to the flotation process of copper-zinc ores is shown. The use of microbubbles in the flotation of copper, zinc and gold from the tailings of copper-zinc ore allows additional extraction of copper, zinc and gold into the collective flotation concentrate at a level of up to 46.4, 71.61 and 69.39%, respectively, from the operation.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ СУЛЬФИДИЗАЦИИ И ФЛОТАЦИИ ОКИСЛЕННОЙ МЕДНОЙ РУДЫ РЕАГЕНТОМ КОМПЛЕКСНОГО ДЕЙСТВИЯ

Г.Л. Каткеева[1], И.М. Оскембеков[1], М.А. Акубаева[1], Д.Р. Гизатуллина[1], Ж.А. Шайке[1], А.М. Жунусов[2], А.Н. Турсынова[1]

[1] Химико-металлургический институт им. Ж. Абишева, г. Караганда, Республика Казахстан
[2]ТОО «Эфтех», г. Караганда, Республика Казахстан
e-mail: dilurin@mail.ru

Приведены результаты исследований по применению реагента комплексного действия при флотационном обогащении окисленной медной руды, содержащей 0,86% общей меди, 78% которой приходятся на окисленные минералы, представленные малахитом, азуритом и хризоколлой.

Переработка окисленных медных руд в Республике Казахстан представляет собой важную задачу. Значительные запасы таких руд сосредоточены в Жезказганском месторождении. Флотация окисленных медных руд является проблемой, вызванной природной гидрофильностью окисленных минералов меди. Одним из методов переработки руд такого типа является флотация с предварительной сульфидизацией, с целью преобразования поверхности окисленных минералов меди в сульфидную форму, что позволяет использовать традиционные сульфгидрильные собиратели при флотации.

В работе приведены результаты исследований сульфидирования окисленной медной руды месторождения Северный Жезказганский рудник (СЖР) новым реагентом комплексного действия в сравнении с традиционным сульфидом натрия. Эксперименты по сульфидизации

были проведены на окисленной медной руде месторождения СЖР состава, масс., %: $Cu_{общ}$ – 0,86; $Cu_{ок}$–0,67; SiO_2–64,30; Al_2O_3–12,85; Fe–2,8; CaO–2,03; MgO–3,04; $S_{общ.}$–0,28, измельченной до содержания 65% частиц класса -0,071 мм.

Минералогический анализ показал, что окисленная медь представлена малахитом, азуритом и хризоколлой. Из сульфидных соединений меди в руде присутствуют халькопирит, борнит, халькозин и ковеллин. Степень окисленности руды составляет 78%.

Согласно данным ситового анализа исследуемая проба руды имеет неоднородный гранулометрический состав, так как 46% частиц руды сосредоточены во фракции 1-2 мм. Средний размер частиц в пробе руды составляет 1,07 мм.

Результаты химического анализа фракций пробы руды показали несущественное влияние измельчения на распределение меди, что указывает на отсутствие принципиальных различий в прочностных характеристиках медных и породообразующих минералов.

Интегральным методом определена кинетическая характеристика процесса измельчения исследуемой руды. Установлена зависимость выхода класса -0,071 мм, являющимся флотационным классом, от времени измельчения.

В качестве сульфидизатора выбран реагент комплексного действия (РКД), представляющий собой систему, образованную сульфидом натрия и гидрофосфатом аммония. Проведенный термодинамический анализ взаимодействия РКД с окисленными медными минералами – малахитом, азуритом и хризоколлой позволил установить принципиальную возможность сульфидирования данных минералов реагентом комплексного действия.

Исследована кинетика сульфидирования руды сульфидом натрия и реагентом комплексного действия при комнатной температуре. Получены зависимости степени сульфидирования руды от продолжительности процесса и общего расхода реагента. Установлено, что реагент комплексного действия превосходит сульфид натрия по скорости взаимодействия и по эффективности сульфидизации в среднем в 2-3 раза.

Исследована кинетика сульфидирования руды в условиях измельчения. Получены зависимости остаточной концентрации сульфидизатора от продолжительности процесса и расхода реагента.

Проведена оценка эффективного расхода РКД. Установлено, что с увеличением общего расхода реагента его эффективность снижается.

Оценка средней скорости сульфидирования руды в мельнице показала, что скорость сульфидизации руды реагентом комплексного действия в условиях измельчения находится в пределах 0,118-0,342 (г/л)/мин и протекает по смешанному механизму химического процесса с преобладанием доли кинетического режима.

Эксперименты по определению химической активности РКД в мельнице позволили установить, что эффективность сульфидизации окисленной медной руды в мельнице обратно пропорционально зависит от расхода реагента – она падает с увеличением расхода РКД и имеет характер степенной функции.

Проведены исследования процесса сульфидизации руды в мельнице реагентом комплексного действия методом планирования эксперимента. Получены частные зависимости степени сульфидирования руды от расхода РКД (Р, %), времени измельчения руды (τ, мин) и состава реагента (n_C). На основании частных зависимостей получена математическая модель процесса в виде обобщенного многофакторного уравнения.

Обобщенное многофакторное уравнение, составленное на основе значимых частных зависимостей, имеет вид:

$$\alpha = (13{,}12\ln(P) - 22{,}2)\times(30{,}15(n_C)^{-0{,}48})\times(24{,}39\ln(\tau) - 19{,}0)/29{,}682. \quad (1)$$

Методом планирования эксперимента проведены исследования процесса флотации окисленной медной руды месторождения Северный Жезказганский рудник с ее предварительной сульфидизацией в мельнице реагентом комплексного действия. Получены частные зависимости извлечения меди во флотационный концентрат от расхода и состава РКД, времени измельчения руды и расхода собирателя. На основании частных зависимостей получена математическая модель процесса в виде обобщенного многофакторного уравнения, которое имеет вид:

$$\varepsilon = (-0{,}016\ P^2 + 1{,}863\ P + 2{,}845)\times(\ 5{,}191\ \ln(n_C) + 38{,}8)\times(7{,}913\ \ln(kst) - 4{,}379)\times \times(\ -0{,}455\ \tau^2 + 11{,}46\ \tau - 17{,}18)/39{,}643, \quad (2)$$

где P – расход РКД, %; n_C – состав РКД; kst – расход собирателя, г/т; τ – время измельчения руды, мин.

С использованием полученной математической модели определены оптимальные условия получения медного концентрата: 50%-ный расход реагента РКД; мольное отношение фосфатного компонента к сульфиду натрия, равное 2; 10 мин измельчения; 400 г/т собирателя бутилового ксантогената калия и 100 г/т вспенивателя Т-92.

Флотацию руды проводили по одностадиальной схеме, которая включает измельчение, основную и контрольную флотации. Сернистый натрий и РКД подавали на стадии измельчения в мельницу. В оптимальных условиях с применением РКД был получен концентрат с содержанием меди на 0,7% больше и извлечением на 6,31% выше, чем в опыте с сернистым натрием. Таким образом, проведенные исследования показали эффективность реагента комплексного действия при обогащении окисленной медной руды месторождения Северный Жезказганский рудник.

Determination of sulfidization and flotation parameters of oxidized copper ore using a reagent with complex action

Katkeeva G.L., Oskembekov I.M., Akubaeva M.A., Gizatullina D.R., Shayke Zh.A., Zhunusov A.M., Tursynova A.N.

The article presents the results of a study on the use of a complex-action reagent in the flotation beneficiation of oxidized copper ore containing 0.86% total copper, 78% of which is associated with oxidized minerals such as malachite, azurite, and chrysocolla.

МЕТОДЫ ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ СУЛЬФИДНЫХ ПИРРОТИНСОДЕРЖАЩИХ РУД

И.С. Синьков[1], Ю.П. Морозов[2], С.В. Мамонов[1]

[1] АО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Российская Федерация
[2] ФБГОУ ВО «Уральский государственный горный университет», г. Екатеринбург, Российская Федерация

e-mail: Sinkov_IS@umbr.ru

В статье приведен обзор методов флотационного обогащения, направленных на снижение флотационной активности пирротина при флотации сульфидных пирротинсодержащих руд.

Пирротин $Fe_{1-x}S$ (где x=0,1-0,2), часто обозначающийся как FeS, но по химическому составу обладающий избытком серы на 3,0-3,6% по сравнению с пиритом. Кристаллическая структура пирротина представляет собой гексагональную решетку. Из примесей

присутствуют Cu, Ni, Co, изредка Mn, Zn. Цвет темный, бронзовый, с бурой побежалостью. Удельный вес 4,58-4,70 г/см^3 [1].

Пирротин достаточно хрупок, в связи с чем его измельчение приводит к образованию большого количества шламов. Данный минерал обладает повышенной окисляемостью по сравнению с другими сульфидами. Приведенные свойства пирротина при измельчении и кондиционировании вызывают образование значительного количества водорастворимого закисного железа и низших окислов серы. Для удаления данных соединений необходимо их окисление в щелочной среде, поэтому аэрация пульпы перед флотацией пирротинсодержащих руд приводит к снижению потерь целевых металлов [1, 2]. Стоит отметить, что некоторые пирротины имеют склонность к быстрому окислению, в связи с чем аэрация перед флотацией может не потребоваться. Примером такой особенности послужили опыты на фабрике Сулливан. В других же случаях пирротин требует длительной аэрации (фабрика Норанда).

Пирротин является сильным восстановителем и поглотителем кислорода, поэтому при измельчении пирротинсодержащих руд содержание кислорода резко сокращается и другие сульфиды замедляют свое поверхностное окисление, без которого их флотация сульфгидрильными собирателями невозможна [1].

Механическая активация флотационных пульп, содержащих пирротин и пентландит, в щелочной среде изменяет поверхностные свойства минералов: поверхность пентландита очищается от гидроксидов железа, а пирротин пассивируется за счет цементационного механизма действия извести. Предварительная обработка диметилтионокарбаматом натрия в бескислородной щелочной среде повышает сорбцию реагента, что приводит к повышению эффективности депрессии пирротина [3].

Электромагнитная импульсная обработка снижает отрицательный электродный потенциал пирротина и вместе с этим увеличивает положительный электродный потенциал пентландита. Результатом является снижение флотируемости пирротина за счет затрудненной адсорбции на нем ксантогената при одновременном увеличении адсорбции собирателя на минеральной поверхности пентландита [4].

При флотации медно-никелевых руд селективная депрессия пирротина может быть основана на использовании сочетания триэтилентетрамина (350 г/т) совместно с метабисульфитом натрия (1,5 кг/т) [5], а также при использовании диэтилентриамина (200 г/т) в сочетании с диоксидом серы (1,1 кг/т) и пенообразователем (35 г/т) [6].

Селективность флотационного извлечения пентландита может быть обеспечена способом, включающим в себя следующие операции: обработка пульпы промпродукта флотации органическим депрессором пирротина; кондиционирование пульпы в щелочной среде при pH=10,5 с сульфгидрильным собирателем и вспенивателем; флотация пентландита в никелевый концентрат. Органическим депрессором выступает щелочная соль дитиокарбаминовой кислоты – диметилдитиокарбамат натрия (карбамат МН), количество которого исключает подавление флотации пентландита. С помощью данного способа достигается качество никелевого концентрата равное 13% (36% пентландита) при массовой доле пирротинсульфидов равной 44%. Такой результат обеспечивается эффективной депрессией флотации пирротинов, резко огранивающей их переход в пенный продукт и снижающей разубоживание минеральной массы пентландита структурно-свободными зернами пирротинсульфидов [7].

Применение ДМДК (диметилтионокарбамата) на медно-никелевых рудах способствует снижению флотируемости пирротина [8, 9], однако при флотации медно-цинковых руд применение данного реагента затруднено в связи с соадсорбцией окисленной формы ДМДК на пирротине и пирите [10-12].

Пирротин содержится не только в медно-никелевых, но и в медно-цинковых рудах, где он часто присутствует в качестве акцессорного минерала. Однако массовая доля пирротин-сульфидов медно-цинковых руд может достигать достаточно высоких значений, которые в свою очередь обуславливают потери целевых металлов при флотации.

Одновременный подогрев пульпы острым паром до температуры 35-40°С с аэрационным кондиционированием в высокощелочной среде в цинковом цикле флотации приводит к подавлению флотационной активности пирротина, но при его содержании в руде более 30-40% полная депрессия невозможна, вследствие чего наблюдается снижение качества цинкового концентрата [13].

Снижение флотоактифности пирротина и пирита может быть достигнуто за счет применения оптимального соотношения слабых (Берафлот 3035 или МТФ) и сильных собирателей (БКК) совместно с аэрационным кондиционированием [14].

В качестве окислителя пирротинсульфидов может выступать кислородсодержащий газ, применение которого при кондиционировании пульпы в эжектирующем устройстве колонной флотомашины позволило повысить содержание меди в медном концентрате до 19,52% (+5,21% к базовому режиму), извлечение меди в медный концентрат до 83,01% (+6,34% к базовому режиму), содержание цинка в цинковом концентрате до 51,46% (+14,68% к базовому режиму), извлечение цинка в цинковый концентрат до 87,72% (+6,39% к базовому режиму) [15].

Помимо кислородсодержащего газа в качестве окислителя пирротина может быть использован пероксид водорода, который при флотации пирротинсодержащей медно-цинковой руды глубоких горизонтов позволил повысить технологические показатели обогащения. Были получены: медный концентрат с содержанием меди 19,33% (18,21% в базовом режиме) при ее извлечении 76,05% (72,15% в базовом режиме) и цинковый концентрат с содержанием цинка 50,14% (42,46% в базовом режиме) при его извлечении 65,80% (60,71% в базовом режиме). Помимо депрессирующего механизма действия пероксида обнаружено ускорение флотации медных и цинковых минералов в коллективном и селективном циклах флотации [16].

Стоит сделать вывод о том, что выбор метода обогащения пирротинсодержащих руд в каждом отдельно взятом случае уникален, поскольку характеристики каждой руды по своему составу неповторимы. От точного подбора индивидуальных технологических режимов обогащения, основанных на анализе вещественного состава и физико-химических свойств сульфидных руд, зависят как эффективность депрессии пирротинсульфидов, так и возможность достижения высокого качества получаемых концентратов при максимальном извлечении в них целевых металлов.

Список использованных источников

1. Бергер Г.С. Флотируемость минералов. М.: Госгортехиздат, 1962. 266 с.
2. Абрамов А.А. Флотационные методы обогащения: учебн. 4-е изд., переработ. и доп. М.: Изд-во «Горная книга», 2016. 595 с.
3. Лесникова Л.С. Повышение степени разделения пентландит-пирротиновых продуктов селективной флотации сульфидных медно-никелевых руд: дисс. на соиск. учен. степ. канд. техн. наук. Иркутск, 2018. 124 с.
4. Хабарова И.А., Бунин И.Ж. Повышение контрастности физико-химических и флотационных свойств пирротина и пентландита при воздействии высоковольтных наносекундных импульсов // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: мат-лы XXIV междунар. науч.-техн. конф., 2019. С. 375-379.
5. Kelebek S., Tukel C. The effect of sodium metabisulfite and triethylenetetramine system on pentlanditepyrrhotite separation // International Journal of Mineral Processing. 1999. Vol. 57. №. P. 135-152.

6. Kelebek S., Wells P.F., Fekete S.O. Differential fotation of chalcopyrite, pentlandite and pyrrhotite in Ni-Cu sulphide ores // Canadian Metallurgical Quarterly. 1996. Vol. 35. №. 4. P. 329-336.
7. Рыбас В.В., Иванов В.А., Волков В.И. и др. Разработка эффективной технологии селективной флотации медно-никелевых руд // Цветные металлы, 1995. №6. С. 37-39.
8. Недосекина Т.В., Панина Ю.С. Воздействие диметилдитиокарбамата на флотируемость сульфидных минералов бутиловым ксантогенатом // ГИАБ. 2005. №9. С. 339-342.
9. Храмцова И.Н. Исследование и усовершенствование процесса селективной концентрации минералов при флотации богатых медно-никелевых руд: автореф. дис. на соиск. учен. степ. канд. техн. наук. Москва, 2003. 26 с
10. Гзогян Т.Н., Гзогян Р.С. Изучение оксидов и сульфидов железа методом спектроскопии и термического анализа // Конгресс обогатителей стран СНГ: сб. трудов. Т. 1 М.: МИСИС, 2015. С. 128-132.
11. Miller J.D., Li J., Davidtz J.C., Vos F. A review of pyrrhotite flotation chemistry in the processing of PGM ores // Minerals Engineering. 2005. Vol. 18, №8. P. 855-865.
12. Рябой В.К., Асончик К.М., Полькин В.Н. и др. Повышение качества собирателей при флотации медно-цинковых руд // Обогащение руд, 2008. №3. С. 7-9.
13. Абдрахманов И.А., Ягудин Р.А., Зимин А.В., Калинин Е.П., Немчинова Л.А. Повышение технологических показателей цинкового цикла на обогатительной фабрике ОАО «Учалинский ГОК» // Горный журнал. 2010. № 10. С. 47-51.
14. Бочаров В.А., Игнаткина В.А. Технологические свойства пирротина массивных руд цветных металлов // Цветные металлы. 2015. № 8. С. 29-34.
15. Способ флотационного обогащения пирротинсодержащих руд: пат. 2475308 РФ / Видуецкий М.Г., Мальцев В.А., Гарифулин И.Ф. и др. №2011134367/03 от 16.08.2011; опубл. 20.02.2013. БИ. №5.
16. Способ обогащения сульфидных пирротинсодержащих руд: пат. 2821628 РФ / Гарифулин И.Ф., Дресвянкина Т.П., Мамонов С.В. и др. №2023122994 от 04.09.2023; опубл. 25.06.2024. БИ. №18.

Methods of flotation benefication of sulfide pyrrhotite-containing ores

Sinkov I.S., Morozov Yu.P., Mamonov S.V.

The article provides an overview of flotation benefication methods aimed at reducing the flotation activity of pyrrhotite during flotation of sulfide pyrrhotite-containing ores.

ОБЗОР И ОБОСНОВАНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ РЕАГЕНТОВ-МОДИФИКАТОРОВ ДЛЯ ДЕПРЕССИИ РУДНОГО УГЛИСТОГО ВЕЩЕСТВА В СХЕМАХ ФЛОТАЦИИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ УБОГОСУЛЬФИДНЫХ РУД

Н.Б. Чинова, И.С. Синьков

АО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Российская Федерация

e-mail: Chinova_NB@umbr.ru

Приведены исследования депрессирующих свойств реагентов-модификаторов для рудного углистого вещества в схеме флотации малосульфидных золотосодержащих руд. Дана оценка эффективности для ряда реагентов с помощью эмпирического соотношения содержания золота и органического углерода в полученных золотосодержащих пиритных концентратах.

Рудное углеродистое вещество (РУВ), входящее в состав золотосодержащих малосульфидных руд, оказывает отрицательное влияние на гидрометаллургическую переработку данного минерального сырья, а также продуктов его обогащения. Связано это с высокой сорбционной активностью органического углерода как по отношению к растворенному золоту, а именно к золото-цианистому комплексу – дицианаурату $[Au(CN)_2]^-$, так и к базовым

реагентам-собирателям в процессах флотации – ксантогенатам и дитиофосфатам, увеличивая их расход в два и более раза.

Существует ряд методов, используемых для снижения содержания органического углерода в руде и продуктах ее переработки:

– удаление углерода из руды на стадии предварительной угольной флотации при помощи реагентов – керосина, бутилового спирта и вспенивателя;

– гравио-флотоперечистка, позволяющая максимально снизить содержание сорбционно-активного углерода в концентрате флотации;

– подавление органического углерода в процессе флотации с применением реагентов, выступающих в роли депрессоров органического углерода;

– сорбционное цианирование с введением в выщелачивающий раствор сорбента, имеющего более высокую сорбционную активность. В качестве конкурирующего сорбента используют активированный уголь или ионообменную смолу;

– хлорирование пульпы перед сорбционным цианированием;

– окислительный обжиг при температуре 550-800°С [1].

Также известен метод биофлотации углеродистого вещества. Для реализации указанного способа используют биоминеральную вытяжку, созданную на основе штаммов микроорганизмов, выделенных из руды исследуемого месторождения по специальной технологии. Созданию нового реагента предшествовали эксперименты многих исследований в области селективной биофлокуляции тонких углей и угольного пирита [2].

Вещественный состав золотосодержащих пиритных концентратов, полученных при обогащении руд «двойной упорности», оказывает существенное влияние на технологические и экономические показатели гидрометаллургического передела. Экспериментально установлено, что в большинстве случаев возможно предсказать результаты переработки концентратов методом автоклавного окисления с последующим сорбционным цианированием (POX–CIL), пользуясь эмпирическим соотношением содержания золота в перерабатываемом материале, выраженное в граммах на тонну, к содержанию органической части углистого вещества, выраженному в килограммах на тонну – $Au/C_{орг}$. Для флотационных концентратов, полученных из руд месторождения Майское, при соотношении $Au/C_{орг}$ более 10 г/кг извлечение золота по технологии POX–CIL превышает 90%. В случае уменьшения этого соотношения до 2,5 г/кг извлечение золота снижается до 55-70% [3].

В настоящей работе приведены исследования, направленные на решение задачи снижения рудного углистого вещества в золотосодержащем пиритном концентрате, получаемом из малосульфидной углеродсодержащей руды.

Исследуемая руда представлена в основном своём объёме нерудными минералами, в том числе легкошламующимися (кварц, мусковит, каолинит, РУВ). Доли значимых элементов, входящих в состав руды составили: золота – 1,7-1,8 г/т, углерода органического – 0,47%, серы сульфидной – 1,85%.

В результате рационального анализа установлено, что прямым цианированием из навески руды извлекается не более 2,30% золота (соответствует концентрации в растворе не более 0,02 мг/л при балансовом содержании 1,74 г/т). Доля упорного золота (не извлекаемого прямым цианированием) достигает не менее 97,59%. Оно преимущественно тонковкраплено в сульфидные минералы (72,41%), а также ассоциировано с породообразующими минералами (20,11%) и с органическим веществом (3,45%). В фазе кислоторастворимых минералов находится незначительное количество золота (1,61%).

Таблица 1. Результаты опытов с применением депрессоров углеродистого вещества

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание		Извлечение, %	
		Au, г/т	$C_{орг}$, %	Au, г/т	$C_{орг}$, %
Без подачи депрессоров					
Пиритный концентрат	5,23	25,38	4,18	77,18	43,69
Хвосты I перечистной флотации	3,62	4,68	2,12	9,86	15,32
Концентрат основной флотации	8,85	16,92	3,33	87,04	59,01
Промпродукт	4,44	2,29	0,89	5,92	7,92
Коллективный концентрат	13,29	12,03	2,52	92,96	66,93
Отвальные хвосты	86,71	0,14	0,19	7,04	33,07
Исходная руда	100,00	1,72	0,50	100,00	100,00
Образец 102					
Пиритный концентрат	5,66	25,05	1,46	80,56	15,61
Хвосты I перечистной флотации	10,76	1,80	1,14	11,03	23,22
Концентрат основной флотации	16,42	9,82	1,25	91,59	38,83
Промпродукт	7,11	1,00	0,82	4,05	10,94
Коллективный концентрат	23,53	7,15	1,12	95,64	49,77
Отвальные хвосты	76,47	0,10	0,35	4,36	50,23
Исходная руда	100,00	1,76	0,53	100,00	100,00
Образец 110с					
Пиритный концентрат	5,82	24,05	2,66	83,32	30,96
Хвосты I перечистной флотации	10,07	1,40	3,38	8,40	20,27
Концентрат основной флотации	15,89	9,70	1,61	91,72	51,23
Промпродукт	7,85	0,80	0,56	3,74	8,85
Коллективный концентрат	23,74	6,75	1,26	95,46	60,08
Отвальные хвосты	76,26	0,10	0,26	4,54	39,92
Исходная руда	100,00	1,68	0,50	100,00	100,00
FN-4					
Пиритный концентрат	2,86	41,12	1,01	67,59	6,40
Хвосты I перечистной флотации	5,62	6,41	1,60	20,70	19,93
Концентрат основной флотации	8,48	18,12	1,40	88,29	26,33
Промпродукт	4,35	2,07	1,06	5,18	10,30
Коллективный концентрат	12,83	12,68	1,28	93,47	36,63
Отвальные хвосты	87,17	0,13	0,33	6,53	63,37
Исходная руда	100,00	1,74	0,45	100,00	100,00
FD-3					
Пиритный концентрат	3,49	32,43	1,54	65,06	12,51
Хвосты I перечистной флотации	4,80	6,60	1,30	18,23	14,50
Концентрат основной флотации	8,29	17,48	1,40	83,29	27,01
Промпродукт	5,92	2,30	1,40	7,83	19,23
Коллективный концентрат	14,21	11,16	1,40	91,12	46,24
Отвальные хвосты	85,79	0,18	0,27	8,88	53,76
Исходная руда	100,00	1,74	0,43	100,00	100,00

С учетом химического и минералогического анализов, в результате которых установлено повышенное содержание углеродистого вещества, поставлена серия опытов для подбора депрессора углерода в цикле коллективной флотации. В качестве депрессоров углерода изучены следующие образцы реагентов:

– FN-4 – представляет собой натриевую соль продукта конденсации бетта-нафтилсульфокислоты и формальдегида. Применяется для флотации сульфидных и несульфидных минералов в качестве депрессора графита и угля в углеродистой породе;

– FD-3 – представляет собой смесь полиэфиров, модифицированные ароматическими спиртами. Применяется для флотации сульфидных и несульфидных минералов в качестве депрессора графита и угля в углеродистой породе;

– образцы 102 и 110с – представляют собой смесь сополимеров органических соединений нафталинового ряда с комплексом специальных добавок.

Условия опытов включали следующие операции: рудное измельчение до крупности 90% класса -0,071 мм в присутствии депрессора углерода; агитацию с медным купоросом; основную и контрольную флотации; агитацию концентрата основной флотации с депрессором углерода; одну перечистную флотацию с получением пиритного золотосодержащего концентрата. Результаты опытов приведены в таблице 1.

В результате проведения опытов с подачей различных депрессоров углеродистого вещества установлена зависимость содержания золота и углерода в пиритном концентрате от типа применяемого депрессора.

Наилучший результат показал модификатор FN-4: по сравнению с базовым опытом без подачи депрессора, содержание органического углерода в пиритном концентрате снизилось в 4 раза и составило 1,01%, при извлечении 6,40%. Содержание золота в концентрате перечистки составило 41,12 г/т с извлечением 67,59% в открытом цикле.

Отношение $Au/C_{орг}$ для «нулевого» опыта без подачи депрессоров составило 6, тогда как применение модификаторов позволило повысить указанный критерий в широком диапазоне – от 9 до 41, в зависимости от используемого депрессора РУВ.

Рассмотренные и изученные в данной работе депрессора рудного углистого вещества показали удовлетворительный и ощутимый эффект по снижению вредной примеси в золотосодержащем пиритном концентрате и могут быть использованы для испытаний на аналогичном минеральном сырье для повышения технологических показателей в цикле гидрометаллургической переработки продуктов обогащения.

Список использованных источников

1. Топычканова Е.И., Дементьева Н.А. Извлечение золота из золото-углеродсодержащих руд, Золотодобыча: [электрон. ресурс]. URL: https://zolotodb.ru/article/12923.
2. Башлыкова А.В. Новый реагент для флотации углеродистого вещества из золотосодержащих руд, Золото и технологии: [электрон. ресурс]. URL: https://zolteh.ru/technology_equipment/novyy_reagent_dlya_flotatsii_uglerodistogo_veshchestva_iz_zolotosoderzhashchikh_rud/.
3. Ковалев В.Н., Голиков В.В., Рылов Н.В. Особенности разработки технологических схем обогащения углеродсодержащих золотосульфидных руд // Журнал Сибирского федерального университета. Химия. 2017.10 (1). С. 99-109.

Review and justification of the efficiency of using modifier reagents for depression of ore carbon matter in flotation schemes of gold-bearing low-sulfide ores

Chinova N.B., Sinkov I.S.

The article presents studies of the depressant properties of reagents-modifiers for ore carbonaceous matter in the flotation scheme of low-sulfide gold-bearing ores. The efficiency for a number of reagents is estimated using the empirical ratio of gold and organic carbon content in the obtained gold-bearing pyrite concentrates.

ОСОБЕННОСТЬ КИНЕТИКИ ЗАКРЕПЛЕНИЯ ПИРИТА НА ПУЗЫРЬКЕ ВОЗДУХА ПРИ ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКОЙ АКТИВАЦИИ ВОДЫ*

К.В. Прохоров
ФГБУН «Хабаровский ФИЦ» Институт горного дела
Дальневосточного отделения РАН, г. Хабаровск, Российская Федерация
e-mail: kostyan1986_ne@mail.ru

Электрохимическая активация раствора гидрокарбоната натрия в мембранном электролизере и использования католита в качестве раствора для приготовления пульпы приводит к росту нагрузки пузырька частицами пирита с 3 до 18% для крупности -50+40 мкм и с 5 до 37% для крупности -40+20 мкм.

Кинетика закрепления и эффективность контакта твердых частиц с пузырьками воздуха связана с различными физико-химическими свойствами системы «минерал-вода-воздух». Одним из многочисленных механизмов [1] в теории флотации является предположение что основным кинетическим ограничением образованию флотационного комплекса является разрыв прослойки воды, заключенной между минеральной частицей и пузырьком газа [2]. Влияние модификаторов, действующих на разделе фаз «твердое-жидкое-газ» во флотационной системе, а также энергетические воздействия интенсифицируют процесс закрепления и удержания минеральных частиц на пузырьке воздуха. Как показывают авторы [3, 4], использование модифицированных сред (католита и анолита) позволяет интенсифицировать процесс как подготовки, так и последующего флотационного обогащения, путем изменения условий на поверхности материала.

Целью работы являлось проведение экспериментальных и теоретических исследований с целью более детального понимания кинетики закрепления частиц пирита на поверхности пузырька воздуха и поиске возможности интенсификации закрепления минеральных частиц FeS_2 в элементарном акте флотации путем электрохимической активации растворов.

Пробу пирита одного из золоторудного месторождения Урала дробили и измельчали, затем выделяли узкие классы крупности -50+40 и -40+20 мкм. Исследование кинетики проводили на выделенных классах. Классы были выбраны для модельных экспериментов т.к. в исследованиях флотации реальной руды в процессе измельчения эти классы составляют основу материала пульпы. В качестве растворов для приготовления пульпы использовали деионизированную воду, раствор соды 0,05 М и католит на основе 0,05 М раствора соды. Показатель pH соды составлял 8,6, pH католита 8,9-9. Католит получали в мембранном электролизере при объемной плотности тока I = 0,04 А/дм^2 и времени обработки 20 мин. Пульпу перемешивали в течение 2 мин в исследуемых растворах. После добавляли собиратель из расчета 100 г/т (10^{-4} моль/л) и перемешивали еще 2 мин (в случае исследования без собирателя перемешивание в растворах длилось 4 мин). С помощью шприца в суспензии генерировали пузырьки воздуха, останавливали перемешивание через 10 с и делали снимок пузырька. Операция повторялась включением мешалки на 10-15 с для получения гомогенной суспензии, после чего генерировался новый пузырек воздуха. В каждой серии исследование повторялось не менее 6 раз.

** **Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда № 24-27-20084, https://rscf.ru/project/24-27-20084/ и гранта в форме субсидий из краевого бюджета Хабаровского края (Соглашение № 110С/2024 от 31.07.2024 г.).***
Исследования выполнены с использованием оборудования ЦКП «ЦИМС» ИГД ДВО РАН.

Анализ закрепившихся зерен пирита на пузырьке воздуха проводили визуально. Оценка минеральной нагрузки пузырька производилась расчётом площади сегмента, занятого зернами пирита, площади пузырька и их отношения по методике, описанной в [5]. Примеры закрепления частиц пирита крупностью -40+20 мкм в зависимости от среды представлены на рисунке 1. Результаты исследования кинетики закрепления зерен пирита на пузырьке воздуха в различных средах, а также с применением собирателя и без него, представлены на рисунке 2. Т.к. активированный раствор католита был приготовлен на растворе соды, кинетика закрепления пирита была исследована в растворе соды без электролиза для сравнения.

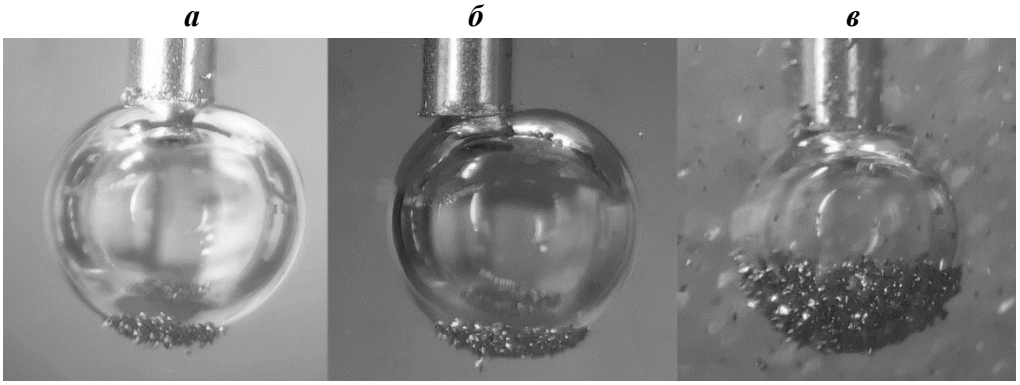


Рисунок 1. Кинетика закрепления минеральных частиц на пузырьке воздуха:
а – деионизированная вода, *б* – сода (0,05М), *в* – католит

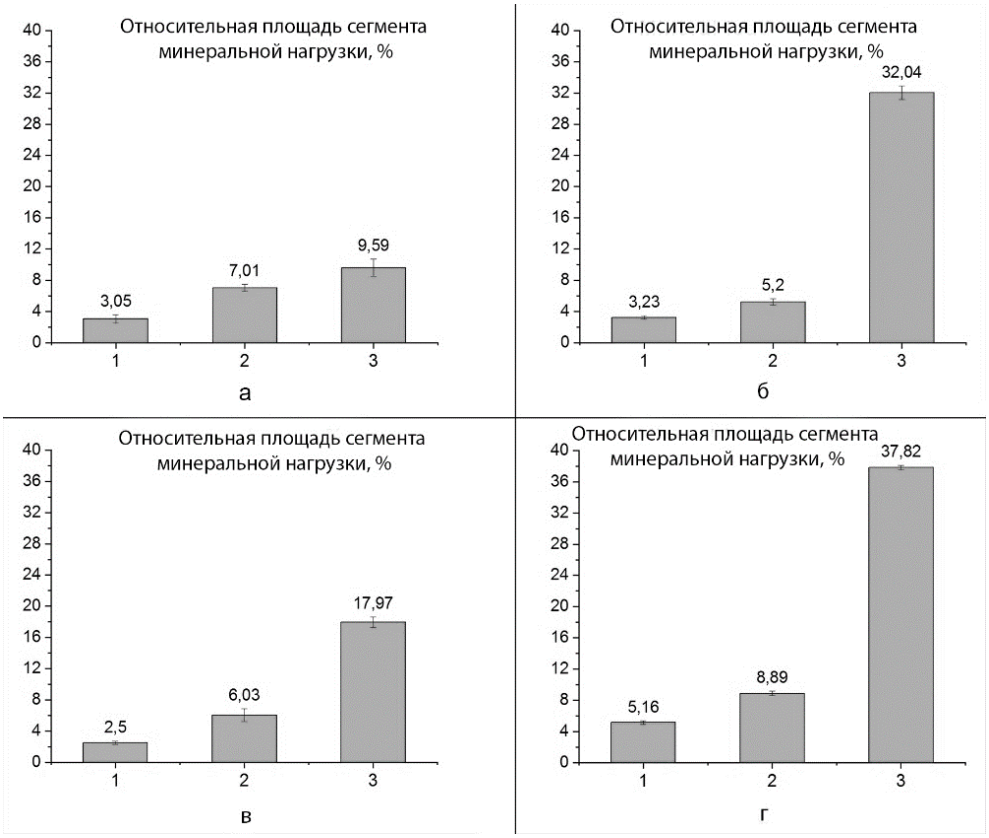


Рисунок 2. Зависимость относительной площади сегмента минеральной нагрузки от условий среды:
а – крупность -50+40 мкм, без собирателя, б – крупность -40+20 мкм, без собирателя,
в – крупность -50+40 мкм, с собирателем, г – крупность -40+20 мкм, с собирателем.
1 – относительная площадь нагрузки в воде, 2 – в соде, 3 – в католите

Результаты показывают, что минеральная нагрузка пузырька воздуха минимальна в деионизированной воде (2,5-5%) что согласуются с другими экспериментальными результатами [5]. При использовании соды в качестве среды наблюдается незначительный рост минеральной нагрузки пузырька пиритом во всех случаях из-за увеличения pH до 8,6 [6, 7]. Однако в среде католита, имеющего незначительно больший pH, происходит значительный прирост нагрузки пирита на пузырек воздуха за счет более слабой связи молекул воды с поверхностью пирита, как показали наши расчеты методом DFT и более легкого разрыва пленки воды на поверхности кристаллов.

Также отмечается, что больший скачок значения нагрузки минералом наблюдается в случае тонкого класса крупности как с использованием собирателя, так и без него. Для класса -40+20 мкм наблюдается рост на 30-32%. На классе крупности -50+40 мкм отличия есть, но они не так значительны в сравнении с тонким классом. В случае серии без собирателя увеличение нагрузки составило 2%. С использованием собирателя рост составил 12%. В данном случае на конечную картину, возможно, уже оказывают влияние сила тяжести и плотность упаковки минеральных зерен. В потоке жидкости при перемешивании пульпы, более крупным зернам пирита сложнее удерживаться на пузырьке даже после закрепления на нем.

Список использованных источников

1. Chanturiya V.A., Kondratiev S.A. Contemporary Understanding and Developments in the Flotation Theory of Non-Ferrous Ores//Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review. V. 40, Is. 6, 2019. P. 390-401
2. Коновалов И.А., Кондратьев С.А. Связь скорости растекания осадков ксантогенатов по поверхности воды с показателями флотации // Интерэкспо Гео-Сибирь. Т.2. № 4. 2019. С. 69-76.
3. Чантурия Е.Л., Чантурия В.А., Журавлева Е.С. Перспективы использования электрохимической технологии водоподготовки при флотационном обогащении медно-цинковых руд // Цветные металлы. №1. 2016. С. 13-19.
4. Прохоров К.В., Копылова А.Е., Бурдонов А.Е. Исследование комбинированных режимов флотации с использованием специальных методов подготовки пульпы // Обогащение руд. № 1. 2023. С. 10-16.
5. Николаев А.А., Петрова А.А., Горячев Б.Е. Кинетика закрепления зерен пирита на пузырьке воздуха в условиях перемешивания суспензии // ФТПРПИ. №2. 2016. С. 131-139.
6. Горячев Б.Е., Наинг Л.У., Николаев А.А. Особенности флотации пирита одного из медно-цинковых месторождений Уральского региона бутиловым ксантогенатом калия и дитиофосфатом натрия // Цветные Металлы. № 6, 2014. С 16-22.
7. Зай Яа Чжо, Чжо Чжо Пьё, Копылов А.Б., Ковалев Р.А. Совершенствование реагентных режимов флотации сфалерита и пирита из месторождений колчеданных медно-цинковых и полиметаллических руд // Известия ТулГУ. Науки о Земле. 2021. Вып. 4. С. 374-388.

Feature of the pyrite fixation kinetics on the air bubble during electrochemical activation of water

Prokhorov K.V.

Electrochemical activation of sodium bicarbonate solution in a membrane electrolyzer and the use of catholyte as a solution for pulp preparation resulted in an increase in the bubble load with pyrite particles from 3 to 18% for a size of -50+40 microns and from 5 to 37% for a size of -40+20 microns.

МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА ВТОРИЧНОЙ КОНЦЕНТРАЦИИ МИНЕРАЛОВ ПРИ ОРОШЕНИИ СУЖАЮЩЕГОСЯ ПОТОКА ФЛОТАЦИОННОЙ ПЕНЫ

Ю.П. Морозов, И.В. Упорова

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Российская Федерация

e-mail: uporova2013@mail.ru

Выполнено математическое моделирование вторичной концентрации минералов в процессе обогащения пенного продукта в сужающемся желобе при орошении пенного продукта двухфазной пеной. Показана возможность повышения качества пенного продукта при снижении потерь ценного компонента с подпенным слоем.

Процесс вторичной концентрации минералов во флотационной пене заключаются в повышении качества пенного слоя за счет удаления из пены частиц твердой фазы потоками истекающей жидкой фазы. Процесс истечения жидкой фазы (синерезис) является самопроизвольным и не требует дополнительных затрат энергии.

Частицы твердой фазы в пенном слое присутствуют в виде закрепленных на пузырьках и в виде свободных частиц в жидкой фазе. Основная масса флотируемых гидрофобных частиц удерживается на пузырьках за счет флотационной силы. Достаточно большое количество флотируемых частиц может присутствовать в виде свободных частиц в жидкой фазе. Основной причиной насыщения жидкой фазы флотируемыми частицами является высвобождение частиц при коалесценции пузырьков верхнего слоя пены с атмосферным воздухом. Гидрофильные нефлотируемые частицы выносятся в пену всплывающими пузырьками воздуха механически и присутствуют главным образом в виде свободных частиц в жидкой фазе. Частично гидрофобные частицы в пене присутствуют в виде механически зажатых на поверхности пузырьков флотируемыми частицами.

Очевидно, что для максимальной эффективности вторичной концентрации минералов в процессе флотации необходимо обеспечение условий минимизации коалесценции пузырьков с атмосферным воздухом и максимального удаления из пены механически зажатых частиц нефлотируемых минералов.

Известными мероприятиями повышения эффективности вторичной концентрации минералов во флотационной пене являются деформация пенного слоя путем сжатия [1] и орошение пены [2].

Обогащение пенных продуктов в сужающихся желобах достаточной детально изучено в работах [3-5]. Доказана возможность повышения показателей флотационного обогащения медных руд при снижении машиноемкости процесса.

Орошение пенного слоя в камерах флотомашины предложено для повышения качества пенного продукта за счет промывки пенного продукта [6, 7].

Известные методы орошения с помощью брызгал и душей не исключают, а могут привести к интенсификации коалесценции пузырьков пены с атмосферным воздухом, следовательно, увеличивают потери ценных флотируемых компонентов с хвостами флотации. Прогрессивным является предложение орошения слоя трехфазной пены двухфазной пеной, которая практически исключает коалесценцию верхнего слоя флотационной пены и обеспечивает эффективное промывание пены жидкой фазой.

Совмещение процессов сужения пенного продукта и орошения трехфазной пены двухфазной пеной открывает дополнительные возможности повышения эффективности флотационного обогащения руд.

С целью оценки эффективности предложенного технологического решения выполнено моделирование процесса в режиме получения пенного и подпенного продуктов обогащения пенного продукта в сужающемся желобе с орошением трехфазной пены двухфазной пеной.

Моделирование выполнено по методике, включающей получение зависимости средневзвешенной массовой доли ценного компонента в верхнем продукте $\beta_в$ сужающегося желоба от его выхода $\gamma_в$. Зависимость $\overline{\beta}_в$ от $\gamma_в$ при работе сужающегося желоба на пенных продуктах основной и перечистной медных флотаций описываются уравнением (в д.ед.):

$$\overline{\beta}_в = a\cdot\gamma_в^2 + b\gamma_в + c, \quad (1)$$

где *a, b, c* – коэффициенты, линейно зависящие от массовой доли меди в исходном питании сужающегося желоба (в д.ед.):

$$a = -0{,}0767\alpha + 0{,}0317,$$
$$b = 0{,}312\alpha + 0{,}0421,$$
$$c = 1{,}3887\alpha + 0{,}0103.$$

Формулы справедливы в диапазоне значений массовой доли меди в питании сужающегося желоба от 4 до 25%.

Для условий работы конкретной камеры флотомашины, полученных в результате покамерного опробования, определяется массовая доля меди в пенном продукте, для которой осуществляется расчет коэффициентов *a, b, c* уравнения (1).

По полученным данным строится зависимость $\overline{\beta}_в = F(\gamma_в)$. Извлечение меди в верхний продукт сужающегося желоба ($\varepsilon_{в_i}$) рассчитывается по формуле:

$$\varepsilon_{в_i} = \frac{\gamma_{в_i}\cdot\overline{\beta}_{в_i}}{\alpha}. \quad (2)$$

Для условий обогащения пенного продукта в сужающемся желобе с орошением трехфазной пены двухфазной пеной вводится коэффициент *k*, устанавливающий снижение потерь ценного компонента за счет исключения коалесценции пузырьков флотационной пены с атмосферным воздухом. Тогда:

$$\overline{\beta}_в = \left(a\cdot\gamma_в^2 + b\gamma_в + c\right)\cdot k. \quad (3)$$

Экспериментально установлено, что для исследуемых условий медной флотации коэффициент *k* находится в пределах от 1,0 до 1,5.

Для рассматриваемого примера обогащения в сужающемся желобе пенного продукта с массовой долей меди в питании 12,7% коэффициент *k* составил 1,35.

Моделирование процессов массопереноса в сужающемся желобе осуществлялось при использовании методов ступенчатой последовательности и декомпозиции пенного слоя на элементарные слои, взаимодействующие между собой [1]. Высота элементарных слоев на входе в сужающийся желоб принята в 2-3 раза больше максимальных размеров пузырьков в пене.

Геометрические размеры элементарных слоев заданы изменением во времени в соответствии с законами неразрывности сред. Взаимодействие между этими слоями обусловлено процессами массопереноса составляющих пену монофаз: воздух, вода, флотируемый компонент и нефлотируемый компонент.

Массоперенос исследован экспериментально. С помощью специально разработанного устройства осуществлялся отбор проб выделяемого из пены и остающегося в пене материала за определенные промежутки времени. При моделировании учтены гидродинамика потоков

пены и внесены допущения, что массоперенос жидкой и твердой фаз происходит только из верхних в нижние слои.

Выполнен сравнительный анализ формирования пенного и подпенного слоев в сужающемся желобе в режимах без и с подачей двухфазной пены на поверхность трехфазной пены.

Установлено, что подача двухфазной пены на поверхность трехфазной пены в сужающемся желобе приводит к повышению качества пенного слоя и снижению потерь ценного компонента с подпенным слоем на выходе из сужающегося желоба.

Результаты математического моделирования процесса вторичной концентрации подтверждаются экспериментальными данными при флотации медной руды с обогащением пенного продукта в сужающемся желобе.

Список использованных источников

1. Цыпин Е.Ф. Морозов Ю.П., Козин В.З., Моделирование обогатительных процессов и схем. Учебник. Екатеринбург: Изд-во Урал. ун-та., 1996. С. 199-205.
2. Упорова И.В., Ишимников В.Ю. Интенсификация процесса вторичной концентрации минералов в пенном слое орошением // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: материалы XXIX Международной научно-технической конференции. Екатеринбург: ООО «Типография ФортДиалог», 2024. С. 218-221.
3. Морозов Ю.П., Интогарова Т.И., Валиева О.С. и др. Флотоклассификация медных руд с обогащением пенных продуктов в сужающихся желобах // ГИАБ. 2021. № 11-1. С. 285-292.
4. Бекчурина Е.А., Интогарова Т.И. Использование процесса вторичной концентрации минералов в пене для повышения технологических показателей флотоклассификации // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: мат-лы Междунар. науч.-техн. конф., 19-20 апреля 2017 г. Екатеринбург: Изд-во «Форт Диалог-Исеть», 2017. С. 324-328.
5. Валиева О.С. Совершенствование схем флотации сульфидных медных руд на основе раздельного обогащения разнокачественных пенных продуктов: дисс. … канд. техн. наук: 25.00.13. Екатеринбург, 2021. 98 с.
6. Упорова И.В. Интенсификация процессов вторичной концентрации минералов во флотационной пене // Инновационные процессы обогащения и глубокой переработки редкометаллического и гидрохимического сырья и комплексных руд цветных и черных металлов (Плаксинские чтения-2024): материалы международной конференции 23-27 сентября 2024 г., г. Апатиты. Апатиты: ФИЦ КНЦ РАН, 2024. С. 325-329.
7. Упорова И.В. Разработка новой конструкции флотационного классификатора // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: мат-лы XXX Междунар. науч.-техн. конф. Екатеринбург: Издательство ООО «Типография ФортДиалог», 2025. С. 201-204.

Modeling of the process of secondary mineral concentration
during irrigation of a narrowing stream of flotation foam

Morozov Yu.P., Uporova I.V.

Mathematical modeling of the secondary mineral concentration during the enrichment of the foam product in a narrowing trough during irrigation of the foam product with two-phase foam has been performed. The possibility of improving the quality of the foam product while reducing the loss of a valuable component from under the foam layer is shown.

К ВОПРОСУ ВЛИЯНИЯ ФИЗИЧЕСКОЙ ФОРМЫ СОРБЦИИ ВО ФЛОТАЦИИ СУЛЬФИДОВ*

Т.Г. Гаврилова

ФГБУН «Институт горного дела им. Н. А. Чинакала Сибирского отделения РАН»,
г. Новосибирск, Российская Федерация

e-mail: gavrilova.t.g@mail.ru

Показано, что образующиеся при сульфидной флотации осадки сульфгидрильных собирателей тяжелых металлов обладают собирательными свойствами и действуют на основании механизма работы физической формы сорбции реагента.

При флотации с сульфгидрильными реагентами и катионами тяжелых металлов в пульпе, в зависимости от условий, в качестве вторичных продуктов образуются различные соединения. В том числе и осадки металлсурфактанта, оказывающие влияние на показатели обогащения [1]. Согласно [1], при флотации ксантогенатом щелочного металла, образуются ксантогенаты тяжелых металлов, а при нестехиометрических концентрациях комплексы ксантогенатов металлов. В работах [2, 3, 4] отмечено влияние осадков ксантогенатов тяжелых металлов с различной длиной углеводородного фрагмента на показатели флотации. В основном авторы полагают, что эти производные формы реагентов способны дополнительно гидрофобизировать поверхность минерала и тем самым влиять на извлечение ценного компонента. В [5] на основании результатов лабораторных экспериментов приведены данные об условиях формирования осадков этиловых ксантогенатов свинца, цинка, ртути, меди, никеля и железа. Скорость флотации исследованных ксантогенатов обратно пропорциональна их коэффициенту гидрофобизации (гидрофобно-гидрофильному балансу в молекуле ксантогената металла). Повышение концентрации металла приводит к укрупнению ксантогенатов тяжелых металлов и снижению извлечения в концентрат.

При флотации халькопирита, галенита, пирита и сфалерита более высокие показатели получены при применении дитиокарбаматов тяжелых металлов, а не дитиокарбамата натрия [6]. В [7] показано, что для диэтилдитиокарбамата меди характерно массовое формирование частиц, ассоциированных в крупные агрегаты. Адгезия коллоидных гидрофобных сульфгидрильных осадков катионов меди на поверхности минералов снижает селективность разделения сульфидных минералов, обладающих близкими флотационными свойствами.

Сольватационные свойства диалкилдитиофосфатов и диалкилмонотиофосфатов меди (I), образующихся в виде вторичных продуктов при флотации сульфгидрильными собирателями, изучены в [8]. Согласно авторам, эти свойства обеспечивают закрепление данных форм реагентов на сульфидных минералах и гидрофобизацию поверхности частиц. В первую очередь это связано с координационно ненасыщенными катионами меди (I) в молекулах реагентов. На основании полученных результатов сделан вывод, что диалкилдитиофосфаты и диалкилмонотиофосфаты меди (I) могут являться более активными собирателями при флотации, чем дибутилтиофосфорные кислоты или их натриевые и калиевые соли.

Исследование собирательных свойств смесей, полученных при нестехиометрических концентрациях сульфгидрильных реагентов и солей тяжелых металлов, необходимо для понимания возможностей их воздействий на флотационный процесс с целью повышения показателей обогащения. На основании представленного в работе [9] анализа результатов флотационных экспериментов показан механизм активации флотации с образованием катион-

* ***Работа выполнена в рамках проекта НИР (номер гос. регистрации 121051900145-1).***

коллекторного комплекса или осадка сульфгидрильного реагента (физическая форма сорбции), который действует как неселективный собиратель. Согласно [10] производные формы сульфгидрильных реагентов могут физически сорбироваться на границе раздела «газ-жидкость» и удалять прослойку жидкости между минеральной частицей и пузырьком газа, способствуя сокращению времени индукции и увеличению эффективности флотации. Растекание физически сорбируемых форм собирателя вызвано локальным поверхностным давлением, которое создается на границе раздела «газ-жидкость». Скорость растекания производных форм реагента собирателя характеризует их способность удалять прослойку жидкости между минеральной частицей и пузырьком газа.

Цель работы – определение скорости растекания собирательной смеси (сульфгидрильный реагент + соль тяжелого металла) по границе раздела газ-жидкость.

Определение скорости растекания продуктов взаимодействия сульфгидрильного собирателя с нитратом свинца по поверхности дистиллированной воды проводилось методом скоростной видеосъемки на специальной установке, согласно методике, представленной в [10].

В работе использованы натрий диэтилдитиокарбаминовокислый 3-водный ДЭДТК (ГОСТ 8864-71), этиловый ксантогенат калия КЕХ (ГОСТ 7927-75), бутиловый ксантогенат калия КВХ (ГОСТ 7927-75), нитрат свинца $Pb(NO_3)_2$ (ГОСТ 4236-77). Корректировка pH проводилась с применением растворов NaOH (ГОСТ Р 55064-2012) и HCl (ГОСТ 3118-77). Собирательные смеси готовились в дистиллированной воде путем смешения в мольном соотношении нитрата свинца и сульфгидрильного собирателя 1:5. Концентрация реагента-собирателя 0,1 моль/л, значение pH варьировалось от 5 до 10. Приготовленная собирательная смесь на кончике иглы переносилась на поверхность воды, находящейся в кювете под камерой. Полученные скоростные характеристики собирательных смесей представлены на рисунке 1.

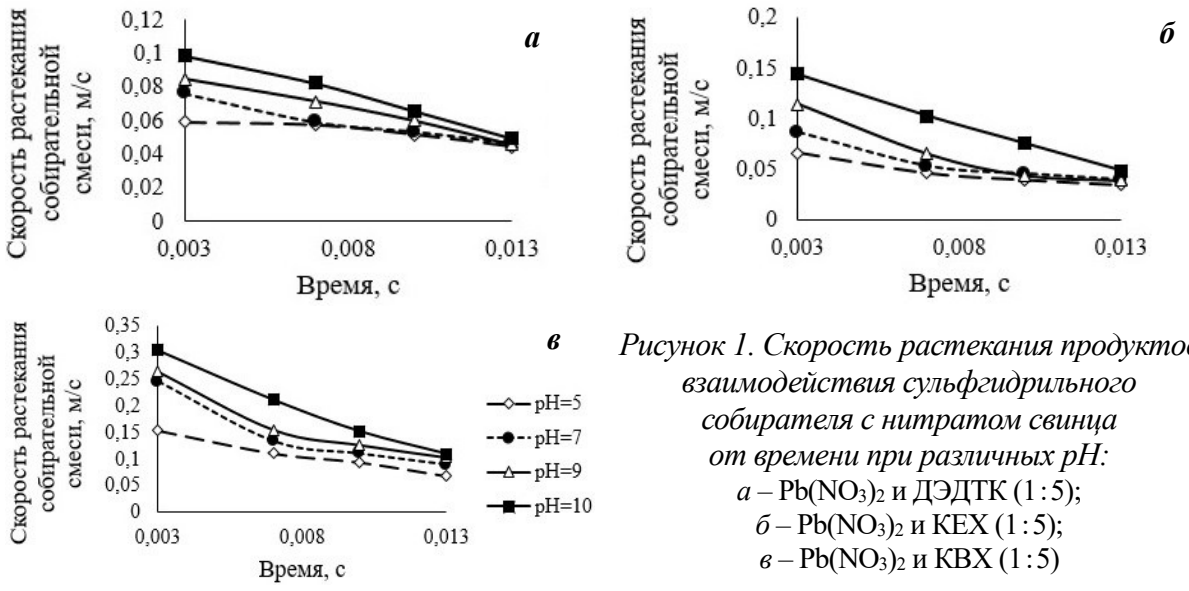


Рисунок 1. Скорость растекания продуктов взаимодействия сульфгидрильного собирателя с нитратом свинца от времени при различных pH:
а – $Pb(NO_3)_2$ и ДЭДТК (1:5);
б – $Pb(NO_3)_2$ и КЕХ (1:5);
в – $Pb(NO_3)_2$ и КВХ (1:5)

Согласно полученным результатам, продукты взаимодействия ионов свинца с сульфгидрильными собирателями поверхностно-активны относительно границы раздела «газ–жидкость» и могут растекаться по поверхности воды. Опыты выявили, что повышение pH пульпы с 5 до 10 приводит к увеличению скорости растекания собирательных смесей по поверхности воды.

Сравнение скорости растекания производных форм, полученных при смешивании нитрата свинца с ДЭДТК, КЕХ и КВХ показывает, что продукты реакции последнего имеют

большую скорость растекания по поверхности воды. Следовательно, его активные по отношению к границе раздела «газ-жидкость» десорбируемые формы способны оказать большее влияние на скорость удаления жидкости из прослойки. По сравнению с осадками ксантогенатов, продукты нестехиометрического взаимодействия дитиокарбаматов с ионами свинца, будут иметь сравнительно небольшую собирательную активность, но более высокую селективность, т.к. их скорость растекания ниже. Полученные результаты согласуются с практикой флотации [11].

От скорости растекания катион-коллекторного комплекса зависит скорость удаления прослойки жидкости между минеральной частицей и пузырьком газа, время индукции и собирательная активность указанной формы сорбции. Физическая форма сорбции не отвечает за селективность процесса**.** Понимание механизма работы физической формы сорбции в дополнение к роли химической формы сорбции позволит повысить эффективность флотационного обогащения сульфидной руды.

Список использованных источников

1. Leja J. Surface chemistry of froth flotation, Plenum press.1982. 758 p.
2. Fuerstenau M.C., Clifford K., Kuhn M. C. The role of zinc-xanthate precipitation in sphalerite flotation, International Journal of Mineral Processing. 1974. Vol. 1. №. 4. Pp. 307-318.
3. Kim M., You K. Study on the interaction between depressants zinc sulfate and xanthate on the flotation of sphalerite, Journal of Korean Institute of Resources Recycling. 2020. Vol. 29, №. 6. Pp. 98-103.
4. Богданов О.С., Поднек А.К., Хайнман В.Я., Янис Н.А. Вопросы теории и технологии флотации // Труды института «Механобр». Л: Механобр. 1959. № 124.
5. Захваткин В.В. Флотационные свойства ксантогенатов тяжелых металлов // Обогащение руд. 2012. № 1. С. 29-31.
6. Сорокин М.М. Флотационные методы обогащения. Химические основы флотации. М.: Издательский Дом МИСиС. 2011. 411 с.
7. Игнаткина В.А. Исследование процесса образования осадков катионов меди с сульфгидрильными собирателями // Известия вузов. Цветная металлургия. 2009. № 4. С. 14-16.
8. Кузьмин В.И., Кузьмин Д.В., Гудкова Н.В., Лескив М.Н. Сравнительная оценка сольватационных свойств диалкилдитиофосфатов и диалкилмонотиофосфатов меди (I) в разных процессах // Цветные металлы. 2024. № 9. С. 15–20.
9. Кондратьев С.А., Коновалов И.А., Гаврилова Т.Г. Повышение селективности флотационного разделения минералов на основе механизма работы физически сорбируемого собирателя // ФТПРПИ. 2023. № 6. С. 105–116.
10. Гаврилова Т.Г., Кондратьев С.А. Влияние физической формы сорбции собирателя на активацию флотации сфалерита // ФТПРПИ. 2020. № 3. С. 131–143.
11. Гаврилова Т.Г., Цицилина Д.М. Влияние физической формы сорбции производных форм реагентов-собирателей на активационный механизм сульфидной флотации // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. 2024. № 4. Т. 11. С. 48–52.

On the influence of the physical form of sorption on the flotation of sulfides

Gavrilova T.G.

It is shown that the sediments of sulfhydryl collectors of heavy metals formed during sulfide flotation have collecting properties and act based on the mechanism of the physical form of reagent sorption.

К ВОПРОСУ ВЫБОРА КОМБИНАЦИИ ФЛОТАЦИОННЫХ РЕАГЕНТОВ*

Д.М. Цицилина

ФГБУН «Институт горного дела им. Н. А. Чинакала Сибирского отделения РАН»,
г. Новосибирск, Российская Федерация

e-mail: tsitsilinadm@mail.ru

Приведен анализ работ, посвященных определению поверхностной активности физической формы сорбции при сочетании реагентов, используемых при обогащении минерального сырья. Рассмотрены параметры, влияющие на синергетический эффект комбинаций различных веществ.

Комбинации различных реагентов, в том числе ионогенных и неионогенных, анионных и катионных собирателей используют во флотационном обогащении минерального сырья. Перспективность использования сочетаний собирателей подтверждают многочисленные исследования.

Выделяют три положительных эффекта от использования смеси реагентов: повышение извлечения, улучшение адсорбции основного собирателя на минеральной поверхности и повышение селективности адсорбции. Таким образом, речь, как правило, идет о действии реагентов на границе раздела «минерал-жидкость», при этом недостаточное внимание уделяется действию реагента на границе раздела «газ-жидкость» [1].

Например, в работе [2] в качестве регентов для обогащения гематита используют катионный собиратель – додециламин гидрохлорид, анионные собиратели – олеат натрия, додецилсульфат натрия. Результаты проведенной флотации с использованием смеси реагентов указывают на повышенную адсорбцию катионного собирателя в присутствии анионного собирателя.

Согласно [3] основной целью использования комбинации реагентов является обеспечение синергизма действия их смеси, например, в результате получения надмолекулярных структур. Синергетический эффект возникает, когда комбинация продуктов превышает эффективность в сравнении со взвешенной суммой их индивидуальных эффектов. При этом анализ синергетического действия композиций флотационных реагентов сложен и зависит от химического взаимодействия между используемыми реагентами. Каждый реагент в смеси может сохранять свой химический состав или при смешивании возможно образование новых соединений.

Синергетический эффект от использования сочетания собирателей исследователи связывают с увеличением массы адсорбированных минеральной поверхностью реагентов, что приводит к повышению гидрофобности минеральной поверхности. В ряде работ отмечается, что синергетический эффект от использования сочетания собирателей наблюдается не только на границе «минерал-жидкость», но и на границе «газ-жидкость» [4].

Синергетический эффект может быть получен, когда свойства каждого из собирателей, входящих в композицию, будут удовлетворять выполняемым ими функциям в элементарном акте флотации. Его следует ожидать от применения ионогенного собирателя-гидрофобизатора с малым расходом и сильного гетерополярного собирателя. Под сильным гетерополяным собирателем подразумевается собиратель, обладающий высокой скоростью растекания по границе раздела «газ-жидкость». Гидрофобизация преимущественно частиц целевого минерала и закрепление на гидрофобизированных участках сильного гетерополярного собирателя

* ***Работа выполнена в рамках проекта НИР (номер гос. регистрации 121051900145-1).***

приведет к высокому качеству концентрата при сохранении или повышении извлечения [5]. Следовательно, выбор комбинации реагентов в таком соотношении компонентов, для которого характерно низкое значение параметра взаимодействия и высокая скорость растекания, предпочтителен [6].

При составлении комбинации реагентов, выборе их соотношений целесообразно учитывать неравенство сорбционной активности компонентов минеральной поверхностью и скорректировать содержание физически закрепившихся форм с целью получения синергетического эффекта на границе раздела «газ-жидкость» [3].

Для выбора соотношений двух поверхностно-активных реагентов при составлении комбинации дополнительно может быть использован параметр взаимодействия β, т.к. он характеризует синергетический эффект от использования комбинации реагентов при снижении поверхностного натяжения.

В дальнейшем планируются эксперименты по определению оптимального соотношения компонентов во флотационной смеси, при котором формируется наиболее активное на границе раздела «газ-жидкость» сочетание реагентов.

Список использованных источников

1. Семьянова Д.В. Анализ применения сочетания реагентов при флотации несульфидных // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. Новосибирск, 2020. Т.7, №2. С. 118-122.
2. Vidyadhar, A. Adsorption mechanism of mixed collector systems on hematite flotation / A. Vidyadhar, N. Kumari, R. Bhagat // Minerals Engineering. 2012. Volume 26. P. 102-104.
3. Семьянова Д.В., Кондратьев С.А. Обоснование применения параметра взаимодействия при выборе комбинации флотационных реагентов // ФТПРПИ, 2024. №6. С. 139-147.
4. Семьянова Д.В. Синергетический эффект комбинации собирателей при адсорбции на границе «газ-жидкость» // Интерэкспо ГЕО-Сибирь. XVII Междунар. научн. конгр.: сб. мат-алов в 8 т. Т. 2. Новосибирск: СГУГиТ, 2021. №4. С. 116–122.
5. Кондратьев С.А., Цицилина Д.М. Избирательность флотационного извлечения кальцийсодержащего минерала осадками оксигидрильного собирателя // ФТПРПИ, 2023. № 2. С. 112-122.
6. Семьянова Д.В. К вопросу выбора соотношения компонентов смеси реагентов при флотации // Интерэкспо Гео-Сибирь. 2022. № 3. С. 313–317.

The synergistic effect of the collectors combination in the flotation process

Tsitsilina D.M.

The analysis of works devoted to the determination of the surface activity of the physical form of sorption in the combination of reagents used in the enrichment of mineral raw materials is presented. The parameters influencing the synergistic effect of combinations of various substances are considered

---

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПОВЕРХНОСТНОГО НАТЯЖЕНИЯ ЖИДКОСТЕЙ МЕТОДОМ ВИСЯЩЕЙ КАПЛИ

Хтет Зо У, Е.С. Пермякова, Чжо Зай Яа, Б.Е. Горячев

ФГАОУ ВО Национальный исследовательский технологический университет «МИСИС», Москва, Российская Федерация

e-mail: mghtetzawmisa@gmail.com

Рассмотрены два экспериментальных метода определения поверхностного и межфазного натяжения жидкостей: измерение поверхностного натяжения на границе жидкость–газ (воздух) и определение межфазного натяжения на границе между несмешивающимися жидкостями.

Предложен метод повышения точности измерения поверхностного натяжения жидкости по форме висящей капли, основанный на компьютерной обработке изображений. Описанный метод обеспечивает повышение воспроизводимости результатов и расширяет возможности автоматизации анализа.

Введение. Многие технологические процессы обусловлены особенностями растекания жидкостей по твёрдым поверхностям, что обусловливает широкий спектр практических приложений исследований капиллярных явлений, включая смачивание [1].

Смачивание осуществляется на границе трёх фаз, одна из которых является твердым телом, а две другие – либо несмешивающиеся жидкости, либо жидкость и газ. В последнем случае возможны два противоположных сценария: жидкая капля окружена газообразной средой, либо пузырёк газа контактирует с твёрдой поверхностью, находясь в жидкой среде. На границе раздела фаз возникают силы поверхностного натяжения, определяющие характер межфазного взаимодействия.

Адгезионные свойства обусловлены взаимодействием на межфазной границе и зависят от величин, характеризующих поверхностные свойства вещества. К числу таких величин относятся удельная свободная поверхностная энергия и поверхностное натяжение. Свойство жидкости к самопроизвольному сокращению поверхности указывает на наличие свободной поверхностной энергии, которая количественно определяется работой, необходимой для образования единицы новой поверхности.

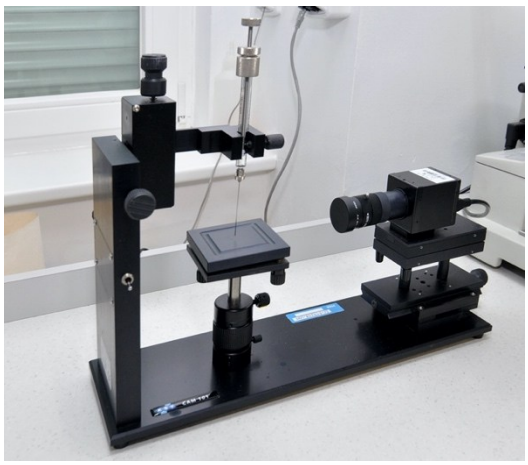
Поверхностное натяжение представляет собой силу, действующую по касательной к поверхности жидкости и стремящуюся минимизировать её площадь. Для капли в условиях свободной минимизации энергии такая форма соответствует сфере. Поверхностное натяжение численно равно удельной свободной поверхностной энергии, при этом обе величины имеют одинаковую размерность [2].

Поверхностное натяжение – одна из ключевых термодинамических характеристик поверхности раздела фаз. Оно определяется как работа обратимого изотермического образования единицы площади межфазной поверхности. Эта величина относится к числу структурно-чувствительных свойств вещества, отражающих прочность межмолекулярных взаимодействий. Знание значений поверхностного натяжения, а также их зависимости от температуры и состава вещества позволяет определить энтропию межфазного взаимодействия, рассчитать работу адгезии и оценить адсорбцию компонентов, что необходимо для анализа кинетики соответствующих процессов.

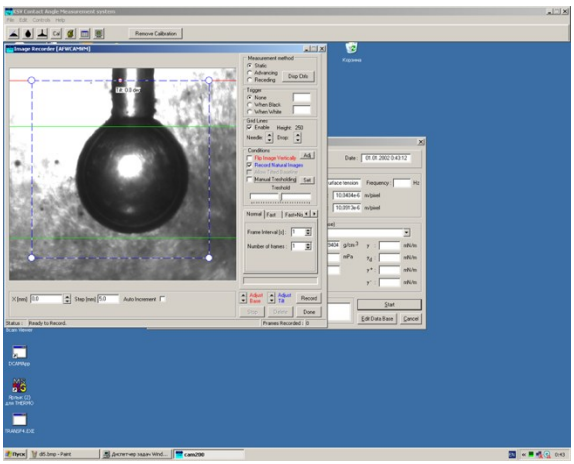
Целью данного исследования является определение поверхностного натяжения жидкостей методом висячей капли.

Методика исследования. Для измерения поверхностного натяжения использовалась система CAM 101 (KSV Instruments Ltd., Финляндия). Жидкость исследовалась в виде капли, находящейся в подвешенном состоянии. С одной стороны капля подсвечивается, а на противоположной стороне расположена видеокамера, которая записывает изображение капли.

Изображение капли передается на компьютер, оснащенный платой захвата изображения и выдающий изображение на монитор. Измерение поверхностного натяжения проводилось при помощи программы анализа формы капли KSV CAM, установленной на персональном компьютере. Интервал измерения поверхностного натяжения составляет от 0,01 до 999 мН/м, при этом погрешность не превышает 0,1 мН/м. На рисунке 1 представлена схема установки системы CAM 101.



Прибор KSV CAM 101



Вид окна программы KSV CAM

Рисунок 1. Схема установки системы CAM 101

Измерение поверхностного и межфазного натяжения проводилось с использованием двух подходов.

Определение поверхностного натяжения на границе «жидкость–воздух». Для измерения висящей капли использовалась специализированная игла с заданным внутренним диаметром, соединенная со шприцем, предварительно заполненным исследуемой жидкостью (органическая жидкость ТГКК, дистиллированная вода или раствор бутилксантогената калия). Шприц фиксировался в дозирующей системе, позволявшей точно позиционировать иглу в центре оптической оси с помощью регулирующих винтов. Капли формировались на кончике иглы, и их изображения фиксировались с использованием системы видеорегистрации. Обработка изображений осуществлялась с применением программного обеспечения, рассчитывающего поверхностное натяжение на основе формы капли.

Определение межфазного натяжения на границе «жидкость–жидкость». Для измерения использовался метод погруженной капли. Органическую фазу (ТГКК) помещали в стеклянную кювету, установленную на подвижный столик, позволяющий регулировать её положение по вертикали. С помощью микрошприца внутрь органической фазы вводились капли полярной жидкости (дистиллированной воды или водного раствора бутилксантогената калия). Формируемые капли фиксировались видеосистемой, а расчет межфазного натяжения проводился по зарегистрированным изображениям с использованием соответствующего программного обеспечения.

Результаты исследования. Экспериментальные данные значения поверхностного натяжения для различных жидкостей приведены в таблице 1.

Таблица 1. Экспериментальные данные определения поверхностного натяжения различных жидкостей

Название жидкостей	**Поверхностное натяжение, мН/м**					
	№1	**№2**	**№3**	**№4**	**№5**	**сред. знач.**
Капля ТГКК на воздухе	27,87	24,69	28,04	26,5	28,41	27,10±1,20
Капля воды на воздухе	72,07	69,66	70,61	71,1	71,08	70,90±0,69
Капля БКК на воздухе	76,95	77,27	78,18	77,84	77,98	77,64±0,45
Капля воды в ТГКК	6,53	6,74	6,47	6,79	6,41	6,59±0,15
Капля БКК в ТГКК	38,33	30,52	35,16	34,2	32,62	34,17±2,56

Из таблицы 1 следует, что при измерении поверхностного натяжения капель различных жидкостей на границе с воздухом и органической жидкостью установлены существенные различия в межфазных взаимодействиях. Наибольшее значение поверхностного натяжения на границе с воздухом зафиксировано для капель бутилового ксантогената калия (БКК), среднее значение составило 77,64 мН/м, что лишь незначительно превышает аналогичный показатель для капель воды – 70,90 мН/м. Существенно меньшим оказалось поверхностное натяжение органической жидкости ТГКК на воздухе – 27,10 мН/м. При переходе к границе с органической жидкостью ТГКК наблюдается резкое снижение поверхностного натяжения воды до 6,59 мН/м, что указывает на выраженное смачивание и слабое межфазное натяжение между полярной и органической фазами. В случае капли бутилового ксантогената калия на ТГКК поверхностное натяжение составляет в среднем 34,17 мН/м, что существенно выше, чем у воды, что указывает на более выраженное межфазное натяжение по сравнению с системой вода–ТГКК.

Результаты проведенных исследований определения поверхностного натяжения жидкостей позволяют сделать вывод, что характер межфазного взаимодействия жидкостей определяется их полярностью и химической природой: вода демонстрирует высокое поверхностное натяжение на границе с воздухом и крайне низкое – на границе с неполярной органической фазой (ТГКК), тогда как бутиловый ксантогенат калия сохраняет относительно высокие значения поверхностного натяжения в обеих средах, свидетельствуя о частичной совместимости с ТГКК и менее выраженном снижении межфазного натяжения. Органическая жидкость ТГКК также проявляет выраженные поверхностно-активные свойства, что подтверждается ее низким поверхностным натяжением на воздухе.

Список использованных источников

1. Зимон А. Д. Адгезия жидкости и смачивание. М., «Химия», 1974. 416 с.
2. Хомушку А.О. Методы экспериментального определения поверхностного натяжения жидкостей // Международный научный журнал «ВЕСТНИК НАУКИ». 2024. №1 (70) Т. 2. С 795-804. С. 795–804.
3. Речкалов В.Г., Ушаков В.Л., Пызин Г.П., Бескачко В.П. Компьютерная обработка изображения в методе определения коэффициента поверхностного натяжения жидкости по форме поверхности капли // Вестник Южно-Уральского гос. ун-та. Серия: Математика. Механика. Физика. 2010. № 30 (206).

Experimental determination of liquid surface tension by the pendant drop method

Htet Zaw Oo, Permyakova E.S., Kyaw Zay Ya, Goryachev B.E.

Two experimental methods for determining surface and interfacial tension of liquids are considered: measurement of surface tension at the liquid–gas (air) interface and determination of interfacial tension at the boundary between immiscible liquids. A method for improving the accuracy of surface tension measurements based on the shape of a pendant drop is proposed, utilizing computer image processing. This approach enhances the reproducibility of the results and broadens the potential for automation in analytical procedures.

ОЦЕНКА ФЛОТОАКТИВНОСТИ ТИОЛОВЫХ СОБИРАТЕЛЕЙ НА ОСНОВЕ АНАЛИЗА КИНЕТИЧЕСКИХ КРИВЫХ ФЛОТАЦИИ ПИРИТА

Чжо Зай Яа, Б.Е. Горячев, Д.В. Шехирев, Наинг Лин У

ФГАОУ ВО Национальный исследовательский технологический университет «МИСИС», Москва, Российская Федерация

e-mail: kokyawgyi49@gmail.com; beg@misis.ru; shekhirev.dv@misis.ru

В работе представлены результаты анализа кинетических кривых флотации пирита, предложен новый подход к оценке флотоактивности тиоловых собирателей, не требующий подчинения кинетике флотации минерального сырья уравнению К.А. Белоглазова. При его применении нет необходимости в применении малодоступного программного обеспечения и легко осуществляется в заводских лабораториях. Кроме того, его можно использовать для оценки флотоактивности других классов реагентов при флотации не только минералов, но и руд.

Медно-цинковые руды месторождений РФ, в основном, являются колчеданными, и относятся к наиболее трудным объектам обогащения как за счет высокой массовой доли пирита в руде, которая может достигать 85-90%, так и тонкого неравномерного взаимопрорастания сульфидных минералов между собой и с породными минералами. Флотационный метод обогащения является основным способом переработки колчеданных медно-цинковых руд. Колчеданные медно-цинковые (сульфидные) и полиметаллические руды РФ являются комплексным и труднообогатимым минеральным сырьем. Практикой обогащения медно-цинковых руд установлено, что получение качественных цинковых и пиритных концентратов невозможно без добавления в различные операции флотации реагентов модификаторов флотации пирита. Пирит является практически единственным промышленным минералом железа, извлекаемым в самостоятельные концентраты при обогащении медно-цинковых колчеданных руд.

Основными собирателями при флотации медно-цинковых колчеданных руд являются ксантогенаты и дитиофосфаты щелочных металлов. Поэтому в качестве собирателей при флотации пирита в работе были использованы бутиловый ксантогенат калия и бутиловый дитиофосфат натрия.

В статье приведены результаты исследования пенной флотации пирита с добавлением в операцию флотации одного из двух традиционных сульфгидрильных собирателей.

Пирит дробили в щековой дробилке, после чего вели сухое измельчение в керамической шаровой мельнице до крупности -100+0 мкм с выделением готового классов крупности -74+44 мкм на наборе сит.

Флотируемость пирита была исследована в щелочной среде, создаваемой известью при pH=8 при одинаковых расходах бутилового ксантогената калия и бутилового дитиофосфата натрия (0–150 г/т). Выбранные значения pH минеральных суспензий соответствовали условиям коллективной флотации сульфидов (pH=8) при флотации медно-цинковых руд [1, 2, 3].

Флотацию вели в лабораторной механической флотационной машине Механобр ФЛ 189 с объемом камеры 100 мл по следующей методике.

Навеску пирита узкого класса крупности -74+44 мкм массой 5 г загружали в камеру флотационной машины и проводили ее кондиционирование с водой с заданным pH=8 в течение 5 мин. Затем в камеру добавляли раствор собирателя (бутиловый ксантогенат калия или дибутилдитиофосфат натрия) заданной концентрации, объем которого соответствовал определенному расходу собирателя (0–150 г/т). Время перемешивания с собирателем составляло 3 мин. В качестве пенообразователя использовали метилизобутилкарбинол (МИБК) из расчета 40 г/т, время перемешивания с которым составило 1 мин.

Особенностью методики было следующее: для поддержания плотности пульпы на уровне 33% твердого во флотационную камеру добавляли кварц флотационной крупности -100+44 мкм массой 25 г. Для изучения кинетики флотации пирита, флотацию вели с порционным съемом пенного продукта. Общее время флотации – 4,8 мин. Пенные продукты сушили, взвешивали и анализировали под бинокулярным микроскопом на содержание в них пирита и кварца.

Анализ кинетики флотации и расчет спектра флотируемости пирита проводился с использованием программы «SPECTR» [9].

Расчет спектра флотируемости пирита велся по результатам кинетики его флотации.

Критерием оценки надежности рассчитанного спектра являлось совпадение либо близость расчетной и экспериментально полученной кинетики флотации пирита.

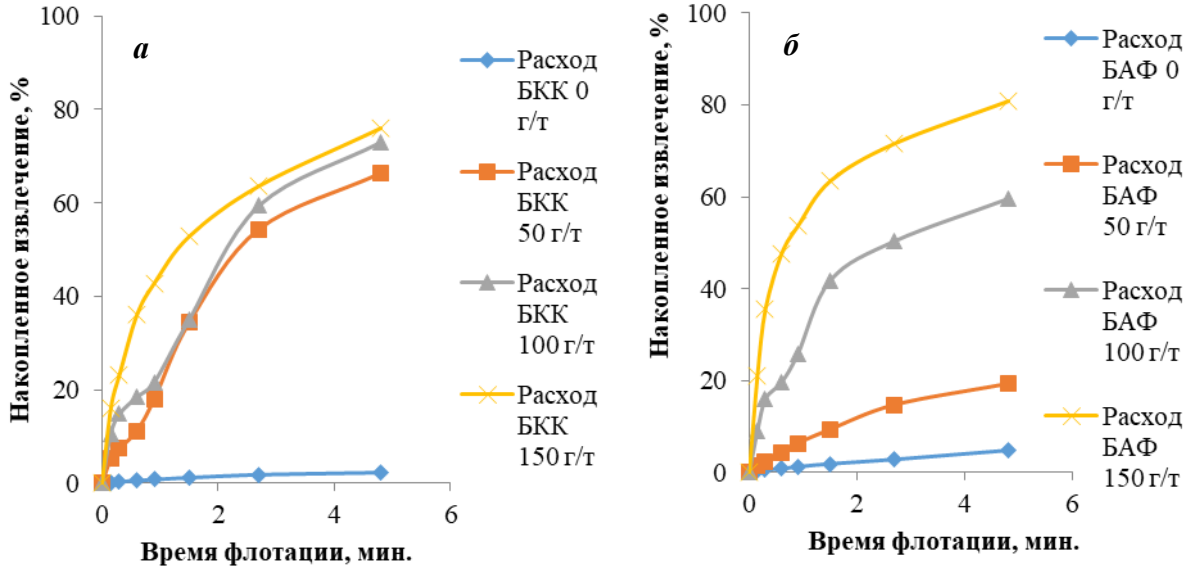


Рисунок 1. Кинетика флотации пирита крупностью -0,074+0,044 мм тиоловыми собирателями при pH = 8: а – БКК, б – БАФ

Как следует из рисунка 1, флотация пирита без собирателя при указанном значении pH=8 практически не наблюдается; его излечение в пенный продукт составляет 2–5%. В случае дозирования во флотацию бутилового ксантогената калия (рисунок 1, *а*) уже при его расходе 50 г/т извлечение пирита в пенный продукт достигает 66,4%. Дальнейшее последовательное повышение расхода собирателя сначала до 100, а затем до 150 г/т дает прирост извлечения пирита в пенный продукт на 8 и 10% отн., т.е. в этих случаях извлечение пирита составляет 73 и 76%, соответственно.

При замене бутилового ксантогената калия на дибутилдитиофосфат натрия наблюдается иная кинетика флотации пирита (рисунок 1, *б*). В данном случае последовательное увеличение расхода собирателя приводит к более плавному росту извлечения пирита в пенный продукт флотации. Так, при расходе БАФ 50 г/т накопленное извлечение пирита составляет 19,34%, при 100 г/т – 56,6%, а при 150 г/т – оно достигает 80,8%.

Необходимо отметить, что при применении обоих тиоловых собирателей, на отдельных кривых кинетики флотации пирита наблюдается видимая S-образность. Это свидетельствует о неподчинении кинетики флотации уравнению К.А. Белоглазова.

Разработка принципов оценки флотоактивности тиоловых собирателей на основе анализа кинетики флотации пирита. По результатам кинетики флотации, в данном случае,

пирита (рисунок 1) производится расчет спектра его флотируемости [9], при заданном расходе собирателя, и выбирается такой его расход, при котором сумма долей труднофлотируемых фракций и флотируемых фракций равны между собой.

В качестве труднофлотируемых фракций выступают фракции со значениями константы скорости флотации K≤0,001 мин$^{-1}$; все остальные фракции относятся к флотируемым.

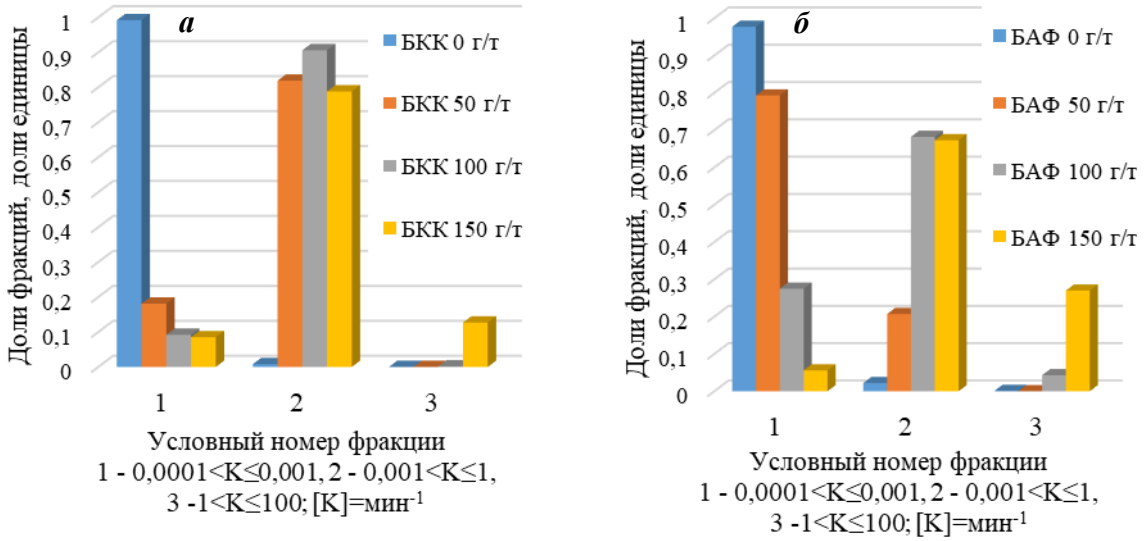


Рисунок 2. Распределение пирита крупностью -0,074+0,044 мм по трем фракциям флотируемости при pH=8 и различных расходах тиоловых собирателей:
а – БКК, *б* – БАФ

Анализ спектров флотируемости показывает, что в отсутствие собирателей весь пирит сосредоточен в трудно флотируемых фракциях, относительная доля которых составляет 0,97-0,99. Дозирование тиолового собирателя во флотацию пирита резко снижает долю таких фракций. Так, при использовании бутилового ксантогената калия, доля трудно флотируемых фракций снижается с 0,99 до 0,181 (расход БКК 50 г/т), 0,092 (расход БКК 100 г/т) и 0,085 (расход БКК 150 г/т). В меньшей степени снижение доли трудно-флотируемых фракций происходит при замене бутилового ксантогената калия на дибутилдитиофосфат натрия. В этом случае доля трудно флотируемых фракций пирита, при тех же расходах собирателя, последовательно уменьшается с 0,977 до 0,793 (расход БАФ 50 г/т), 0.275 (расход БАФ 100 г/т) и 0,056 (расход БАФ 150 г/т). Очевидно, что доля флотируемых фракций будет равна единице минус доля труднофлотируемых фракций.

Приведенные результаты фракционного состава пирита позволили решить зависимость долей труднофлотируемых и флотируемых фракций пирита от расхода тиолового собирателя в г/т и в г-моль/т при pH=8. Полученные результаты показали, что для достижения равенства долей труднофлотируемых и флотируемых фракций пирита при pH=8 требуется расход бутилового ксантогената калия 27 г/т или расход дибутидитиофосфата натрия 80 г/т. То есть, для обеспечения равнофлотируемости фракций расход БАФ должен быть в 3 раза больше расхода БКК. Однако, если сравнивать расходы тех же собирателей, выраженные в г-моль/т, то расход БАФ должен превышать расход БКК только в 2 раза.

Далее рассмотрен еще один подход к оценке флотоактивности флотационных реагентов, главное – собирателей.

В основе такого подхода лежит время достижения уровня извлечения металла (минерала) в пенный продукт флотации, равного 50% при заданном расходе конкретного

флотационного реагента и постоянства машинного фактора: одна и та же флотационная машина, одинаковый расход воздуха и режим перемешивания пульпы в камере машины. Такое время обозначим как **t50**, выраженное в минутах. Приведенные выше на рисунке 1 результаты кинетики флотации пирита соответствуют указанным условиям.

В качестве примера определения **t50** из кривых кинетики флотации пирита, еще раз рассмотрим кинетику его флотации при pH=8 с бутиловым ксантогенатом калия и дибутилдитиофосфотом натрия при их расходе 100 г/т. При использовании в качестве собирателя бутилового ксантогената калия с расходом 100 г/т значение **t50** составило 2,24 мин. При переходе к дибутилдитиофосфату натрия с тем же расходом 100 г/т величина **t50** возросло до значения 2,64 мин. То есть, при дозировании рассматриваемых собирателей с одинаковыми массовыми расходами, значение времени **t50** различается на 0,6 мин. Тогда можно предположить, что флотационная активность БКК и БАФ при данных режимах флотации пирита является сопоставимой. Однако, если перейти от массовых расходов собирателя к г-молекулярным, то окажется что при их массовом расходе в 100 г/т расход, выраженный в г-моль/т будет существенно различаться. Для бутилового ксантогената калия он составил 0,532 г-моль/т, а для дибутилдитиофосфата натрия – 0,378 г-моль/т, или в 1,4 раза меньше. Тогда, сравнение значений **t50** следует производить в случае пересчета массового расхода каждого из собирателей на г-молекулярный расход и проводить сравнение **t50** при равных или близких расходах.

Анализ зависимости **t50** от г-молекулярного расхода примененных для флотации пирита тиоловых собирателей показывает, что при сопоставимых г-молекулярных расходах БКК и БАФ 0,532 г-моль/т и 0,568 г-моль/т достижение 50% извлечения пирита с первым собирателем достигается за 2,24 мин, а при втором – за 0,72 мин, или в 3 раза быстрее. Однако, при относительно малых расходах собирателей, равных 0,4 г-моль/т пирита наблюдается одинаковое значение **t50**=0,4 мин.

Таким образом, предложенный второй подход к оценке флотоактивности тиоловых собирателей не требует подчинения кинетики флотации минерального сырья уравнению К.А. Белоглазова. При его применении нет необходимости в применении определенного малодоступного программного обеспечения и легко осуществляется в заводских лабораториях. Кроме того, его можно использовать для оценки флотоактивности других классов реагентов при флотации не только минералов, но и руд.

Список использованных источников

1. Тихонов О.Н. Закономерности эффективного разделения минералов в процессах обогащения полезных ископаемых. М.: Недра. 1984. 208 с.
2. Тихонов О.Н. Теория разделения минералов: учебник. СПбГГУ. СПб, 2008. 514 с.
3. Абрамов А.А. Флотационные методы обогащения: учебник для вузов. 3-е изд., перераб. и доп. М.: Горная книга. 2008. 710 с.
4. Ребиндер П.А. Физикохимия флотационных процессов. М.: Металлургиздат. 1933. 229 с.
5. Разумов К.А. Показатель флотируемости при коалесцентной флотации // Обогащение руд. 1964. №6. С. 21-26.
6. Разумов К.А. Флотационный метод обогащения / Ленигр. горный ин-т. Л. 1975. 279 с.
7. Годен А.М. Флотация. М.: Госгортехиздат. 1959. 653 с.
8. Самыгин В.Д., Филиппов Л.О., Шехирев Д.В. Основы обогащения руд. Учебное пособие для вузов. М.: «Альтекс». 2003. 304 с.
9. Шехирев Д.В. Методика расчета распределения материала по флотируемости. // Обогащение руд. 2022. №4. С. 27–35.
10. Белоглазов К.Ф. Закономерности флотационного процесса. М.: Металлургиздат. 1947. 144 с.
11. Горячев Б.Е., Наинг Лин У, Николаев А.А. Особенности флотации пирита одного из медно-цинковых месторождений Уральского региона бутиловым ксантогенатом калия и дитиофосфатом натрия // Цветные металлы. 2014 № 6. С. 16.

12. Бочаров В.А., Игнаткина В.А. Технология обогащения полезных ископаемых. Т.2.: Минерально-сырьевая база полезных ископаемых. Обогащение руд цветных металлов, руд и россыпей редких металлов. М.: Руда и металлы. 2007. С. 156–170.

Evaluation of the flotation activity of thiol collectors
based on the analysis of kinetic curves of pyrite flotation

Kyaw Zay Ya, Goryachev B.E., Shekhirev D.V., Naing Lin Oo

This paper presents the analysis of kinetic curves of pyrite flotation, a new approach to assessing the flotation activity of thiol collectors is proposed, which does not require subordination of the flotation kinetics of mineral raw materials to the equation of K.A. Beloglazov. When using it, there is no need to use inaccessible software, and it is easily implemented in plant laboratories. In addition, it can be used to assess the flotation activity of other classes of reagents in the flotation of not only minerals, but also ores.

МОДЕЛИРОВАНИЕ И ОПТИМИЗАЦИЯ ПРОЦЕССА ФЛОТАЦИИ МЕДНЫХ РУД В КОЛОННЫХ ПНЕВМАТИЧЕСКИХ ФЛОТАЦИОННЫХ МАШИНАХ СЕРИИ КФМ

А.А. Метелёв[1], М.Г. Видуецкий, И.Ф. Гарифулин[1], А.П. Пургин[1], В.В. Морозов[2]

[1] АО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Российская Федерация

[2] ФГАОУ ВО Национальный исследовательский технологический университет «МИСИС», Москва, Российская Федерация

e-mail: metelev_aa@umbr.ru

Выбраны подходы к оптимизации конструктивных параметров колонных пневматических флотационных машинах серии КФМ на основе оптимизации аэрогидродинамического режима в области транспортирования и вторичного концентрирования пенного продукта флотации медных руд.

Задачей проводимых исследований был выбор конструктивных параметров колонных пневматических флотационных машинах серии КФМ с позиции поддержания оптимальных условий процесса вторичной концентрации минералов меди в области транспортирования и перечистки пенного продукта.

Флотационные пневматические машины серии КФМ конструктивно сочетают «высокоскоростной» и традиционный колонный флотационные аппараты [*Видуецкий М.Г., Гарифулин И.Ф., Мальцев В.А., Пургин А.П. Колонные пневматические флотационные машины. Эволюция. Екатеринбург, Изд-во УрФУ, 2020, 149 с.*].

Рабочая зона флотационной машины включает два уровня аэрирования. В верхней части корпуса флотомашины размещены аэрирующие устройства (эжекторы 1-го уровня аэрации) обеспечивающие подачу в рабочую зону подготовленной к флотации пульповоздушной смеси (рисунок 1). Нижняя часть рабочей зоны флотомашины работает по принципу противоточной колонной флотации.

Оптимизация геометрических пропорций рабочих камер флотомашин ставило задачей оптимизировать время пребывания аэрофлокул в зоне вторичной минерализации и разгрузки пенного продукта флотомашины, снизив явления коалесценции воздушных пузырьков.

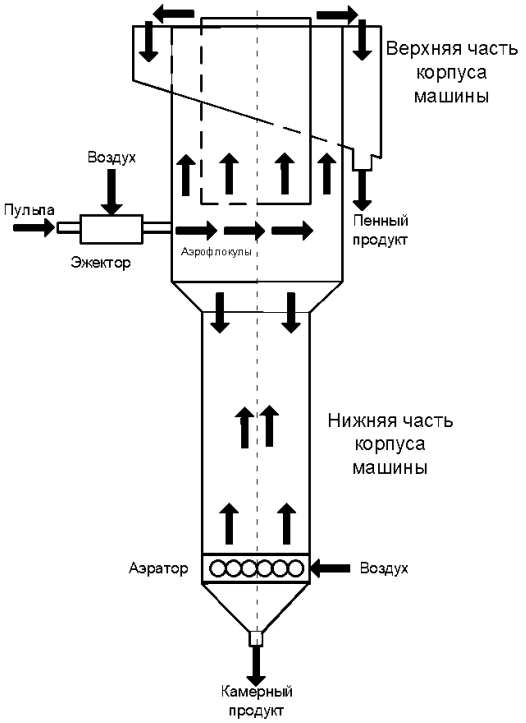


Рисунок 1. Флотационная пневматическая машина серии КФМ

Для определения оптимальной высоты зоны вторичной концентрации была выбрана гипотеза, связывающая устойчивость пены и содержание гидрофильных компонентов в пене с массовой долей воды в межпузырьковом пространстве. Для удаления зерен нерудных минералов, механически вынесенных в пенный слой с межпузырьковой жидкостью, необходимо достичь максимального «сброса» избыточной воды из пены. Однако, при этом нельзя затрагивать воду, находящуюся в гидратной оболочке воздушных пузырьков.

Доля воды в гидратной оболочке пузырьков воздуха определялась как асимптота зависимости обводнения пены от времени

$$V_{L,\tau}= V_{L,0}+ V_{L,г}- V_{L,0}\left(1\text{-}\exp\left(-\frac{k\tau^n}{n}\right)\right), \quad (1)$$

где $V_{L,0}$ – начальный объем жидкости в пене; $V_{L,\tau}$ – объем жидкости в момент времени τ; $V_{L,г}$ – содержание гидратационной жидкости в пене (после завершения синерезиса); k и n – коэффициенты.

Исследование процесса синерезиса флотационной пены проводилось в пеногенерирующей установке, выполненной в виде стеклянного цилиндра с перегородкой из пористого стекла в нижней части. По данным обработки экспериментального массива была получена зависимость влагосодержания от продолжительности отстаивания пены, образованной при пневматической флотации пульпы измельченной медной руды различной крупности (рисунок 2).

По результатам расчетов время стекания свободной межпузырьковой водной фазы в зависимости от крупности флотируемого материала составляет от 1,75 до 2 мин.

Оптимальная продолжительность времени пребывания флотационной пены в зоне вторичной минерализации, согласно выбранному подходу, не должна превышать время стекания свободной межпузырьковой водной фазы аэрофлокулы

Исходя из удельной производительности по пенному продукту на единицу площади рабочей зоны (площади пенообразования) 2,1 т/ч на 1 м^2, отношения жидкое–твердое 1,5 (40% твердого), степени аэрации в пене 80% расчетная скорость подъема пены во флотационной машине составила 0,65 м/мин. В соответствии со сделанными рекомендациями оптимальная

высота зоны транспортирования пены – зоны вторичной минерализации во флотомашине КФМ составляет от 1,2 до 1,4 м.

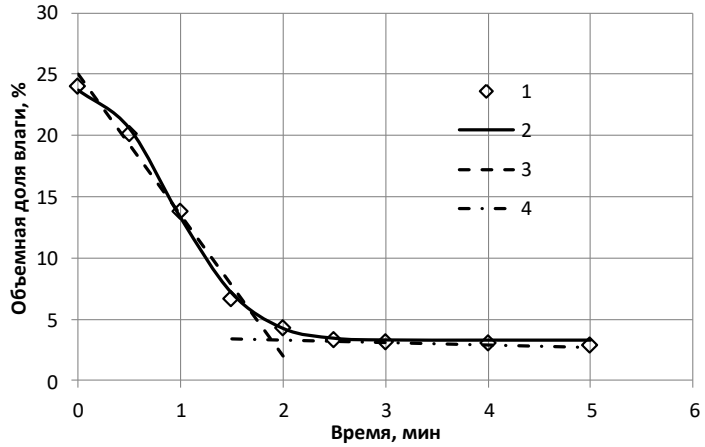


Рисунок 2. Зависимости объемной доли влаги в пене от времени отстаивания при флотации медной руды:
1 – измеренные значения;
2 – аппроксимирующая зависимость по уравнению (1);
3, 4 – линии кусочно-гладкой аппроксимации

Другим направлением модернизации флотационных аппаратов является установка дополнительных радиальных и кольцевых пенных желобов с целью ускорения разгрузки пенного продукта. Было рекомендовано среднее расположение пенного желоба в зоне разгрузки, что уменьшает сталкивание пенных потоков камер основной флотации и дофлотации и разрушение сфлотировавшихся аэрофлокул вследствие испарения влаги из гидратированного слоя пузырьков. Выбранная структура зоны разгрузки повышает производительность машины по пенному продукту, поскольку увеличивается длина разгрузочного порога за счет поступления пенного продукта в желоб с двух сторон.

Модернизированная флотомашина КФМ-1400 ВМГ позволяет за счет уменьшения высоты зоны вторичной концентрации, а также увеличения длины разгрузочного порога, увеличить удельную производительность в 2,6 раза (таблица 1).

Таблица 1. Сравнение конструктивных параметров и производительности флотационной машины КФМ-1400 до и после модернизации

Показатели	**Флотомашины**	
	КФМ-1400	**КФМ-1400ВМГ**
Объём камеры флотомашины, м^3	19,0	15,1
Высота флотомашины, м	10,0	6,0
Длина разгрузочного порога, м	6,9	9,4
Площадь пенообразования, м^2	3,8	7,1
Максимальный расход сжатого воздуха, м^3/ч	180	250
Удельная производительность по пенному продукту, т/ч·м^3	0,371	0,985

Modeling and optimization of the copper ore flotation process
in column pneumatic flotation machines of the CFM series

Metelev A.A., Viduetsky M.G., Garifulin I.F., Purgin A.P., Morozov V.V.

The approaches to optimizing the design parameters of column pneumatic flotation machines of the CFM series based on optimizing the aerohydrodynamic regime in the field of transportation and secondary concentration of the foam product of copper ore flotation are selected.

ВОЗДЕЙСТВИЕ РЕАГЕНТА БИС-ПДТК НА ПОВЕРХНОСТЬ СУЛЬФИДНЫХ МИНЕРАЛОВ КОМПЛЕКСНОЙ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ

Т.Н. Матвеева, Н.К. Громова, В.А. Минаев

ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН», Москва, Российская Федерация

e-mail: tmatveyeva@mail.ru

Приведены результаты исследования нового реагента – бис-пиперазиндитиокарбамата (бис-ПДТК) в качестве перспективного селективного собирателя золотосодержащих сульфидных минералов при флотации комплексных золотосодержащих руд.

Создание новых эффективных реагентов для флотационного извлечения тонковкрапленного золота из комплексных сульфидных руд способно обеспечить снижение потерь золота с хвостами обогащения и получение богатых по золоту концентратов за счет максимальной селекции золотоносных минералов от не содержащих золота сульфидов [1, 2].

Перспективность применения реагентов на основе производных диалкилтиокарбаматов показана в работах российских и зарубежных исследователей [3-5]. Развивая основные принципы выбора и модифицирования структуры и свойств реагентов-собирателей для золота, работами ИПКОН РАН установлено, что такие дитиокарбаматы, как ДМДК, модифицированный ДЭДК, ОПДТК, ЦЭДЭДК более селективны по сравнению с традиционно применяемым бутиловым ксантогенатом за счет образования устойчивых комплексных соединений с Au [5, 6]. В аналитической химии производные дитиокарбаминовой кислоты используются для количественного определения различных металлов благодаря их способности к комплексообразованию [7].

Цель данной работы – исследование нового реагента класса дитиокарбаматов – бис-пиперазиндитиокарбамата (бис-ПДТК) в качестве перспективного селективного собирателя сульфидных минералов-носителей благородных металлов при флотации комплексной золотосодержащей руды.

Синтез бис-ПДТК детально разработан, его соли устойчивы в кислых и щелочных средах [7]. Бис-ПДТК (рисунок 1) выпускается компанией Флотент Кемикалс Рус под торговой маркой Flotent DCP и представляет собой натриевую соль пиперазин-1,4-бис(дитиокарбаминовой) кислоты [8]. Это сыпучий кристаллический продукт белого цвета. Массовая доля активного вещества составляет 91,4%.

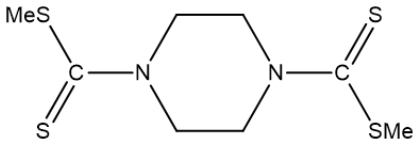


Рисунок 1. Структурная формула реагента бис-ПДТК

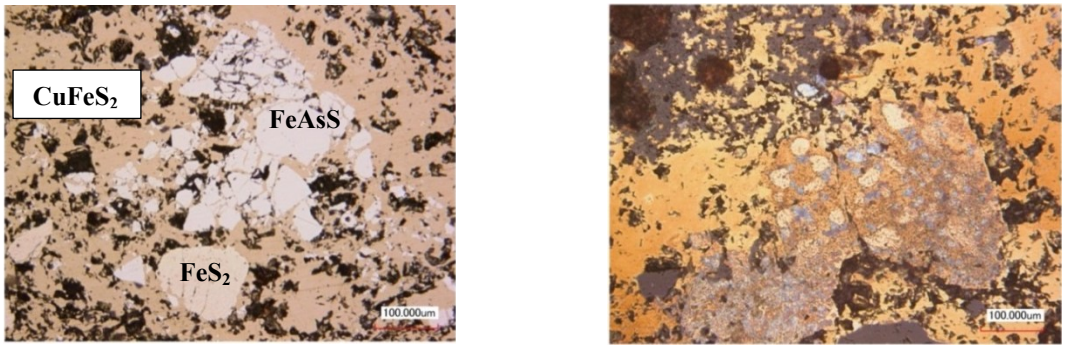
Бис-ПДТК относится к 3 классу опасности, также как бутиловый ксантогенат. Опытный образец реагента предоставлен компанией АО «Волжский Оргсинтез».

Исследование выполнено на мономинеральных фракциях халькопирита и арсенопирита, аншлифах минералов и штуфных образцов комплексной золотосодержащей руды.

Методом УФ-спектрофотометрии на спектрофотометре Shimadzu-1800 установлены характеристические максимумы светопоглощения раствора бис-ПДТК при 284; 263,6; 206,7 нм. Зафиксирована высокая поглотительная способность руды, которая при исходной концентрации 30 мг/л реагента составила 100 мг/кг руды.

Визуализированы адсорбционные фазы бис-ПДТК на индивидуальных аншлифах сульфидных минералов и на участках поверхности аншлифа комплексной руды, представленных зернами халькопирита, пирита и арсенопирита (рисунок 2, *а*). Методом ЛСМ (Keyence VK-9700) определено, что на халькопирите (рисунок 2, *в, г*) появляются дендритоподобные образования светло-коричневого цвета. Некоторые участки поверхности пирита покрываются коричневыми пленками (рисунок 2, *б*), в то время как остальная часть поверхности не изменяется. На арсенопирите новообразований реагента не обнаружено.

а – Исходный аншлиф руды ***б*** – Новообразования на пирите (**FeS_2**)



в – Новообразования на халькопирите (**$CuFeS_2$**) – ***г***

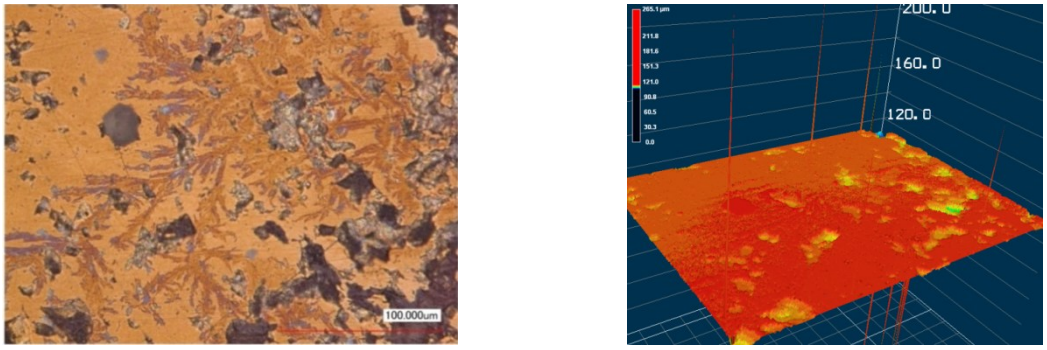


Рисунок 2. Снимки (а, б, в) и трехмерное изображение (г) поверхности участков аншлифа поликомпонентой руды, полученные до (а) и после (б, в, г) контакта с реагентом бис-ПДТК

На зернах халькопирита объемные дендритоподобные образования по форме и цвету схожи с фазой реагента на индивидуальном аншлифе халькопирита. По всей видимости, эти образования представляют комплексное химическое соединение бис-ПДТК с медью, достаточно прочно закрепляющееся на поверхности минерала. Прочность образующегося поверхностного соединения подтверждается его устойчивостью в результате последующей отмывки аншлифа водой. На 3*D* изображении (рисунок 2, *г*) цифрами в микронах указаны условные горизонтальные и вертикальные координаты поля зрения, по которым можно оценить объемные размеры органических фаз реагента. На зернах пирита появление органических фаз реагента (рисунок 2, *б*) вероятно относится к продукту окисления бис-ПДТК – дисульфиду $(бис\text{-}ПДТК)_2$.

Экспериментальные определения равновесного краевого угла смачивания показали, что на исходном аншлифе поликомпонентной руды КУС изменяется в пределах 68–86°, в связи с неоднородностью поверхности. После обработки раствором реагента бис-ПДТК угол смачивания на аншлифе возрастает на 10–20°, т. е. поверхность становится более гидрофобной.

В отсутствии бис-ПДТК на поверхности пирита краевой угол смачивания каплей дистиллированной воды составляет 70,72°. Гидрофобность халькопирита несколько выше,

краевой угол смачивания – 86,3° (рисунок 3, *а*). При добавлении реагента поверхность сульфидных минералов становится более гидрофобной. КУС пирита составляет 86,64°. Для халькопирита отмечается наибольшее значение КУС – 106,44° (рисунок 3, *б*).



Рисунок 3. Определение краевого угла смачивания на халькопирите до (а) и после контакта (б) с раствором реагента бис-ПДТК (DSA25 (KRUSS)

Таким образом, получены новые экспериментальные данные о форме адсорбированных фаз реагента бис-ПДТК на халькопирите и пирите, входящих в состав комплексной золотосодержащей руды при их совместном присутствии в аншлифе. Максимальная адсорбция бис-ПДТК зафиксирована на халькопирите в виде устойчивого комплексного соединения с медью; на пирите наиболее вероятно образование дисульфида (бис-ПДТК)$_2$.

Контакт с раствором бис-ПДТК приводит к возрастанию краевого угла смачивания на 10–20°, обеспечивая повышение гидрофобности, в большей степени халькопирита, что окажет положительное воздействие на извлечение целевого минерала в концентрат флотации.

Список использованных источников

1. Chanturiya V.A., Kondratiev S.A. Contemporary understanding and developments in the flotation theory of non-ferrous ores, Miner. Process. and Extr. Metall. Rev., 2019, Vol. 40, No. 6. P. 390–401.
2. Александрова Т.Н., Орлова А.В., Таранов В.А. Повышение эффективности переработки комплексных медных руд варьированием реагентного режима // ФТПРПИ. 2020. № 6. С. 116–124.
3. Tijsseling L.T., Dehaine Q., Rollinson G.K., Glass H.J. Flotation of mixed oxide sulphide copper-cobalt minerals using xanthate, dithiophosphate, thiocarbamate and blended collectors, J. Miner. Eng., 2019, Vol. 138. P. 246–256.
4. Ly N., Nguyen T., Zoh K.-D., Joo S.-W. Interaction between diethyldithiocarbamate and Cu(II) on gold in non-cyanide wastewater, Sensors, 2017, Vol. 17, №. 11. P. 1–12.
5. Матвеева Т.Н., Громова Н.К., Ланцова Л.Б., Гладышева О.И. К вопросу о механизме взаимодействия реагентов морфолиндитиокарбамата и цианэтилдиэтилдитиокарбамата с низкоразмерным золотом на поверхности сульфидных минералов при флотации труднообогатимых золотосодержащих руд // ФТПРПИ. 2022. № 4. С. 98–107.
6. Матвеева Т.Н., Громова Н.К., Ланцова Л.Б. Экспериментальное обоснование собирателей класса циклических и алифатических дитиокарбаматов для извлечения золотоносных сульфидов из комплексных руд // ФТПРПИ. 2021. № 1. С. 137–145.
7. Бырько В.М. Дитиокарбаматы. М.: Наука, 1984. 342 с
8. Марфицин А.В. Экономический эффект применения реагентов Flotent для горной промышленности // Золото и технологии. 2020. № 4 (50). С. 102–105.

The effect of the bis-PDTK reagent on the surface of sulfide minerals of complex gold-bearing ore

Matveeva T.N., Gromova N.K., Minaev V.A.

The results of the study of a new reagent, bis-piperazinedithiocarbamate (bis-PDTC), as a promising selective collector of gold-containing sulfide minerals in the flotation of complex gold-containing ores are presented.

ИССЛЕДОВАНИЕ ЗАВИСИМОСТИ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ОБОГАЩЕНИЯ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ ОТ ФОРМЫ ВОЛНОВОДОВ-ИЗЛУЧАТЕЛЕЙ ПРИ УЛЬТРАЗВУКОВОЙ ОБРАБОТКЕ ПРИМЕНЯЕМЫХ РЕАГЕНТОВ

О.В. Воронова, Л.А. Киенко

ФГБУН «Хабаровский ФИЦ» Дальневосточного отделения РАН,
г. Хабаровск, Российская Федерация

e-mail: olya-vo@mail.ru

Показана эффективность ультразвуковой обработки реагентов, используемых при флотации техногенного сырья. Установлена зависимость показателей обогащения от формы применяемых волноводов излучателей. Использование расширяющегося вниз излучателя обеспечивает извлечение до 68,64% флюорита в качественные концентраты.

Для предприятий горнодобывающей отрасли использование техногенного сырья на сегодняшний день является наиболее перспективным направлением решения проблемы дефицита сырьевых источников. Объёмы накопленных отходов горно-обогатительного производства исчисляются на ряде предприятий десятками миллионов тонн. Так объём хвостов обогащения флюоритовых руд Ярославской горнорудной компании (ЯГРК), базирующейся на переработке руд Вознесенского рудного района Дальневосточного региона, оценивается более чем в 30 млн т [1]. По результатам опробований содержание флюорита в проскладированных в хвостохранилище предприятия отходах колеблется в пределах 11–23%, кальцита − не более 12–14%.

Вторичная переработка отходов флотационного обогащения является трудно решаемой задачей. Основная часть флюорита сосредоточена либо в недораскрытых на стадии первичной переработки [2] минеральных сростках, либо в шламовых фракциях, негативно влияющих на технологию флотации.

В ходе проведенных экспериментов были определены основные технологические параметры, обеспечивающие достаточно высокую селективность флотации. Результаты исследований представлены в таблице 1.

Таблица 1. Результаты обогащения пробы техногенного сырья

Продукт	**Выход, %**	**Содержание, %**		**Извлечение, %**	
		CaF_2	**$CaCO_3$**	**CaF_2**	**$CaCO_3$**
Концентрат 8 перечистки	11,49	93,58	0,96	62,15	1,00
Концентрат 7 перечистки	12,28	91,52	1,57	64,93	1,76
Концентрат 6 перечистки	14,02	86,92	3,41	70,42	4,35
Черновой концентрат	49,13	33,13	16,17	94,03	72,31
Хвосты	55,79	2,45	7,15	7,97	36,78
Питание	100,00	17,31	10,99	100,00	100,00

Подбор режимов для повышения селективности обогащения вторичного сырья требует введение в технологию дополнительных, преобразующих флотационную систему воздействий.

Широко известен эффект интенсификации и модификации физико-химических и других технологических процессов, происходящих в жидкостях при помощи ультразвуковых волн, например, диспергирование, эмульгирование, получение аэрозолей, связанных с созданием кавитационных полей и течений.

Для исследования воздействия ультразвуковых колебаний при обогащении тонкоизмельченного сырья использовалась ультразвуковая установка ИЛ100-6 производства Санкт-Петербургской компании «Ультразвуковая техника ИНЛАБ». Рабочая частота ультразвука – 22 кГц.

Серией экспериментов было установлено, что акустическая обработка флотационных реагентов с реструктуризацией мицеллярно-коллоидных образований в их растворах позволяет повысить флотационную активность и селективные свойства различных реагентов, используемых в процессе флотации при разделении флюорита и кальцита. В ходе изучения влияния ультразвука на свойства используемых реагентов была определена оптимальная продолжительность воздействия 3 мин.

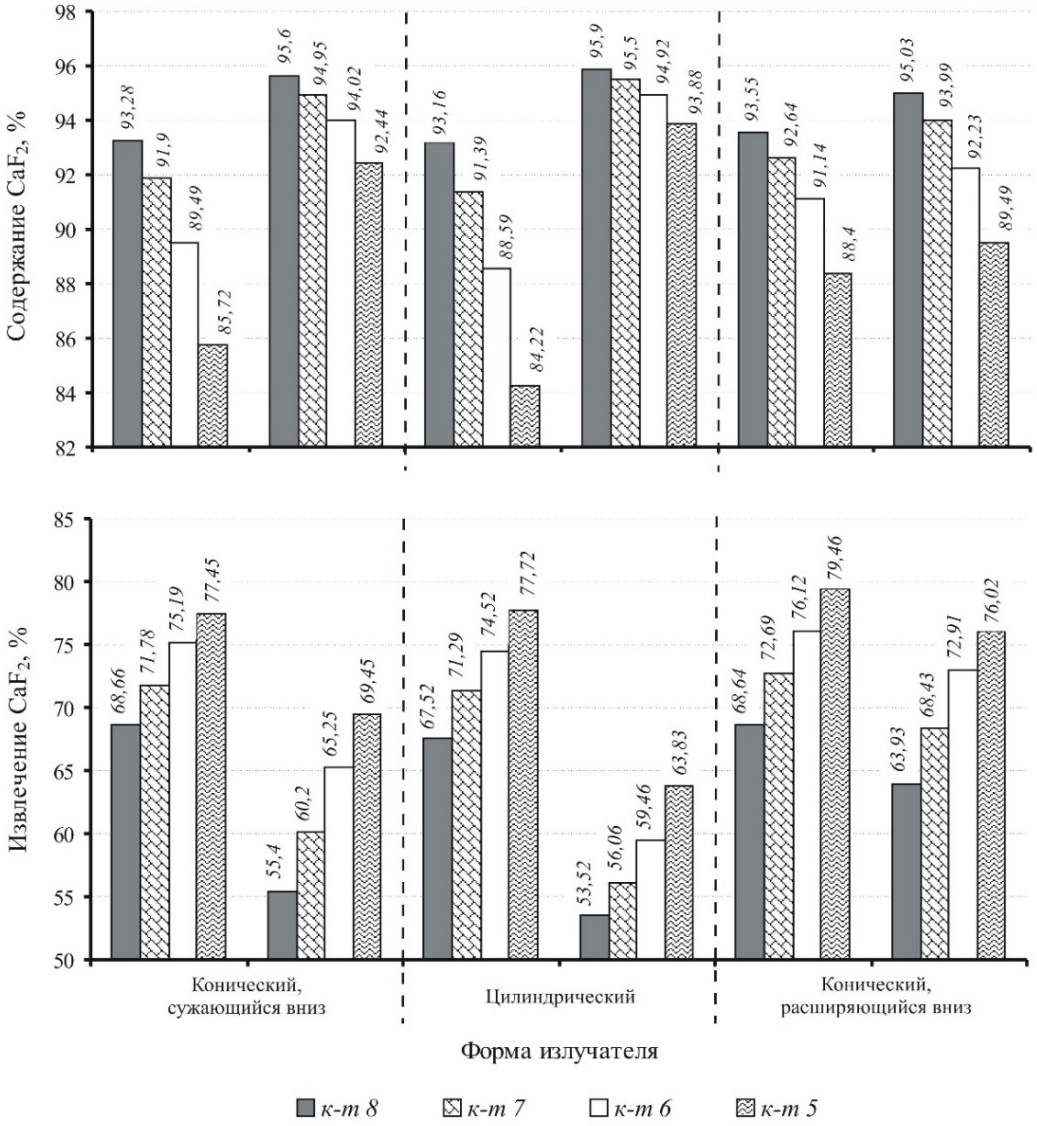


Рисунок 1. Зависимость показателей флотации от формы волновода-излучателя

Параметры излучения и характер воздействия ультразвука на процессы преобразований в жидких средах зависят не только от мощности УЗ-генератора и времени обработки, но также от формы и размеров излучателей [3]. Подобрав форму, наиболее эффективно влияющую на протекающие при ультразвуковом излучении процессы, можно повысить КПД установки, характер преобразований и, в конечном итоге, показатели разделения минералов. В комплект

ультразвуковой установки ИЛ100-6 входит набор отличающихся формой волноводов излучателей: цилиндрический; конический сужающийся; конический расширяющийся.

Каждый из используемых волноводов позволяет получить колебания различные по амплитуде и характеру распределения в жидкой фазе.

Изучалось влияние на процесс флотации собирателей, обработанных ультразвуком [4] с применением попеременно трёх излучателей в двух технологических режимах:

1) с получением концентратов с массовой долей флюорита не ниже 93%;

2) с получением высокосортных концентратов с массовой долей CaF_2 свыше 95%.

Полученные данные отражены на рисунке 1.

В режиме 1 несколько более высокие результаты получены с использованием излучателя, расширяющегося к низу: в концентраты восьмой-седьмой перечисток, с содержанием CaF_2 93,55-92,64% извлечение составило, соответственно 68,64-72,69%. Лучшее качество концентрата в режиме 2 получено с применением цилиндрического излучателя. Концентраты 8-ой, 7-ой, 6-ой перечисток содержат 95,9, 95,5 и 94,92% CaF_2, при извлечении в них флюорита 53,52, 56,06 и 59,46%, соответственно. Применение расширяющегося вниз излучателя в этом режиме может обеспечить рост извлечения флюорита в концентрат до 63,93% при массовой доле CaF_2 в нём 95,03%.

Анализ всей совокупности полученных данных показал, что наиболее заметный эффект наблюдается при использовании волновода, расширяющегося вниз.

В результате проведенных исследований установлено, что ультразвуковая обработка растворов собирателей позволяет существенно повысить технологические показатели при флотационном обогащении техногенных флюоритсодержащих хвостов

Список использованных источников

1. Киенко Л.А., Воронова О.В. Исследование обогатимости техногенного флюоритсодержащего сырья Дальнего Востока // Горный журнал. 2018. № 10. С. 78-83.
2. Киенко Л.А., Саматова Л.А., Воронова О.В., Плюснина Л.Н. Разработка и совершенствование технологии переработки тонковкрапленных карбонатно-флюоритовых руд месторождений Приморья // ГИАБ. 2007. № S9. С. 302-307.
3. Находнова А.В., Данилов Е.А., Гончарова Н.Н. и др. Влияние формы ультразвукового излучателя на интенсивность измельчения естественного графита в водной среде // Известия вузов. Химия и химическая технология. 2022. Т. 65. № 7. С. 115-121.
4. Еремин Ю.П., Денисов Г.А., Штерн М.Д., и др. О перспективах использования вибрационных и акустических колебаний на процессы флотации // Обогащение руд. 1981. № 3. С. 24-28.

Investigation of the dependence of indicators of enrichment of man-made raw materials from the shape of the waveguides of the emitters during ultrasonic treatment of the reagents used

Voronova O.V., Kienko L.A.

The effectiveness of ultrasonic treatment of reagents used in the flotation of man-made raw materials is shown. The dependence of the enrichment indicators on the shape of the emitter waveguides used has been established. The use of a downward-expanding radiator ensures the extraction of up to 68.64% of fluorite into high-quality concentrates.

СОВРЕМЕННЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ПРОЦЕССА ПЕННОЙ СЕПАРАЦИИ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩИХ КИМБЕРЛИТОВ

Е.Г. Коваленко, А.Л. Бабушкина, В.А. Чуть-Ды

Институт «Якутнипроалмаз» АК «АЛРОСА» (ПАО), г. Мирный, Российская Федерация

e-mail: kovalenkoeg@alrosa.ru

Рассмотрено и обосновано применение новых реагентов собирателей, способов акустической, тепловой, электрохимической и реагентной обработки водно-минеральных дисперсные систем, а также схем и режимов замкнутого водооборота для повышения эффективности пенной сепарации алмазов.

Основой для модернизации технологического режима на обогатительных фабриках АК «АЛРОСА» являются научные исследования, проведенные в течение последних 15 лет в институте «Якутнипроалмаз» и ИПКОН РАН.

В результате проведенных исследований были определены структура и групповой минеральный состав минеральных покрытий на поверхности гидрофильных алмазов и установлен механизм техногенной гидрофилизации шламовыми классами алюмосиликатов, концентрирующихся в водной фазе подготовительных и основных процессов пенной сепарации в условиях динамического равновесия между шламовыми классами на поверхности минералов и находящихся в водной фазе.

Было дано теоретическое обоснование интенсификации термохимического удаления гидрофильных поверхностных образования с алмазов при сочетании процессов теплового кондиционирования пульпы, обеспечивающего восстановление природной гидрофобности алмазов и повышение интенсивности закрепления собирателя.

Была подтверждена гипотеза решающего вклада закрепления асфальтен-смолистых фракций собирателей на основе мазутов на поверхности алмазов как условия устойчивого закрепления аполярного собирателя и эффективной флотации алмазов. Показана целесообразность повышения адгезионной активности асфальтен-смолистых фракций путем их перевода в растворенную форму.

Были установлены новые зависимости и закономерности изменения фазового состава аполярного собирателя, получаемого при смешивании мазута с дизельной технической фракцией и дегазированной нефтью. Было показано, что образование тонкодисперсных и коллоидных растворов высокомолекулярных компонентов мазута и нефти способствует эффективному закреплению собирателей на алмазах и увеличению повышению их флотируемости.

На основании проведенных исследований была обоснована рациональная совокупность и последовательность стадий очистки алмазов от гидрофилизирующих покрытий в подготовительных операциях (рисунок 1).

На обогатительной фабрике №3 Мирнинского ГОКа был испытан оптимальный режим подготовки питания к процессу пенной сепарации мелких классов алмазов, включающий тепловую обработку алмазосодержащего концентрата острым паром при температуре пульпы 80-85°С, кондиционирование питания с реагентами-собирателями при температуре 30-38°С, и пенную сепарацию при температуре 14-24°С.

Были разработаны технологические режимы подготовки и флотационного обогащения алмазосодержащего продукта, включающий акустическую и тепловую обработку исходного питания, кондиционирование с собирателями, модифицированных добавками дизельной технической фракции и легкой нефти, пенную сепарацию и флотацию в оптимальных температурных режимах с добавками реагентов – диспергаторов шламов и регуляторов кристал-

лизации солей жесткости, а также использование оборотной воды, прошедшей электрохимическую обработку.



Рисунок 1. Технологическая схема передела пенной сепарации ОФ №3 при апробации технологии виброакустической и тепловой обработки исходного питания и продуктов цикла пенной сепарации

Промышленные испытания, проведенные на руде трубок «Айхал» и «Юбилейная» показали высокую эффективность использования модифицированных собирателей. Их применение позволило повысить извлечение алмазов в конечный концентрат на 2-2,9% без увеличения выхода в него минералов кимберлита (таблица 1).

Таблица 1. Основные технологические показатели пенной сепарации с применением модифицированных собирателей

Применяемый собиратель	**Температура, °С**	**Извлечение алмазов в концентрат, %**	**Выход кимберлита в концентрат, %**
Мазут Ф-5	12	78,5	0,87
Ф-5-10	12	80,5	0,84
Ф-5-14	12	81,4	0,88

В процессе пенной сепарации на обогатительной фабрике №14 был испытан и внедрен реагентный режим, предполагающий применение в качестве основного реагента-собирателя компаунда мазута марки Ф-5 и Маччобинской нефти. Результаты показали, что применение компаундного собирателя выбранного состава обеспечивает высокое извлечение алмазов,

равное или превышающее соответствующее значение для реагентного режима, предусматривающего использование мазута Ф-5 (таблица 2).

Таблица 2. Основные показатели работы передела пенной сепарации при разной дозировке смеси мазута Ф-5 и Маччобинской нефти

Расход собирателя, г/т	Расход аэрофлота, г/т	Расход полифосфата натрия, г/т	Производительность, т/ч	Извлечение алмазов, %
Мазут Ф-5				
1000	15	350	14,2	95,5
Мазут Ф-5 +Маччобинская нефть, 1:1				
500	12	500	15,1	94,8
800	15	500	13,6	96,6
1000	15	500	13,9	97,6

Были разработаны и внедрены схемы и режимы комплексного обесшламливания оборотной воды цикла пенной сепарации, базирующиеся на использовании последовательно установленных гидроциклонов и флотоклассифицирующих трехпродуктовых осветлителей ОФГ–1,6М и ОФГ–1,2М, обеспечивающие снижение в 2 раза концентрации шламов в оборотной воде, увеличение степени замыкания водооборота до 85%, снижение расхода свежей воды и флотационных реагентов на 7-10% и повышение извлечение алмазов в концентрат на 1,2% (рисунок 2).

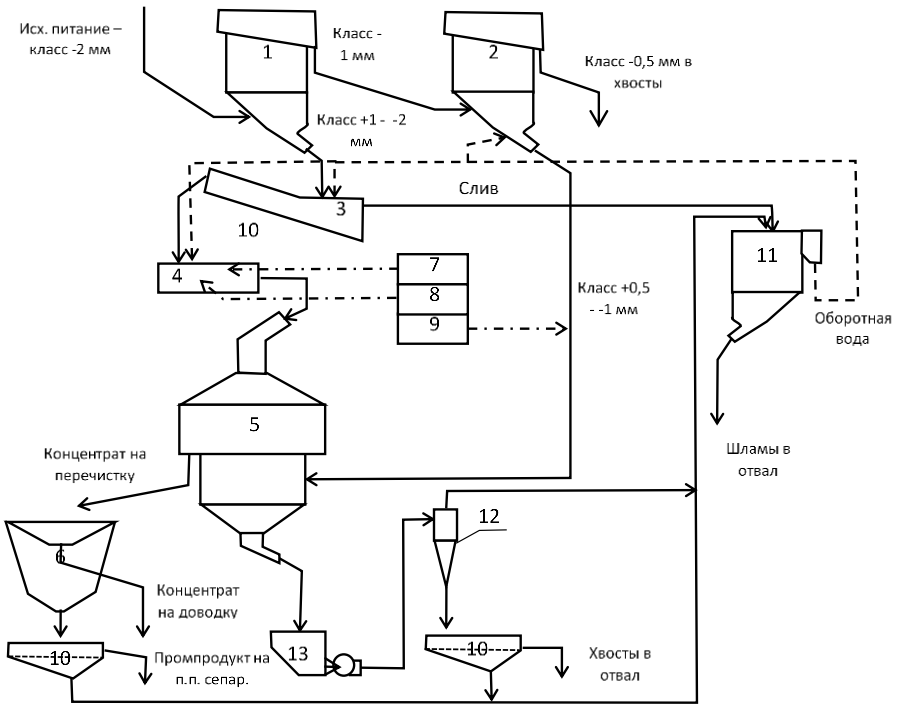


Рисунок 2. Схема цикла пенной сепарации на обогатительной фабрике №3:
1 – классификатор; *2* – дешламатор, *3* – обезвоживающий классификатор; *4* – кондиционер; *5* – пенный сепаратор; *6* – пленочный сепаратор; *7*, *8*, *9* – дозаторы мазута Ф5, аэрофлота бутилового и вспенивателя ОПСБ; *10* – сепаратор для отделения оборотной воды; *11* – сгуститель; *12* – обезвоживающий гидроциклон, *13* – насосные узлы

В результате внедрения достигнуто суммарное повышение извлечения алмазов в цикле пенной сепарации на 8,1% при одновременном сокращении расхода реагентов с общим экономическим эффектом 148 млн руб. в год.

Modern trends in improving the process of foam separation of diamond-bearing kimberlites

Kovalenko E.G., Babushkina A.D., Chut-Dy V.A.

The use of new collector reagents, methods of acoustic, thermal, electrochemical and reagent treatment of water-mineral dispersed systems, as well as schemes and modes of closed water circulation to increase the efficiency of foam separation of diamonds is considered and justified.

МОДИФИЦИРОВАНИЕ СОБИРАТЕЛЕЙ ДЛЯ ФЛОТАЦИИ АЛМАЗОВ ДОБАВКАМИ БИРАСТВОРИМЫХ ОРГАНИЧЕСКИХ СОЕДИНЕНИЙ

И.В. Пестряк, В.В. Морозов, С.П. Лезова

ФГАОУ ВО Национальный исследовательский технологический университет «МИСИС», Москва, Российская Федерация

e-mail: dchmggu@mail

Проведены исследования влияния модификаторов класса бирастворимых органических соединений в составе многокомпонентного собирателя на эффективность флотации алмазосодержащего сырья.

Задачей проводимых исследований был подбор органических соединений – модификаторов в составе многокомпонентного собирателя, позволяющих повысить извлечение алмазов в процессе флотации и пенной сепарации алмазосодержащих кимберлитов. Основным подходом к решению поставленной задачи являлось получение устойчивой эмульсии собирателя в водной фазе флотационной пульпы.

В настоящее время используются комбинированные собиратели, получаемые путем добавления продуктов первичной переработки природной нефти – различных нефтепродуктов и водонефтяных эмульсий к мазутам. Наилучшие результаты достигаются при смешивании водонефтяной эмульсии рудника «Удачный» ВНЭ-У (7,5-12,5%) и мазута флотского Ф-5 (87,5-92,5%) а также при смешивании водонефтяной эмульсии рудника «Интернациональный» ВНЭ-10 (40-54%) и мазута флотского Ф5 (46-60%). При расходе такого многокомпонентного собирателя 760-950 г/т и указанном соотношении компонентов удается достичь извлечения алмазов 84-85%.

Также близкое к оптимальному соотношение нефтяных фракций в многокомпонентном собирателе может быть достигнуто при смешивании водонефтяной эмульсии рудника «Удачный» ВНЭ-У (35%) и дизельного топлива ДТ (65%).

В качестве наиболее эффективного пути повышения флотационной активности и избирательной способности многокомпонентного собирателя нами выбрано направление, предполагающее модифицирование собирателя на основе нефтепродуктов добавкой органических соединений, способствующих формированию адгезионно активной фазы за счет интенсивного тонкого диспергирования в водной фазе нерастворимых в воде нефтепродуктов. В качестве добавок предлагается применение химических реагентов класса водо- и маслорастворимых кетонов: диметилкетона (ацетона), метилэтилкетон, диэтилкетона. Данные карбонильные соединения образуют бинарные системы «нефтяное масло–растворитель». При контакте с водной фазой кетоны полностью или в большей степени переходят в воду, благодаря образованию водородных связей между атомами водорода молекул воды и карбонильными атомами кислорода. Нерастворимые же в воде нефтяные масла образуют ультратонкие капли

диаметром 10^{-6}–10^{-7} м. Такие капли интенсивно закрепляются на поверхности кристаллов алмаза, образуя поверхностные микрокапли, выполняющие функции мостиков, облегчающих адгезию средних и крупных капель нефтепродуктов на алмазах при их сближении.

Дополнительный положительный эффект заключается в снижении температуры застывания собирателя на 5-6°С, что весьма важно при ведении технологических процессов в условиях низких температур.

Применение выбранного подхода позволит уменьшить потери алмазов при флотации и достигнуть требуемого результата при сниженном на 30-40% расходе собирателя.

Для сравнения результатов и формирования общих закономерностей изменения свойств многокомпонентных собирателей на основе нефтепродуктов были построены и изучены зависимости извлечения алмазов при варьировании состава собирателя на основе мазутов.

Анализ характера полученных зависимостей показывает, что максимальное извлечение алмазов при использовании собирателя на основе мазута М-40 и алифатических кетонов достигается в области массовой доли кетонов 10-20% (рисунок 1).

Результаты проведенных экспериментов подтвердили эффективность предложенного способа повышения активности собирателя. Так при использовании собирателей КСМ-1, КСМ-2 и КСМ-3 извлечение алмазов при стандартном расходе возрастает на 5-6% (рисунок 2). Базовое извлечение алмазов на уровне 90% достигается при существенно меньших расходах (500-600 г/т, рисунок 2), чем при использовании собирателя – мазута Ф-5 (1000 г/т). Таким образом, решается задача снижения расхода собирателя и, соответственно, сброса нефтепродуктов в окружающую экосистему.

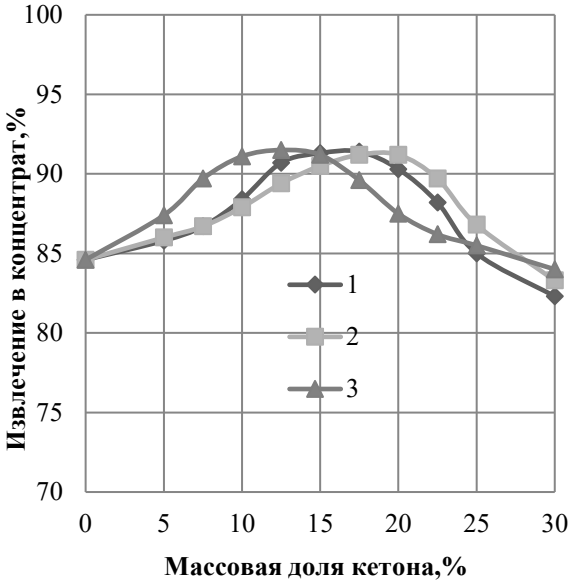


Рисунок 1. Извлечение алмазов при применении собирателей с различной массовой долей кетона:
1 – КСМ-1; 2 – КСМ-2; 3 – КСМ-3

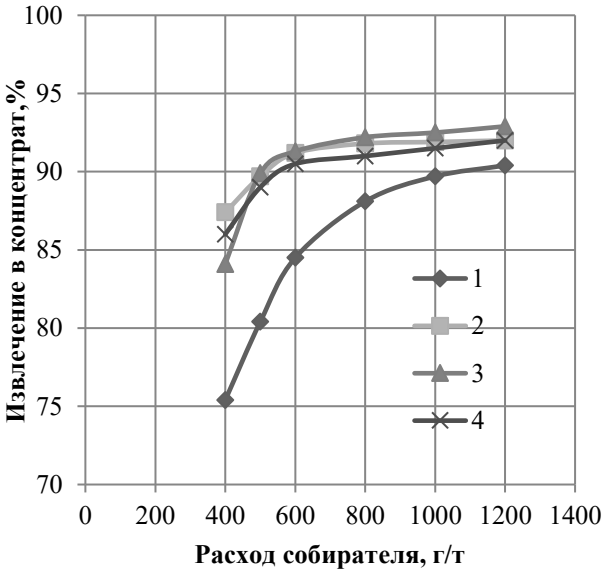


Рисунок 2. Извлечение алмазов в пенной сепарации при применении собирателей:
1 – мазут Ф-5; 2 –КСМ-1; 3 – КСМ-2; 4 – КСМ-3

Для уточнения оптимального состава собирателя в условиях одновременного добавления дизельного топлива и алифатических кетонов, с учетом их взаимного влияния были поставлены флотационные опыты с применением методики факторного эксперимента. С учетом ранее проведенных исследований в качестве центра матрицы был выбран следующий состав собирателя: Мазут М-40 – 65%, дизельное топливо – 32%, метилэтилкетон (МЭК) – 8% при концентрации собирателя 200 мг/л. Результаты экспериментов позволили определить

оптимальный состав собирателя на основе мазута М-40, в котором доля дизельного топлива и МЭК составила 30 и 6%, соответственно. Оптимальная дозировка собирателя составила 7 мг/40 мл=175 мг/л.

Собиратели КСМ-1, КСМ-2, представляющие собой модифицированные дизельной фракцией и карбонильными соединениями собиратели на основе мазута М-40, были испытаны на установке пенной сепарации, работающей в близком к промышленному режиму (расход собирателя 1000 г/т, расход бутилового аэрофлота 50 г/т, расход вспенивателя – 150 г/т). Исходным питанием пенной сепарации являлась заранее приготовленная безалмазная проба кимберлита и алмазные кристаллы крупностью -1,8+1,5 мм.

Результаты стендовых испытаний показали, что в интервале температур 14-24°С достигается извлечение алмазов 90–95% при селективности 82,2–89,25%.

Таблица 1. Основные технологические показатели пенной сепарации

Реагент-собиратель	Извлечение алмазов в концентрат, %	Выход кимберлита в концентрат, %	Селективность, %
Мазут Ф-5	87,5	1,7	85,29
КСМ-1	90,0	6,0	82,2
КСМ-2	95,0	5,0	89,25

Требуемые показатели по извлечению алмазов в случае использования собирателей КСМ-1 и КСМ-2 достигаются при существенно меньшем расходе (500 г/т) чем при использовании базового собирателя - флотского мазута Ф-5 (1000 г/т). Таким образом, решается задача снижения расхода собирателя и, соответственно, сброса нефтепродуктов в окружающую экосистему. Разработанные реагенты рекомендованы к проведению промышленных испытаний.

Modification of collectors for diamond flotation with additives of dual-soluble organic compounds

Pestryak I.V., Morozov V.V., Lezova S.P.

Studies of the effect of dual-soluble organic compound class modifiers in a multicomponent collector on the flotation efficiency of diamond-containing raw materials have been conducted.

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЭФФЕКТИВНОСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ СТРУКТУРНО МОДИФИЦИРОВАННЫХ РЕАГЕНТОВ-СОБИРАТЕЛЕЙ В ЦИКЛЕ ПЕННОЙ СЕПАРАЦИИ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ

В.А. Чуть-Ды[1], Г.П. Двойченкова[2], В.В. Морозов[3], А.Л. Бабушкина[1]

[1] Институт «Якутнипроалмаз» АК «АЛРОСА» (ПАО), г. Мирный, Российская Федерация
[2] ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН», Москва, Российская Федерация
[3] ФГАОУ ВО Национальный исследовательский технологический университет «МИСИС», Москва, Российская Федерация

e-mail: chutdyva@alrosa.ru

Результатами лабораторных флотационных исследований и стендовых испытаний на опытном пенном сепараторе установлена технологическая эффективность структурно модифицированных реагентов-собирателей на основе мазутов Ф-5 и М-40.

Опытом работы с применением пенной сепарации на обогатительных фабриках АК «АЛРОСА» установлена связь между колебанием состава применимых в качестве компаундного собирателя нефтепродуктов и снижением показателей пенной сепарации [1].

В настоящих исследованиях цель работы заключалась в экспериментальном обосновании состава и технологической эффективности модифицированных реагентов-собирателей для повышения эффективности процесса пеной сепарации алмазосодержащего сырья. Создание модифицированных инновационных собирателей заключалось в применении добавок к базовым мазутам, оптимизирующих структуру собирателя и, соответственно, повышающих их основные технологические свойства [2, 3].

Экспериментальные исследования выполнены в два этапа: на установке беспенной флотации в лаборатории ИПКОН РАН и МИСИС и на опытном пенном сепараторе в лаборатории ФМО и ООВ института «Якутнипроалмаз».

По результатам исследований первого этапа, выполненных с использованием ряда перспективных реагентов-собирателей, отобранных для условий пенной сепарации алмазосодержащего материала и коллекций технических природных алмазов, в качестве базовых реагентов–собирателей для последующего модифицирования их состава были выбраны мазут флотский Ф-5 и мазут М-40, показавшие наилучшие результаты при предварительном сравнении по показателю извлечение алмазов и селективности процесса.

В качестве наиболее эффективных модифицирующих добавок **для мазута М-40** по результатам выполненного цикла экспериментальных флотационных исследований на беспенной установке с использованием мономинеральной алмазной фракции установлены: изопропиловый спирт, изобутиловый спирт, Оксипав А1218.30, пропиленгликоль, этилацетат и этилметилкетон (таблица 1).

В качестве наиболее эффективных модифицирующих добавок **для мазута Ф-5** установлены изобутиловый спирт; Оксипав А1218.30; этилметилкетон (таблица 2).

При проведении флотационных опытов на смеси алмазов и кимберлита была подтверждена эффективность выбранных добавок за исключением пропиленгликоля, при использовании которого резко возрастает извлечение кимберлита, что снижает селективность процесса (таблица 3).

Таблица 1. Результаты опытов по флотации алмазов с применением модифицированных собирателей на основе М-40 на оборотной воде

Добавка в собиратель	**Лучшие реагенты**	**Извлечение алмазов, %**		
		вода ОФ14	**вода ОФ3**	**среднее**
ДМС		47,55	49,48	48,52
ИПС	✓	70,42	75,26	72,84
ИБС	✓	71,63	74,74	73,19
ДЭГ		52,78	57,44	55,11
Оксипав 30	✓	69,66	83,77	76,71
ПГ	✓	69,86	77,95	73,91
ЭА	✓	71,63	82,42	77,02
ЭМК	✓	72,73	77,37	75,05

Примечание: ДМС – диметилсульфоксид; ИПС –изопропиловый спирт; ИБС – изобутиловый спирт; ДЭГ – диэтиленгликоль, Оксипав 30 – Оксипав А1218.30; ПГ – пропиленгликоль; ЭА – этилацетат; ЭМК – этилметилкетон

Таблица 2. Результаты опытов по флотации алмазов с применением модифицированных собирателей на основе Ф5 на оборотной воде

Добавка в собиратель	Лучшие реагенты	Извлечение алмазов, %		
		вода ОФ14	вода ОФ3	среднее
ДМС		62,11	39,69	50,90
ИБС	✓	75,13	71,79	73,46
ИПС		70,68	72,36	71,52
Оксипав 30	✓	77,49	87,77	82,63
ДЭГ	✓	63,54	72,41	70,46
ПГ		75,79	60,33	68,06
ЭА		67,01	54,08	60,55
ЭМК	✓	78,01	85,71	81,86
Без добавки		71,88	62,24	67,06

Таблица 3. Показатели флотации смеси алмазов и кимберлита с модифицированными собирателями на основе мазутов Ф-5 и М-40 и разбавления их принятыми добавками

Собиратель	Состав	Лучшие результаты	Извлечение, %		Селективность, %
			алмазов	кимберлита	
Мазут Ф5 (базовый)	Ф-5		69,44	1,30	65,84
Ф-5(Окс)	Ф-5+Оксипав 30	✓	76,92	1,21	70,69
Ф-5(ИБС)	Ф-5+ИБС	✓	75,69	1,44	69,82
Ф-5(ЭМК)	Ф-5 + ЭМК	✓	75,00	1,44	69,14
Мазут М-40 (базовый)	М-40		61,81	1,01	58,77
М-40 (ИПС)	М-40 +ИПС	✓	70,75	0,86	68,17
М-40 (Окс)	М-40 + Оксипав 30	✓	72,30	1,08	69,06
М-40 (ПГ)	М-40 +ПГ		69,39	2,59	61,61
М-40 (ЭА)	М-40 + ЭА	✓	71,72	1,44	67,39
М-40 (ЭМК)	М-40 + ЭМК	✓	72,60	1,52	68,03

По результатам флотационных опытов на смеси алмазов и кимберлита, представленных в таблице 1, был также определен ожидаемый прирост извлечения алмазов при последующем использовании модифицированных собирателей в заданных условиях:

- на основе мазута Ф-5 – 5,6 % – 7,35 %,
- на основе мазута М-40 – 7,8 % – 10,4 %.

Селективность процесса при использовании модифицированных собирателей возрастает:

- для собирателей на основе мазута Ф-5 – на 3,4% – 5,53%,
- для собирателей на основе мазута М-40 – на 8,62% – 10,96%.

Таким образом, по результатам первого этапа экспериментальных исследований созданные модифицированные реагенты – собиратели на основе мазутов Ф-5 и М-40 с установленными эффективными добавками (таблица 3) были рекомендованы к последующим испытаниям на опытном пенном сепараторе.

Второй этап экспериментальных исследований с применением разработанных модифицированных реагентов-собирателей выполнен в период с 27.03.2025 г. по 23.04.2025 г. на опытном пенном сепараторе в лаборатории института «Якутнипроалмаз».

Цель данного этапа исследований заключалась в оценке технологической эффективности разработанных модифицированных реагентов-собирателей для условий промышленного

процесса пенной сепарации и отбора наиболее эффективных для последующих опытно-промышленных испытаний в схемах обогатительных фабрик АК «АЛРОСА»

В процессе опытных испытаний изучена технологическая эффективность модифицированных реагентов-собирателей, созданных на основе мазутов: Ф5 (флотский мазут) и М40 (топочный мазут), с добавлением в них модифицирующих добавок.

Оценка эффективности применения новых реагентов в процессе пенной сепарации алмазосодержащего сырья проводилась специалистами лаборатории ФМО и ООВ института «Якутнипроалмаз» по результатам серии опытов с определением извлечения алмазов.

Таблица 4. Результаты испытаний базовых и модифицированных реагентов на пенном сепараторе

Наименование образца собирателя	Сокращение	Извлечение алмазов, %	Лучшие собиратели
Мазут флотский Ф-5 без добавок	***Ф-5***	***50***	
Мазут флотский Ф-5 с добавлением изобутилового спирта	Ф-5 (ИБС)	13	
Мазут Ф-5 с добавлением этилметилкетона	Ф-5 (ЭМК)	38	
Мазут Ф-5 с добавлением Оксипав А1218.30	Ф-5 (ОКС)	25	
Мазут топочный М-40 без добавок	***М-40***	***15***	
Мазут М-40 с добавлением Оксипав А1218.30	М-40 (ОКС)	**72**	✓
Мазут М-40 с добавлением изопропилового спирта	М-40 (ИПС)	38	
Мазут М-40 с добавлением 20 % дизельной фракции	М-40-20	65	✓
Мазут М-40 с добавлением 20 % дизельной фракции и ОКСИПАВ	М-40-20 (ОКС)	75	✓
Мазут флотский Ф-5 с добавлением 14 % дизельной фракции, принят за контрольный базовый	***Ф-5-14***	***58***	
Мазут Ф-5-14 с добавлением изобутилового спирта	Ф-5-14 (ИБС)	43	
Мазут Ф-5-14 с добавлением этилметилкетона	Ф-5-14 (ЭМК)	63	✓

На основании результатов предварительно выполненных исследований и утвержденной методики в опытных экспериментах принят следующий режим испытаний: навеска 30 г безалмазного материала крупностью-1,6+1,0 мм, содержание шламов в безалмазной навеске 7% и уровень пенного слоя средний (1,5-2,5 см). Проба алмазов составляла 20 природных кристаллов крупностью -1,6+1,2 мм. Расход базового собиратель составлял 80 г/т, бутилового аэрофлота – 15 г/т.

Результатами испытаний модифицированных собирателей на опытном пенном сепараторе в условиях, близких к промышленным, подтверждена эффективность следующих реагентов нового состава: Ф-5-14 (ЭМК), М-40 (ОКС), М-40–20, М-40-20 (ОКС) (см. таблицу 4).

Эти собиратели были рекомендованы к последующим испытаниям в промышленных схемах пенной сепарации на алмазоизвлекающих фабриках АК «АЛРОСА».

Список использованных источников

1. Смольников В.А., Бычкова Г.М., Специус З.В. и др. Перспективные способы повышения флотируемости алмазов // Горный журнал. 1999. №5. С. 33-36.
2. Махрачев А.Ф., Двойченкова Г.П., Лезова С.П. Исследование и оптимизация состава компаундных собирателей для пенной сепарации алмазов // ГИАБ. 2018. 11. С. 178-185.
3. Морозов В.В., Коваленко Е.Г., Двойченкова Г.П., Пестряк И.В., Лезова С.П. Современные направления повышения эффективности пенной сепарации алмазосодержащих кимберлитов // Горные науки и технологии. 2024. 9 (2). С. 134-145.

Technological efficiency of using structurally modified collector reagents
in the foam separation cycle of diamond–containing raw materials

Chut-Dy V.A., Dvoichenkova G.P., Morozov V.V., Babushkina A.L.

The results of laboratory flotation studies and bench tests on an experimental foam separator have established the technological efficiency of structurally modified collector reagents based on fuel oil F-5 and M-40.

ВЛИЯНИЕ ШЛАМОВ НА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ ПРОЦЕССА ПЕННОЙ СЕПАРАЦИИ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ

Т.А. Селляхова, А.Л. Бабушкина
Институт «Якутнипроалмаз» АК «АЛРОСА» (ПАО), г. Мирный, Российская Федерация
e-mail: SellyakhovaTA@alrosa.ru

Результатами стендовых испытаний на опытном пенном сепараторе в условиях, близких к промышленным, установлены снижение извлечения алмазов при флотации шламсодержащего кимберлитового материала и необходимость применения депрессоров кимберлита в реагентных режимах пенной сепарации алмазосодержащих руд с высоким содержанием первичных шламов.

Водно-шламовые схемы алмазодобывающих фабрик состоят на 90-95% из оборотного водоснабжения, что приводит к повышенному содержанию шламов в технологических водных системах, и как следствие, к нарушению технологического процесса в условиях замкнутого водооборота.

Первичные шламы образуются в процессе выветривания горных пород под влиянием колебаний температуры, воздействия воды, углекислоты и кислорода (например, выветривается полевой шпат – образуется глинистый минерал – каолинит).

Вторичные шламы – образуются в процессе транспортировки и переработки горной массы, поступающей на обогатительную фабрику.

Тонкие частицы обладают высокой поверхностной энергией не только за счет увеличенной удельной поверхности, но и вследствие повышенной поверхностной активности.

Руды, содержащие первичные шламы в виде глинистых частиц, относятся к наиболее труднообогатимым. Для рудного материала имеется оптимальный интервал крупности в различных процессах обогащения, обеспечивающий максимальную селективность разделения минеральных зерен. За пределами этой крупности наблюдается резкое падение извлечения и, соответственно, ухудшение показателей обогащения.

Накопление шламов в процессах обогащения обуславливает негативное влияние на все процессы обогащения – от подготовки исходного материала до обработки полученных концентратов, в том числе на процессы с обезвоживанием и рециркуляцией. Это ведет к ухудшению фильтрации, так как шламы замедляют обезвоживание продуктов, увеличивая влажность концентрата и хвостов и накопление шламов в оборотной воде. Наиболее отрицательное влияние шламы оказывают на такие процессы обогащения алмазосодержащего сырья, как тяжелосредная и пенная сепарации.

Наличие в руде, поступающей на кондиционирование с реагентами частиц отвальной крупности менее 0,5 мм и особенно тонких шламов (-0,071 мм) обусловливает первичное взаимодействие с ними флотационных реагентов. Тонкие шламы связывают значительное количество реагентов, что связано с их большой удельной поверхностью и повышенной

активностью, то есть увеличивается расход реагентов. Доказано, что присутствие в пене материала крупностью -0,5 мм снижает несущую способность пены, поэтому тщательное обесшламливание руды является одним из основных требований для эффективного ведения процесса и получения высоких технологических показателей. В целом ряде случаев тонкие частицы минералов пустой породы разубоживают пенный продукт. Скорость флотации в присутствии тонких шламов обычно снижается.

В лаборатории ФМО и ООВ института «Якутнипроалмаз» выполнен цикл экспериментов, подтверждающий отрицательное влияние тонких шламов на извлечение алмазных кристаллов в процессе пенной сепарации. Лабораторные опыты проводились с различным содержанием шламов в пробе и различных уровнях пенного слоя. Результаты экспериментов представлены в таблице 1.

Таблица 1. Результаты стендовых исследований влияния шламов на извлечение алмазов в концентрат пенной сепарации при расходе аэрофлота 150 мл/т

№ опыта	Реагент-собиратель		Содержание шламов в пробе, %	Среднее извлечение, %	
	наименование	расход, г/т			
Уровень пены 0,5-1,5 (тонкий)					
1.	Мазут Ф-5	60-80	0	90	✓
2.	Мазут Ф-5	60-80	50	0	
3.	Ф-14	700-800	0	95	✓
4.	Ф-14	700-800	50	0	
5.	Ф-14	60-80	0	90	✓
6.	Ф-14	60-80	33	20	
7.	Ф-14	60-80	20	38	
Уровень пены 1,5-2,5 (средний)					
8.	Ф-14	60-80	20	40	
9.	Ф-14	60-80	7	58	
10.	Ф-14	60-80	0	100	✓
11.	Ф-5 + ИБС	60-80	20	13	
12.	Ф-5 + ИБС	60-80	7	27	
13.	Ф-5 + ЭМК	60-80	20	13	
14.	Ф-5 + ЭМК	60-80	7	38	
15.	М-40 + ОКС	60-80	20	53	
16.	М-40 + ОКС	60-80	7	72	
17.	М-40 + ИПС	60-80	20	15	
18.	М-40 + ИПС	60-80	7	38	

Стендовые исследования выполнены на рудном безалмазном кимберлитовом материале с различным исходным содержанием шламов. Согласно методике проведения экспериментов, навеска безалмазного материала-кимберлита составляла 30 г крупностью-1,6+1,0 мм, содержание шламов в ней изменялось от 0 до 50%. В экспериментах использованы природные черновые (не обработанные) алмазы крупностью -1,6+1,2 мм. Реагентный режим опытной пенной сепарации соответствовал режиму промышленных схем обогатительных фабрик АК «АЛРОСА». В качестве реагентов-собирателей использованы модифицированные реагенты, созданные на базе стандартных мазутов (Ф-5 – флотский, М-40 – топочный) с добавлением в них соответствующих модифицирующих добавок. Модифицированные реагенты получены в рамках опытной экспериментальной работы, выполненной институтом «Якутнипроалмаз» совместно с институтами МИСИС и ИПКОН РАН. В качестве водной системы

использована минерализованная оборотная вода, отобранная на обогатительной фабрике №3 Мирнинско-Нюрбинского ГОКа.

Для приготовления шламов небольшая часть безалмазного материала, применяемого для лабораторных исследований, засыпалась в лабораторную шаровую мельницу и на разных режимах проводилось измельчение; далее измельченный материал рассеивался на сите 0,5 мм. Материал -0,5 мм (далее – шламы) добавлялся в навеску безалмазной пробы в необходимом количестве. Общий вес навески составлял 30 г.

Анализ представленных результатов показывает:

– при отсутствии первичных шламов в исходной навеске кимберлита извлечение алмазов с использованием стандартных базовых мазутов при различных расходах в исследуемых условиях составляет 90-100% (опыты №№ 1, 3, 5, 10, помечено ✓);

– при добавлении шламов в среднем до 20% снижает извлечение алмазов до 13-30%.

– при добавлении шламов до 50% извлечение алмазов снижается до 0%.

Таким образом, результатами полученных экспериментальных данных установлено:

– в реагентном режиме пенной сепарации шламсодержащего кимберлитового материала необходимо применение депрессоров шламов как с использованием стандартных собирателей (мазут Ф-5), так и модифицированного на его основе Ф-14 (мазут Ф-5+14% дизельного топлива), принятого к использованию в настоящее время в технологии пенной сепарации на обогатительных фабриках АК «АЛРОСА»;

– применение экспериментальных модифицированных собирателей на основе мазута М-40 также не обеспечивает в присутствии шламов требуемого извлечения алмазов (90-100%) в отсутствии депрессоров шламовых продуктов.

The effects of sludge on the technological parameters of the process of foam separation of diamond-containing raw materials

Sellyakhova T.A, Babushkina A.L.

The results of bench tests on an experimental foam separator under conditions close to industrial ones have revealed a decrease in diamond extraction during flotation of slurry-containing kimberlite material and the need to use kimberlite depressors in reagent modes of foam separation of diamond-containing ores with a high content of primary sludge.

МЕХАНИЗМЫ ВИБРАЦИОННОЙ СЕГРЕГАЦИИ ТЯЖЁЛЫХ КОМПОНЕНТОВ В МИНЕРАЛЬНОЙ СРЕДЕ

О.Ю. Очосов, А.И. Матвеев

ФГБУН ФИЦ «Якутский научный центр Сибирского отделения РАН»,
Институт горного дела Севера им. Н.В. Черского, г. Якутск, Российская Федерация

e-mail: ochos@mail.ru

Представлены результаты экспериментальных исследований по влиянию направленных вибрационных колебаний на процесс сегрегации минеральных смесей, проведённые на лабораторном вибрационном стенде с использованием моделей сосудов различной геометрии. Установлена эффективность горизонтальных вибраций и наклонных стенок сосуда в формировании плотных слоёв тяжёлых частиц, таких как магнетит, в обогащаемой минеральной постели.

Сегрегация минеральных смесей под действием вибрационных воздействий представляет собой один из ключевых процессов, лежащих в основе современных методов обогащения полезных ископаемых, особенно при переработке тяжёлых минералов, таких как магнетит, вольфрамит и золотоносные концентраты. Под действием вибраций происходит перераспределение частиц различной плотности, размеров и формы, приводящее к формированию плотных и разреженных слоёв в объёме минеральной постели. Эффективность данного процесса напрямую зависит от характера вибрационного воздействия, а также геометрических и физико-механических параметров системы.

В настоящей работе проведено экспериментальное исследование влияния направленных вибрационных колебаний на процессы осаждения и расслоения минеральной смеси, состоящей из кварцевого песка с добавлением тяжёлого компонента – магнетита. Основной целью экспериментов являлось определение оптимальных параметров вибрационного воздействия (в том числе частоты, амплитуды и ориентации вибраций) и выявление роли геометрии сосуда в процессе сегрегации. Отдельное внимание было уделено исследованию условий формирования устойчивого вибрационного градиента и его влияния на поведение минеральных частиц различной плотности в объёме вибрирующего сосуда.

Эксперименты проводились в лабораторных условиях с использованием специально разработанного вибрационного стенда, оснащённого приводом с регулируемой частотой вращения (в диапазоне от 250 до 1750 об/мин) и механизмом изменения амплитуды колебаний (от 0,25 до 3 мм). Для имитации условий, приближенных к промышленным, использовались два типа прозрачных акриловых сосудов: один с вертикальными стенками и квадратным основанием, второй – с наклонными стенками, образующими угол 35° к горизонтали. Последняя геометрия позволяла смоделировать условия направленного вибрационного градиента и усиленной сегрегации.

В качестве модельной минеральной смеси применялась система кварцевого песка с фракцией 0,3–0,5 мм и добавкой 5% магнетита, имеющего аналогичную гранулометрическую характеристику, но значительно большую плотность. Это позволило проследить поведение тяжёлых частиц в среде легковесного материала при различных режимах вибрационного воздействия. Анализ результатов проводился с использованием визуального наблюдения через прозрачные стенки сосуда, а также методом пробоотбора с последующим весовым определением содержания магнетита в слоях.

Результаты экспериментов показали, что характер вибрационного воздействия оказывает решающее влияние на эффективность сегрегации. Горизонтальные вибрации продемонстрировали значительно более выраженный эффект по сравнению с вертикальными, особенно при сочетании с сосудами с наклонными стенками. Максимальное содержание магнетита в нижнем слое достигало 13,13% при частоте 1500 об/мин и амплитуде 1 мм, тогда как при аналогичных условиях, но вертикальной ориентации вибраций, содержание составляло лишь 9,40%. Такое различие объясняется действием вибрационного градиента, способствующего интенсивному смещению тяжёлых частиц к основанию сосуда по наклонной траектории.

Дополнительно наблюдался эффект самоорганизации минеральной постели: при достижении определённой критической частоты и амплитуды формировались устойчивые слоистые структуры, сохраняющиеся даже после кратковременной остановки вибрации. Это свидетельствует о возможности использования вибрационного метода не только для повышения эффективности процессов обогащения, но и для первичной сортировки и предварительного концентрирования тяжёлых компонентов в сложных полиминеральных смесях.

Таким образом, проведённое исследование подтверждает перспективность использования направленных вибрационных воздействий – в особенности горизонтальных – в сочетании с конструктивными решениями типа наклонных стенок для повышения селективности и производительности процессов гравитационного обогащения. Полученные результаты могут быть применены при проектировании вибрационного оборудования и вибростолов нового поколения для обогащения рудных и россыпных месторождений. В перспективе планируется расширить область исследований на многокомпонентные смеси с варьированием плотности и формы частиц, а также включением реальных руд с содержанием золота и редкоземельных минералов.

Список использованных источников

1. Блехман И.И. Вибрационная механика. М.: Наука, 1994. 320 с.
2. Вайсберг Л.А., Блехман И.И. Влияние параметров вибрации на процессы сегрегации частиц // Вестник механики. 2010. № 4. С. 45–50.
3. Резник Ю.Н., Богомягков А.А. Применение вибрационных механических устройств для интенсификации процессов обогащения полезных ископаемых // Современные наукоемкие технологии. 2022. № 5. С. 89–97.
4. Фирсова А.Д. Вибрационные устройства для обогащения и классификации с неоднородными полями колебаний // Журнал инженерной механики. 2018. Т. 22, № 6. С. 34–40.

Influence of directed vibrational oscillations on mineral bed segregation

Ochosov O.Yu., Matveev A.I.

The paper presents the results of experimental studies on the influence of directed vibrational oscillations on the segregation of mineral mixtures. The experiments were conducted on a laboratory vibration stand using model vessels with different geometries. The study found that horizontal vibrations and inclined vessel walls significantly improve the concentration of heavy particles such as magnetite in the mineral bed.

ЛАБОРАТОРНЫЕ ИСПЫТАНИЯ МАГНИТНОГО ГИДРОЦИКЛОНА НОВОЙ КОНСТРУКЦИИ НА МАГНЕТИТСОДЕРЖАЩИХ ПРОМПРОДУКТАХ

П.А. Сыса, А.А. Лавриненко

ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН», Москва, Российская Федерация

e-mail: pavel_syssa@mail.ru

В статье описаны результаты проведенных испытаний магнитного гидроциклона новой конструкции, предназначенного для обогащения тонкоизмельченных магнетитовых суспензий.

Снижение вкрапленности перерабатываемой магнетитсодержащей руды создаёт дополнительные проблемы в области их переработки. Одной из них является известная низкая эффективность магнитных сепараторов при работе на тонкодисперсном питании (99% -40 мкм) [1]. Также проблемой является выделение сростков на последних стадиях обогащения [2]. Для решения этой проблемы применяется тонкое грохочение, с помощью которого отделяется более тонкий раскрытый продукт от относительно более крупного недораскрытого [3]. Эксплуатация такого оборудования связана с большими затратами и на практике не даёт требуемой

эффективности разделения. Также в связи с большой нагрузкой часто возникают механические повреждения просеивающей поверхности.

Традиционным методом классификации является классификация при помощи гидроциклонов, которые тоже не имеют 100% эффективности, но гораздо проще в обслуживании и требуют меньше капитальных затрат [4, 5]. Поскольку обогащаемый материал обладает ярко выраженными магнитными свойствами, напрашивается идея снабдить гидроциклон магнитной системой, добавляющей к признаку разделения по гидравлической крупности признак разделения по уровню магнитной восприимчивости частиц.

В ИПКОН РАН создан и успешно испытан магнитный гидроциклон (МГЦ) новой конструкции, являющийся логическим продолжением линейки магнитных гидроциклонов, запатентованных ранее [6]. В основе его конструкции лежит классический гидроциклон, снабженный магнитной системой для извлечения магнитного продукта в слив. Новый МГЦ лишен некоторых недостатков, присущих предыдущим вариантам исполнения МГЦ. Уменьшено почти до нуля рассеяние магнитного поля, вследствие чего снижена потребляемая мощность до уровня, обеспечивающего длительную непрерывную работу без перегрева. При этом магнитное поле сконцентрировано в рабочей области благодаря особой форме сердечника магнитной системы. В новом варианте МГЦ отсутствуют щелевые отверстия для выноса концентрата, которые были узким местом (повысилась общая износостойкость конструкции и снизилась вероятность забивания разгрузки магнитными флокулами). В данный момент заявка на патент конструкции магнитного гидроциклона находится на рассмотрении.

Цель испытаний – проверка работоспособности нового аппарата на реальном сырье тонкого помола, которое, как известно, трудно обогащается традиционными магнитными методами.

В ходе испытаний лабораторный МГЦ с диаметром цилиндрической части 30 мм показал устойчивую работу и хорошую повторяемость результатов. Испытательный стенд состоит из лабораторного зумпфа объёмом 4 л, лабораторного источника питания и собственно МГЦ.

Исходным питанием были хвосты горно-обогатительного комбината крупностью 95% -40 мкм и содержанием Fe 37,1% и 15% твёрдого. Также МГЦ испытывался на магнетитсодержащем промпродукте крупностью 80% -40 мкм и содержанием Fe 67,3% при той же плотности суспензии.

В ходе испытаний изменялись такие параметры, как уровень магнитной индукции, скорость подачи суспензии и размер песковой насадки.

Исследования показали, что влияние изменения магнитной индукции на работу МГЦ идентично влиянию этого параметра в предыдущих конструкциях, а именно, с повышением уровня магнитной индукции содержание железа в сливе увеличивается незначительно, но существенно увеличивается извлечение железа в слив. На практике довольно редки случаи, когда необходимо регулировать уровень извлечения в меньшую сторону, поэтому в следующих опытах уровень магнитной индукции устанавливался на максимум (для данной конструкции 0,2 Тл в центре магнитной системы). Для сравнения и подтверждения эффекта магнитного разделения проводились опыты без подачи тока в магнитную систему. В этом случае МГЦ ведёт себя как классический гидроциклон и распределение железа меняется между насадками: пески становятся более богатыми, чем слив.

Скорость подачи суспензии оказывает существенное влияние на работу МГЦ. С увеличением этого параметра изменяется распределение извлечения между песковой насадкой и сливом: с увеличением скорости извлечение железа в слив повышается. Это объясняется увеличением центробежной силы, перемещающей относительно тяжелые частицы сростков к

стенкам аппарата и в конечном итоге в пески. Повышение скорости подачи позволяет сделать процесс разделения более селективным, т.е. выделять из смеси относительно слабомагнитную часть материала. Этим объясняется увеличение извлечения железа в пески, являющиеся в нашем случае хвостами. Качество слива (концентрата) немного снижается (на 0,5-1%), что объясняется потерей тонкой части магнетита. Таким образом для имеющегося уровня магнитной индукции в магнитной системе МГЦ существует оптимум скорости подачи питания, обусловленный необходимостью создать центробежную силу, противодействующую магнитной на требуемом уровне.

Размер песковой насадки определяет, как и в обычном гидроциклоне, соотношение выходов по пульпе между песковой насадкой и сливом. При этом песковая насадка должна соответствовать предполагаемому выходу песков. В случае недостаточной её производительности часть песков, не прошедших в неё, увлекается в слив и разубоживает концентрат. В случае чрезмерно большой песковой насадки снижается давление в сливе, что мешает своевременной эвакуации накопленного магнетита через слив и попадание его в пески.

В целом МГЦ показал хорошие результаты. Возможно обогащение зашламованных суспензий, в результате чего получается концентрат, пригодный для дальнейшей доводки или для продажи, в зависимости от качества исходного продукта. МГЦ позволяет поднять качество концентрата на 5-10% с выделением среднемагнитных хвостов, содержащих кварц, сростки и слабомагнитные соединения железа. Извлечение зависит от качества исходного продукта и находится в пределах 75-90%. Извлечение железа в концентрат прямо пропорционально изменению магнитной индукции, создаваемой магнитной системой.

Список использованных источников

1. Якубайлик Э.К., Ганженко И.М., Бутов П.Ю., Килин В.И. Снижение потерь железа при мокрой сепарации в высоких полях // Журнал СФУ. Техника и технологии. 2016. №8.
2. Опалев А.С., Черезов А.А. Опыт освоения магнитно-гравитационной сепарации на предприятиях России и стран СНГ для повышения качества железорудного сырья // Горная промышленность. №3. 2023. С. 122-128.
3. Пелевин А.Е. Повышение качества концентрата путем применения тонкого грохочения в стадиях измельчения железных руд // Черные металлы. 2023. №10. С. 7-15.
4. Исмагилов Р.И., Козуб А.В., Гридасов И.Н. и др. Современные направления повышения эффективности переработки железистых кварцитов на примере АО «Михайловский ГОК им. А.В. Варичева» // Горная промышленность. №4. 2020. С. 98-103.
5. Пелевин А.Е., Сытых Н.А. Особенности процесса классификации в гидроциклонах при измельчении титаномагнетитовой руды // Известия вузов. Горный журнал. 2021. №1. С. 74-84.
6. Патент 2748911 РФ: Способ извлечения магнитной фракции из потока суспензии и устройство для его осуществления / Сыса П.А., Лавриненко А.А., Агарков И.И. 01.06.2021. БИ №16.

Laboratory tests of a magnetic hydrocyclone of a new design
on magnetite-containing industrial products

Sysa P.A., Lavrinenko A.A.

The article describes the results of tests of a magnetic hydrocyclone of a new design designed for the enrichment of finely ground magnetite suspensions.

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ СУХОЙ МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ МАГНЕТИТОВЫХ РУД

А.Е. Пелевин

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Российская Федерация

e-mail: a-pelevin@yandex.ru

Представлены результаты сухой магнитной сепарации титаномагнетитовой руды Гусевогорского месторождения. Рассмотрены применение схемных решений и уменьшения крупности исходной руды для повышения эффективности сухой магнитной сепарации. Результаты исследований показали возможность увеличения выхода хвостов СМС с 10 до 24%.

Сухая магнитная сепарация (СМС) применяется в схемах обогащения магнетитовых руд для удаления крупнокусковых хвостов сухим способом после стадий дробления. Экономическая эффективность применения предварительного обогащения железных руд с помощью СМС заключается:

1. В снижении затрат на последующее измельчение.
2. В снижении затрат на хвостовое хозяйство и оборотное водоснабжение.
3. В повышении прибыли предприятия за счёт получения щебня из немагнитного продукта СМС (не для всех ГОКов).

Сухая магнитная сепарация магнетитовых руд является развитым процессом обогащения. Разработаны высокопроизводительные сепараторы, в том числе с повышенными индукциями магнитного поля [1]. Использование сухого обогащения позволяет отнести СМС к низкозатратным и экологичным технологиям.

Сухая магнитная сепарация применяется после первой стадии дробления при крупности -300+0 мм (в т.ч в карьерах) и после второй стадии дробления при крупности -80(70)+0 мм. Основное применение СМС нашла после третьей стадии дробления при крупности от P_{95}=30 мм до P_{95}=10 мм [2, 3].

Исследования выполнены для пробы титаномагнетитовой руды, отобранной на Качканарском ГОКе. Крупность пробы мелкодроблёной руды составила P_{95}=30 мм. На ОФ КГОКа применяются двухбарабанные сепараторы 2ПБС-90/250А с индукциями магнитного поля (*B*) на верхнем и нижнем барабанах, соответственно 0,15 и 0,24 Тл. Выход хвостов СМС составляет порядка 10 %. Содержание Fe в хвостах составляет порядка 6,3%.

При исследованиях в лабораторных условиях оценивалась возможность снижения содержания Fe в хвостах до уровня 6% при повышении выхода хвостов СМС до 20% в основном за счёт уменьшения крупности питания СМС до P_{95}=10 мм.

На первом этапе выполнены теоретические расчёты величины магнитной силы и индукции магнитного поля, достаточной для извлечения в магнитный продукт частиц различной крупности с заданной граничной величиной удельной магнитной восприимчивости (для титаномагнетитовой руды КГОКа). Результаты математического моделирования показали, что при снижении крупности мелкодроблёной руды с P_{95}=30 мм до P_{95}=10 мм можно уменьшить индукцию магнитного поля нижнего барабана сепаратора 2ПБС-90/250 с 0,24 до 0,15 Тл.

На втором этапе выполнено экспериментальное моделирование разделения в двухбарабанном сепараторе по существующей и рассматриваемой технологии (таблица 1). Эффективность СМС рассчитана по критерию Ханкока-Луйкена.

Таблица 1. Результаты СМС по схемам А, Б, В и Г

Продукт	Выход, %	Содержание Fe, %	Извлечение Fe, %	Эффективность СМС, %
Схема А, P_{95}=30 мм, B_1=0,15 Тл, B_2=0,24 Тл – существующая схема				
Промпродукт	89,78	16,89	95,91	7,29
Хвосты	10,22	6,32	4,09	–
Схема Б, P_{95}=30 мм, B_1=0,08 Тл, B_2=0,15 Тл				
Промпродукт	73,89	18,67	87,23	15,85
Хвосты	26,11	7,73	12,77	–
Схема В, P_{95}=10 мм, B_1=0,08 Тл, B_2=0,15 Тл				
Промпродукт	77,14	18,71	91,31	16,83
Хвосты	22,86	6,01	8,69	–
Схема Г, P_{95}=10 мм, B_1=0,08 Тл, B_2=0,15 Тл				
Промпродукт	75,93	18,99	91,18	18,12
Хвосты, -6+0 мм	17,89	5,57	6,31	–
Хвосты, -12+0 мм	6,18	6,43	2,51	
Суммарные хвосты	24,07	5,79	8,82	
Руда	**100,00**	**15,81**	**100,00**	

Сравнение результатов обогащения продукта крупностью P_{95}=30 мм по схеме А (существующая схема) и по схеме Б (пониженная индукция магнитного поля) показало, что эффективность сепарации увеличилась с 7,29 до 15,85%. Однако схема Б не рекомендуется к применению в связи резким повышением содержания железа в хвостах СМС с 6,32 до 7,73%.

Уменьшение крупности питания СМС с P_{95}=30 мм до P_{95}=10 мм сразу привело к достижению необходимого результата. Выход хвостов СМС по сравнению с существующей схемой увеличился с 10,22 до 22,86% при снижении содержания Fe в хвостах с 6,32 до 6,01% (см. таблицу 1).

На втором этапе выполнено экспериментальное моделирование схемы Г с раздельной СМС двух классов крупности -6+0 и -12+0 мм. Эта схема требует предварительного грохочения на сите 6 мм перед СМС. Схема Г оказалась самой эффективной и принята к рассмотрению. Выход хвостов увеличился до 24,7% при минимальном содержании Fe в хвостах, равном 5,79% (таблица 1).

Список использованных источников

1. Пелевин А.Е. Повышение эффективности обогащения железорудного сырья путем применения сепарации в повышенном магнитном поле // Черные металлы. № 1. 2022. С. 31–36.
2. Пелевин А.Е. Технологии обогащения железных руд России и пути повышения их эффективности // Записки Горного института. 2022. Т.256. С.579-592.
3. Пелевин А.Е., Сытых Н.А., Черепанов Д. В. Влияние крупности частиц на эффективность сухой магнитной сепарации // ГИАБ. 2021. № 11-1. С. 293–305.

Improving the efficiency of using dry magnetic separations during the enrichment of magnetite ores

Pelevin A.E.

The results of dry magnetic separation of titanomagnetite ore from the Gusevogorskoye deposit are presented. The application of circuit solutions and reduction of the size of the initial ore to increase the efficiency of dry magnetic separation are considered. The research results have shown the possibility of increasing the yield of DMS tails from 10 to 24%.

ОБОСНОВАНИЕ РЕЖИМА МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ ПРИ ОБРАБОТКЕ КОНЦЕНТРАТОВ ТЯЖЕЛОСРЕДНОЙ СЕПАРАЦИИ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩИХ РОССЫПЕЙ

А.С. Тимофеев[1], Ю.Н. Никитина[2], Г.П. Двойченкова[1], Ю.А. Подкаменный[1,3]

[1] ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН», Москва, Российская Федерация

[2] Институт «Якутнипроалмаз» АК «АЛРОСА» (ПАО), г. Мирный, Российская Федерация

[3] Политехнический институт (филиал) «Северо-Восточный федеральный университет им. М.К. Аммосова», г. Мирный, Российская Федерация

e-mail: timofeev_ac@mail.ru

Результатами промышленных испытаний установлена технологическая эффективность применения магнитной сепарации для сокращения черновых гравитационных концентратов тяжелосредной сепарации алмазосодержащих песков за счет извлечения сидерита на 73,3%.

Результатами ранее выполненных исследований установлено, что одной из проблем тяжелосредной сепарации (ТСС) алмазосодержащего материала россыпных месторождений Западной Якутии является вопрос повышения качества черновых гравитационных концентратов основного цикла ТСС [1].

В результате минералогических исследований проб алмазосодержащего сырья отдельных россыпных месторождений Западной Якутии диагностировано наличие в них высоких содержаний тяжелых минералов, в том числе магнетита и сидерита, количество и магнитные свойства которых позволили рассмотреть возможность сокращения выхода концентрата ТСС алмазосодержащего сырья аналогичного типа за счет удаления из него установленных минералов применением метода магнитной сепарации.

Испытания по оценке технологической эффективности применения магнитной сепарации как способа повышения качества черновых концентратов ТСС были выполнены при последовательном использовании слабомагнитных (2000 Э) и сильномагнитных (14000 Э) сепараторов.

Объектом исследования для опытного процесса двухстадиальной магнитной сепарации использована проба гравитационного концентрата ТСС россыпных месторождений класса крупности -6+1 мм.

Фракционным анализом, проведенным в лабораторных исследованиях алмазосодержащих песков, установлено, что алмазосодержащие пески представлены на 93,40% фракцией >3,5 г/см^3 имеющие в составе сростки с содержанием сидерита 81,75% (таблица 1).

Таблица 1. Минеральный состав фракций концентрата ТСС алмазосодержащих песков -6+1 мм (% масс.)

Плотность, г/см^3	**Выход, %**	**Сидерит**	**Кварц**	**Пирит**	**Пироп**	**Кальцит**	**Доломит**	**Проч.**	**Итого**
<3,4	2,5	65,4	28,9	1,2	1,7	0,9	0,9	1,0	100,0
3,4-3,5	4,1	77,1	18,3	0,7	1,6	0,7	0,5	1,1	100,0
3,5-3,6	**30,6**	**79,6**	16,1	0,8	1,9	0,5	0,2	0,9	100,0
>3,6	**62,8**	**82,8**	12,9	0,8	2,0	0,2	0,2	1,1	100,0

При анализе минерального состава фракций концентрата ТСС алмазосодержащих песков установлено, что основная масса представлена богатыми сростками сидерита с различными минералами – кварц, пирит, пироп и др.

Исходя из этого имеется возможность рассчитать содержание алмазов в сростке с сидеритом для оценки возможных потерь в процессе магнитной сепарации. В качестве исходных данных было принято массовое содержание сидерита в сростке 81,75%, плотность сидерита 3,96 г/см^3, плотность алмаза 3,5 г/см^3. Для упрощения расчетов сростков сидерита с алмазом представим в форме шара. Результаты расчета представлены на рисунке 1.

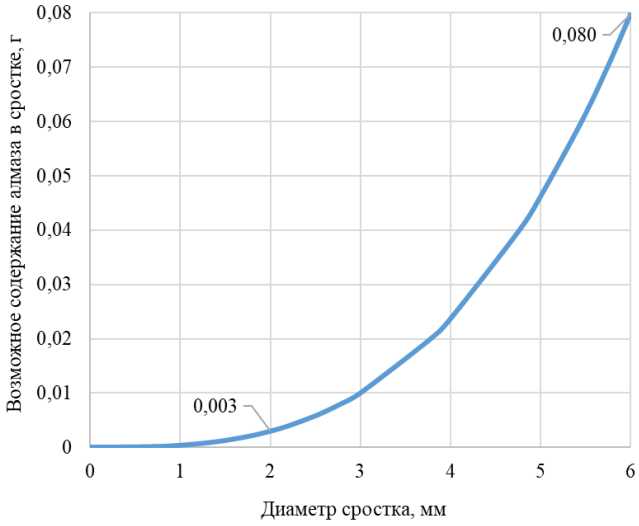


Рисунок 1. Возможное содержание алмаза в сростке с сидеритом при магнитной сепарации песков

Исходя из выведенной зависимости (рисунок 1) можно сделать вывод, что возможные потери алмаза по массе со сростками крупностью 6 мм в 27 раз выше, чем со сростками 2 мм. Таким образом для минимизации потерь алмазов при обогащении песков магнитной сепарацией особое внимание необходимо уделять крупному классу +3 мм.

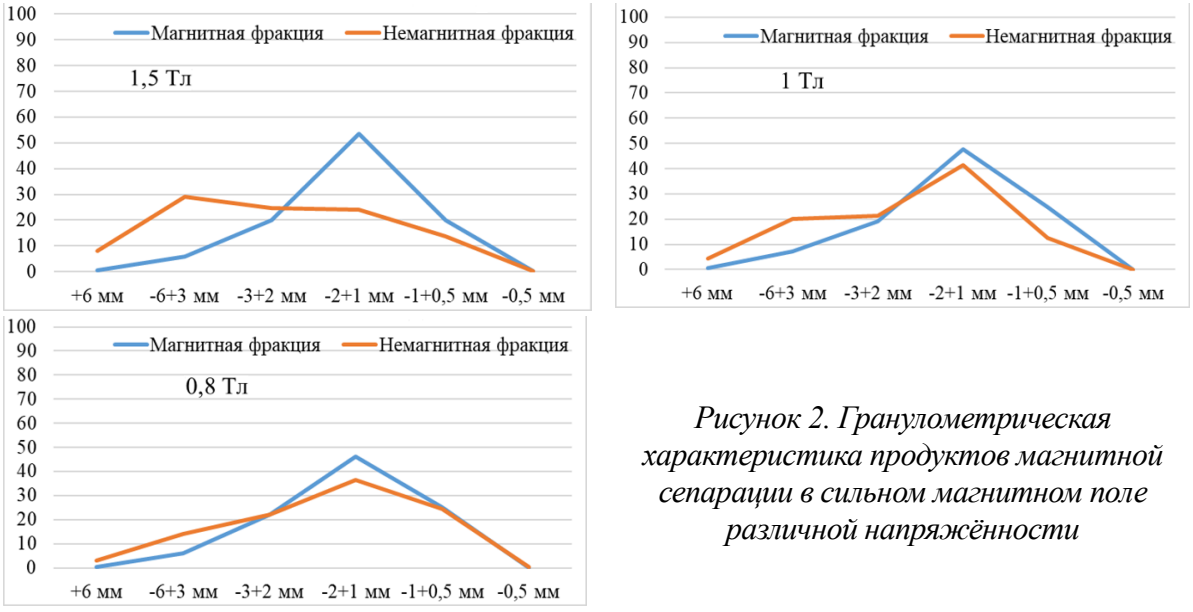


Рисунок 2. Гранулометрическая характеристика продуктов магнитной сепарации в сильном магнитном поле различной напряжённости

На основании полученных результатов для дальнейших полупромышленных испытаний был выбран электромагнитный валковый магнитный сепаратор с верхней подачей материала. Принцип действия данного магнитного сепаратора заключается в подаче частиц на поверхность валка в интенсивное магнитное поле, при этом расстояние от поверхности валка до дальнего края частицы будет большим для крупной частицы следовательно величина магнитной силы, действующей на мелкие частицы, будет выше величины магнитной силы,

действующей на крупные частицы. Следовательно, в магнитный продукт должны в большей степени извлекаться частицы крупностью -3 мм и происходить минимизация потерь крупных сростков сидерита с алмазом [2, 3].

Ситовый анализ, проведенный на полученных продуктах магнитной сепарации, подтвердил разделение по крупности продуктов магнитной сепарации в сильном магнитном поле до 1,5 Тл (рисунок 2).

В результате выполненного комплекса исследований разработан способ, позволяющий за счет удаления сидерита сократить выход концентрата ТСС крупностью -6+1 мм на 73,3% с сохранением алмазных кристаллов в немагнитном продукте.

Список использованных источников

1. Коннова Н.И., Килин С.В. Теория и практика современной сепарации в тяжелых средах. Моделирование результатов тяжелосредного обогащения. Красноярск: СФУ, 2013. 118 с.
2. Пелевин А.Е., Сытых Н.А., Черепанов Д.В. Влияние крупности частиц на эффективность сухой магнитной сепарации // ГИАБ. 2021. №11-1. С. 293-305.
3. Деркач В.Г. Магнитное обогащение слабомагнитных руд. Москва: Металлургиздат, 1954. 296 с.

Method for reducing diamond losses during magnetic separation of concentrates of heavy medium separation

Timofeev A.S., Nikitina Yu.N., Dvoichenkova G.P., Podkamenny Yu.A.

The results of industrial tests have established the technological efficiency of using magnetic separation to reduce rough gravity concentrates during heavy-medium separation of diamond-containing sands by 73.3%.

ПОСТРОЕНИЕ МОДЕЛИ ПРОЦЕССА МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ ЖЕЛЕЗОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ МЕТОДАМИ ГЛУБОКОГО МАШИННОГО ОБУЧЕНИЯ

К.В. Федотов, Р.В. Кононенко, М.А. Попов

ФГБОУ ВО «Иркутский национальный исследовательский технический университет», г. Иркутск, Российская Федерация

e-mail: fedotov@istu.edu; istu_politeh@mail.ru; popovma.kvantum@gmail.com

Рассмотрены проблемы и перспективы внедрения алгоритмов глубокого машинного обучения в процессы магнитной сепарации железорудного сырья. Предложен методический подход к построению адаптивной модели управления технологическими параметрами на основе алгоритмов глубокого машинного обучения.

Анализ современных тенденций показывает, что горно-обогатительный комплекс существенно отстает от других отраслей промышленности по уровню внедрения современных цифровых технологий. Хотя методы машинного обучения уже доказали свою эффективность в металлургическом и химическом производстве, в переработке полезных ископаемых они применяются преимущественно в формате ограниченных пилотных проектов на отдельных технологических участках [1]. Такая ситуация обусловлена комплексом причин, включая высокую стоимость внедрения, операционные риски при интеграции новых решений и отсутствие отработанных промышленных стандартов применения ИИ в обогатительных процессах.

Традиционные методы моделирования процессов обогащения, основанные на детерминированных математических моделях и статистическом анализе, обладают рядом существенных ограничений. Они существенно упрощают реальные технологические процессы, опираясь на линейные зависимости и жесткие допущения, что не позволяет учитывать сложные нелинейные взаимосвязи между параметрами. Такие модели отличаются низкой адаптивностью – они не способны оперативно корректироваться при изменении свойств сырья или условий процесса, требуя трудоемкого ручного пересчета. Кроме того, классические подходы вынужденно игнорируют многие значимые факторы, поскольку их учет чрезмерно усложняет аналитические расчеты. Создание точных моделей требует длительных экспериментов и глубоких экспертных знаний, а их валидация на новых данных часто приводит к необходимости полного пересмотра уравнений. Важнейшим недостатком является неспособность традиционных методов достоверно прогнозировать аномалии и нештатные ситуации, что существенно снижает их практическую ценность для оперативного управления технологическими процессами в условиях высокой изменчивости характеристик сырья и жестких требований к качеству конечного продукта.

Современные методы глубокого машинного обучения позволяют преодолеть ключевые ограничения традиционного моделирования за счет: автоматического выявления сложных нелинейных зависимостей между параметрами процесса; оперативной обработки больших массивов технологических данных; адаптации к изменяющимся условиям производства без полного пересмотра математической модели [2].

Применение ИИ целесообразно прежде всего в тех случаях, когда проектируемый объект или технологическая схема имеют большое количество параметров, возможное изменение которых неизвестно, т.е. довольно сложно определить как принятое решение влияет на конечный результат создаваемой обогатительной технологии [3].

Идеей планируемой работы является выбор и обоснование оптимальных технологических параметров магнитной сепарации железосодержащей руды путём построения модели процесса разделения при помощи алгоритмов глубокого машинного обучения.

Разработка комплексной системы моделирования и автоматизированного управления процессом обогащения, способной оперативно регулировать параметры технологической линии для повышения извлечения ценных компонентов и улучшения качества конечного продукта, является актуальной задачей. Основное внимание будет уделено анализу влияния широкого спектра параметров процессов обогащения, включая как стандартные технологические переменные, так и ранее не учтённые факторы. Дополнительно будет исследована возможность применения современных методов цифрового моделирования, таких как нейронные сети и алгоритмы машинного обучения, для прогнозирования и оптимизации работы производственных линий в режиме реального времени.

Фактически, предлагаемый подход позволит решить задачу выбора оптимальных технологических параметров, чтобы повысить эффективность процесса обогащения. Алгоритм будет способен давать технологам рекомендации по изменению установок на оборудовании, для достижения целевого показателя.

Для разработки и внедрения автоматизированной системы управления на основе глубокого машинного обучения предлагается использовать подход, состоящий из следующих этапов:

- сбор, обработка и анализ данных с промышленных объектов;
- построение модели процесса обогащения;
- проверка модели на лабораторном оборудовании;

– корректировка модели;
– проверка модели на промышленном оборудовании;
– формирование адаптивного алгоритма управления.

Ожидается, что использование методов машинного обучения и нейронных сетей позволит значительно повысить точность прогнозирования результатов процесса магнитной сепарации железосодержащей руды и улучшить качество управления технологическим процессом. Разработка и внедрение системы интеллектуального управления, основанной на динамических моделях, будет способствовать повышению извлечения ценных компонентов, сокращению расхода электроэнергии и стабилизации качества конечного продукта.

Список использованных источников

1. Young A., Rogers P. Обзор цифровой трансформации в горнодобывающей промышленности // Mining, Metallurgy & Exploration. 2019. № 36. С. 683–699.
2. Fu Y., Aldrich C. Глубокое обучение в горнодобывающей промышленности и переработке полезных ископаемых // IFAC-PapersOnLine. 2020. Т. 53 № 2. С. 11920-11925.
3. McCoy J. T., Auret L. Применение машинного обучения в переработке полезных ископаемых // Miner. 2019. №132. С. 95–109.
4. Cook R., Monyake K.K., Hayat M.B., Kumar A., Alagha L. Прогнозирование эффективности флотации сульфидов металлов с использованием оригинальной гибридной модели машинного обучения // Engineering Reports. 2020. №2. С. 1-18.

Application of artificial intelligence in mineral processing

Fedotov K.V., Kononenko R.V., Popov M.A.

The problems and prospects of implementing deep machine learning algorithms in the processes of magnetic separation of iron ore raw materials are considered. A methodical approach to the construction of an adaptive model for controlling process parameters based on deep machine learning algorithms is proposed.

РАЗВИТИЕ ПРАКТИКИ КОМПЛЕКСНОГО И ГЛУБОКОГО ОБОГАЩЕНИЯ УПОРНЫХ РУД И ПРОДУКТОВ ИХ ПЕРЕРАБОТКИ

***С.В. Мамонов*[1,2]**

[1] АО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Российская Федерация
[2] НГЧОУ ВО «Технический университет УГМК», г. Верхняя Пышма, Российская Федерация
e-mail: Mamonov_SV@umbr.ru

Приведены практики комплексного и глубокого обогащения упорных руд и продуктов их переработки, основанные на внедрении новых реагентов, повышении комплексности использования сырья, доизвлечении ценных компонентов из техногенных образований.

Одной из основных целей государственной политики в области использования минерального сырья и недропользования является организация рационального и комплексного использования минерально-сырьевых ресурсов.

В своей деятельности институт «Уралмеханобр» руководствуется основами государственной политики в области использования минерального сырья и недропользования и неуклонно осуществляет развитие практики комплексного и глубокого обогащения упорных руд и продуктов их переработки.

Повышение комплексности и технологических показателей переработки руд цветных металлов и продуктов их переработки является в настоящее время перспективной и

актуальной задачей, решением которой может являться совершенствование существующих технологий за счет: изменения технологических схем или изменения точек возврата промпродуктов; корректировки реагентных режимов с изменением и/или расширением номенклатуры реагентов (селективные собиратели, новые депрессоры и т.п.); увеличения степени раскрытия полиминеральных сростков; физико-механического воздействия на объект обогащения (тепловое и аэрационное кондиционирование пульпы, ультразвуковая десорбция, электрохимическое кондиционирование пульпы, растворов флотореагентов и технологической воды и т.п.); комбинации различных методов переработки в рамках одного объекта (комбинированные гравитационно-флотационные, магнитно-флотационные, флотационно, -пиро- или гидрометаллургические технологии и т.п.).

В настоящей работе рассмотрены некоторые направления развитие практики комплексного и глубокого обогащения упорных руд и продуктов их переработки, разрабатываемые и внедряемый АО «Уралмеханобр».

Развитие практики обогащения сырья на основе внедрения новых реагентов:

– реагент Florrea 2259A Collector, представляющий собой смесь диизобутилдитиофосфата натрия, натрия дигидроксида и дианилиндитиофосфорной кислоты, положительно зарекомендовал себе при обогащении медно-цинковой руды. Установлено, что подача Florrea 2259A в сочетании с БКК при соотношении 30/70 в цикл медной флотации, позволяет повысить извлечение меди в медный концентрат на 0,80-1,0%, золота на 2,3-2,6% и серебра на 7,3% при сохранении качества медного концентрата;

– реагент ФРИМ 2920, относящийся к классу диалкилдитиофосфатов, показал положительные результаты при обогащении медно-цинковой руды. Отмечено, что подача ФРИМ 2920 в цикл медной флотации позволяет увеличить извлечения меди в медный концентрат на 0,9% и золота на 2,2-3,2% при сохранении качества медного концентрата;

– реагент полиметиленнафталинсульфонат (ПМНС), представляющий собой комплексную смесь нейтрализованных едким натром полимерных соединений с различной средней молекулярной массой, положительно зарекомендовал себя в операциях депрессии цинковых минералов медно-цинковых и медно-свинцово-цинковых руд. Показано, что использование ПМНС в сочетании с сульфитом натрия и цинковым купоросом при обогащении медно-свинцово-цинковых руд позволяет сократить расход основных депрессоров на 30–40% при повышении извлечения свинца и цинка в одноименные концентраты на 2-2,5%. При обогащении медно-цинковой руды с подачей ПМНС-2И в цикл селекции коллективного концентрата отмечается повышение содержания меди в медном концентрате на 1,7% при одновременном повышении извлечения меди в него на 3,7%, увеличение извлечения цинка в цинковый концентрат на 2,2 при повышении его качества на 0,7%, а также снижение расхода цинкового купороса и гидросульфида натрия на 50%;

– применение пероксида водорода позволило достичь высоких показателей обогащения пирротинсодержащей медно-цинковой руды. Отмечено, что подача H_2O_2 в циклы коллективной и селективной флотаций позволяет получить медный концентрат с содержанием меди 19,3% при ее извлечении 76,0% (+5,2% к фабричному реагентному режиму) и кондиционный цинковый концентрат с содержанием цинка 50,1% (+4,8% к фабричному реагентному режиму) при его извлечении 65,8% (+29,5% к фабричному реагентному режиму);

– реагент FN-4, представляющий собой натриевую соль продукта конденсации беттанафтилсульфокислоты и формальдегида, показал отличные деперссирующие свойства при обогащении золотосодержащей руды с повышенным содержанием углистого вещества. Установлено, что подача FN-4 в цикл сульфидной флотации способствует снижению содержания

органического углерода в сульфидном концентрате с 4,6 до 1,7% при одновременном повышении концентрации золота в сульфидном продукте с 50 до 66 г/т и увеличении извлечения золота с 79,9 до 81,4%.

Развитие практики обогащения сырья на основе повышения комплексности его использования:

– получение медных и цинковых концентратов из медных сортов руды медноколчеданного месторождения. Показано, что при обогащении медных сортов руды, содержащих 1,9-2,5% меди и 0,3-1,0% цинка, возможно по существующей фабричной схеме коллективно-селективной флотации получать медные концентраты с содержанием меди 21-23% при извлечении меди 91-93% и цинковые концентраты с содержанием цинка 45-50% при извлечении цинка 40-60%. Отмечено, что при обогащении медно-цинкового сорта руды, содержащего 2,2% меди и 3,2% цинка, получают медный концентрат с содержанием меди 23% при извлечении меди 90% и цинковый концентрат с содержанием цинка 50% при извлечении цинка 78%;

– получение медного, железно и апатитового концентратов при обогащении медно-железо-ванадиевой руды. Установлено, что по комплексной флотационно-магнитно-флотационной технологии из медно-железо-ванадиевой руды возможно получение медного концентрата с содержанием меди 21% при извлечении 91%, железо-ванадиевого концентрата с содержанием железа 62% при извлечении 52% и апатитового концентрата с содержанием оксида фосфора 39% при извлечении 70%;

– извлечение меди и драгметаллов из сульфидно-магнетитовой руды скарново-магнетитового месторождения. Показано, что комплексная гравитационно-флотационно-магнитная технология позволяет из сульфидно-магнетитовой руды выделить: гравитационный золотосодержащий концентрат с содержанием золота 50 г/т при извлечении 27%; медный концентрат с содержанием меди 23,7%, золота – 18,9 г/т и серебра – 60,0 г/т при извлечении, соответственно, 93,6%, 42,9% и 54,6%; магнетитовый концентрат с содержанием железа 66,5% при извлечении 76,6%.

Развитие практики обогащения сырья на основе доизвлечения ценных компонентов из техногенных образований:

– комбинированная флотационно-гидрометаллургическая технология переработки отвальной медьсодержащей забалансовой руды с получением медного концентрата с содержанием меди до 20,7% при извлечении 73,1%;

– комплексная переработка отвальных хвостов флотации медно-цинковой руды. Технология предусматривает: флотацию сульфидов; сгущение, сушку и обжиг сульфидного концентрата с получением пиритного огарка и утилизацией сернистого газа в виде гипса при использовании известняковой пульпы; хлорирующий обжиг пиритных огарков с получением железорудных окатышей и возгонов цветных и благородных металлов, перерабатываемых в товарные продукты (медь, драгметаллы). По комплексной технологии сквозное извлечение ценных компонентов составляет: меди – 62%, золота – 84%, серебра – 66%. Получены железорудные брикеты с содержанием железа 59% при извлечении железа 87%.

Development of the practice of comprehensive and deep enrichment
of resistory ores and their processing products

Mamonov S.V.

The article describes the practices of complex and deep enrichment of refractory ores and their processing products based on the introduction of new reagents, increasing the complexity of the use of raw materials and additional extraction of valuable components from man-made formations.

ОПТИМИЗАЦИЯ РЕЖИМА ЦЕНТРОБЕЖНОЙ СЕПАРАЦИИ ДЛЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА ИЗ ЗАМКНУТОГО ЦИКЛА ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Н.Б. Чинова[1], П.М. Пеньков[2]

[1]АО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Российская Федерация
[2]ФБГОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Российская Федерация

e-mail: Chinova_NB@umbr.ru

В работе приведены результаты исследования технологических свойств продукта циркуляции контура доизмельчения грубого медного концентрата в схеме переработки медно-цинковой руды Уральского типа. Установлены оптимальные параметры обогащения промпродукта в центробежном поле с воздушной турбулизацией.

Особенности форм и характера ассоциаций золота в рудах цветных металлов сплошного типа [1, 2] и традиционные схемы переработки подобного минерального сырья приводят к значительным потерям драгметаллов с отвальными хвостами обогащения, либо к эффекту «накопления» золота в циклах измельчения и классификации в силу своих природных свойств – истинной плотности и ковкости. Поиск и изучение методов, которые позволили бы нивелировать потери драгметаллов за счет выведения золотосодержащих продуктов в традиционных схемах флотации находят все больший интерес в условиях современного рынка драгметаллов и требований бережного и экологичного курса в сфере недропользования.

Наиболее эффективным и распространенным методом обогащения золотосодержащих руд, в которых преобладают формы свободного и относительно среднего и крупного золота, является гравитационное обогащение [3-5]. Однако подавляющий объём исследований выполнен для собственно золотосодержащих руд либо полиметаллических месторождений, имеющих в своем составе доступное гравитационное золото.

Применение гравитационного метода извлечения золота в схемах переработки полиметаллических руд, в которых золото является попутным компонентом, рассматривается как дополнительный альтернативный способ повышения технологических показателей обогащения указанного сырья [6].

Ранее в работе [7] установлен перспективный для исследований промпродукт циркуляции как по содержанию золота, так и по технологической эффективности концентрации драгметалла из него. Также изучены полученные концентраты центробежной гравитации. На основании выполненных исследований установлено следующее:

– большая часть зерен золота диагностирована в свободном виде, причем на долю класса -45+20 мкм приходится от 40 до 50% раскрытых зерен. Сростки золота в основном связаны с пиритом (от 17 до 36%) и присутствуют в классах -71+45 и -45+20 мкм;

– отмечено высокое качество сростков золота с минералами сульфидов железа и меди. На долю таких сростков приходится половина диагностированных зерен;

– среднее значение отношения d_{max}/d_{min} для всех изученнных зерен золота (подборка из 796 знаков) составило 2,0-2,2, что свидетельствует о преимущественно удлиненной изометричной форме зерен, благоприятной для их выделения методами центробежной сепарации.

В настоящей работе приведены исследования технологических свойств продукта цикруляции контура доизмельчения грубого медного концентрата в схеме переработки медно-цинковой руды Уральского типа, направленные на поиск оптимального режима обогащения в центробежном поле с воздушной турбулизацией.

Условия экспериментов предусматривали варьирование скорости вращения ротора и давления сжатого воздуха, подаваемого для разрыхления постели в пазах стакана. Диапазон скорости вращения составлял от 900 до 1200 об/мин. Давление сжатого воздуха изменяли в пределах от 4 до 6 атм.

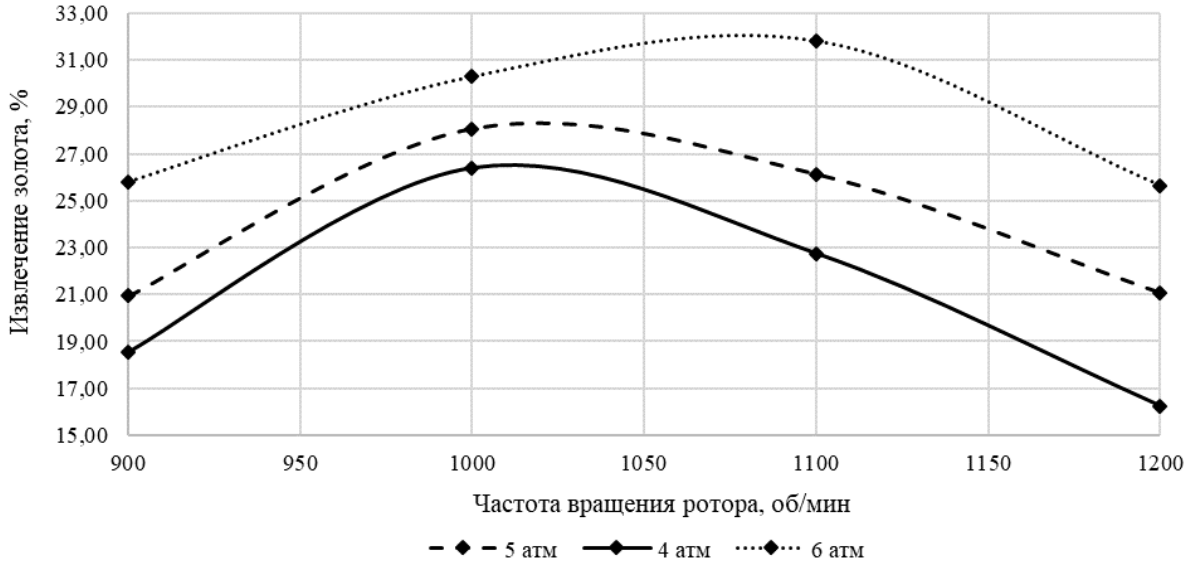


Рисунок 1. Зависимость извлечения золота в тяжелую фракцию центробежной сепарации от частоты вращения ротора при различном давлении сжатого воздуха

В результате проведения экспериментов получены золотосодержащие продукты, извлечение металлов в которые составило от 16 до 32%, содержание золота в тяжелых фракциях варьировало от 11 до 25 г/т.

На основании полученных технологических показателей построены зависимости извлечения золота в тяжелую фракцию от скорости вращения ротора центробежного сепаратора при различном давлении сжатого воздуха (см. рисунок 1).

Анализ результатов подбора параметров разделения в центробежном поле с воздушной турбулизацией позволяет выделить следующие параметры обогащения:

– оптимальное давление сжатого воздуха для турбулизации постели в стакане концентратора – 6 атм;

– скорость вращения ротора, при которой достигнут максимум извлечения золота, установлена на уровне 1050-1100 об/мин.

Список использованных источников

1. Баликов С.В, Гудков С.С. Автоклавное окисление золотосодержащих руд и концентратов С. 32.
2. Меретуков М.А. Природные наночастицы золота в мышьяковистом пирите // Цветные металлы. 2011. № 3. С. 4-6.

3. Морозов Ю.П. Теоретические основы совершенствования гравитационных методов обогащения руд благородных металлов // Проблемы разведки, добычи и обогащения руд благородных металлов и техногенного сырья: Труды международной научно-техн. конф. Екатеринбург: Изд-во УГГГА, 2000. С. 3-20.
4. Морозов Ю.П., Пеньков П.М., Дмитриев В.Т. Исследование способа повышения технологических показателей центробежной сепарации с пневматической турбулизацией // Известия вузов. Горный журнал, 2020. № 4.
5. Фалей Е.А. Теоретический анализ центробежной сепарации с учетом конструктивных особенностей аппаратов // Инновационные технологии обогащения минерального и техногенного сырья: материалы научно-технической конференции, проводимой в рамках V Уральского горнопромышленного форума, 1-3 октября 2013 г. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2013. С. 140-144.
6. Чинова Н.Б. Доизвлечение золота в циклах измельчения и классификации медно-цинковой руды колчеданного месторождения в безнапорном центробежном поле // Известия вузов. Горный журнал. 2024. № 5. С. 47-54.
7. Чинова Н.Б., Быковский М.П. Технологическая минералогия золота в циркуляционных продуктах обогащения сплошных медно-цинковых руд Урала // Материалы XXX Международной научно-технической конференции «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья» 03-04 апреля 2025 г. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2025. С. 143-148.

Optimization of centrifugal separation mode for gold recovery from a closed grinding cycle

Chinova N.B., Penkov P.M.

The article presents the results of the study of the technological properties of the product of the circulation of the circuit of regrinding of coarse copper concentrate in the scheme of processing of copper-zinc ore of the Ural type. Optimal parameters of enrichment of the middling product in a centrifugal field with air turbulence are established.

ПЕРСПЕКТИВЫ ПРИМЕНЕНИЯ ХЛОРИДОВ В ТЕХНОЛОГИИ ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД

Е.А. Бекчурина[1], В.Н. Поморцев[2]

[1] ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Российская Федерация
[2] ООО «Берёзовский рудник», г. Берёзовский, Российская Федерация
e-mail: efalej@yandex.ru

Изучено влияние хлорида натрия на результаты измельчения и флотации сульфидной золотосодержащей руды, определен оптимальный расход хлорида натрия. Установлена возможность снижения потерь ценных компонентов с хвостами флотации при применении хлорида натрия.

В современной горно-обогатительной промышленности ключевой задачей является оптимизация процесса обогащения, которая включает в себя как улучшение технологических показателей, так и снижение потребления энергии. Одним из перспективных путей для решения этой задачи является использование понизителей твердости в процессе измельчения. Этот подход основан на открытом ученым П. А. Ребиндером эффекте, заключающемся в том, что некоторые поверхностно-активные вещества, адсорбируясь на поверхности твердых тел, уменьшают их сопротивление деформации и разрушению [1].

Эффективными понизителями твердости при разрушении сульфидных руд являются хлориды алюминия, железа (III), натрия. В [2] приведены результаты исследований возможности использования хлоридов в качестве понизителей твердости при измельчении

сульфидных руд. В качестве понизителей твердости использовались хлориды натрия, алюминия. При измельчении сульфидных руд было установлено, что оптимальная концентрация хлорида натрия находится в пределах 0,05-0,10%, хлорида алюминия – 0,02-0,03%, отмечается положительное влияние хлоридов при измельчении исследуемых руд в нейтральной среде.

Нами проведены исследования по изучению влияния хлорида натрия на измельчаемость колчеданной медной руды крупностью -1,4 мм. Измельчение руды проводили в нейтральной среде в лабораторной стержневой мельнице объемом 3 л. Проведены опыты при различной продолжительности измельчения и различных расходах хлорида натрия. Результаты исследований представлены в таблице 1.

Таблица 1. Оценка влияния NaCl на показатели измельчения сульфидной руды

Продолжительность измельчения, мин	**Расход хлорида натрия, г/т**	**Массовая доля кл. -0,071 мм в измельченном продукте, %**
20	0	75,01
30		80,99
20	200	76,75
30		89,50
20	500	83,64
30		91,04

Полученные данные свидетельствуют о лучшей измельчаемости руды в присутствии хлорида натрия. Так, например, при продолжительности измельчения 30 мин массовая доля класса минус 0,071 мм в измельченном продукте составила 80,99% без применения хлорида натрия, а при расходе хлорида натрия 500 г/т – 91,04%. Дальнейшее увеличение расхода хлорида натрия не дает прироста готового класса крупности.

Далее выполнена оценка влияния добавки хлорида натрия в измельчение на результаты последующего флотационного обогащения медной руды. Ранее проводимые на кафедре обогащения полезных ископаемых УГГУ исследования по флотации золотосодержащих руд свидетельствуют о том, что флотация золота улучшается при использовании солевого режима, который осуществляется добавкой в пульпу поваренной соли. Результаты этих исследований нашли отражение в [3]. Исследования проведены на пробе руды, содержащей 0,99% меди и 1 г/т золота. Выполнена коллективная сульфидная флотация руды в нейтральной среде, в качестве собирателя использован бутиловый ксантогенат калия при расходе 40 г/т, в качестве вспенивателя – реагент Т-92 при расходе 20 г/т. Хлорид натрия подавался в измельчение в виде 0,1% раствора при расходах 200 и 500 г/т.

Результаты флотации, представленные в таблице 2, свидетельствуют о том, что добавление хлорида натрия в измельчение способствует повышению выхода пенного продукта и извлечения в него меди и золота. При этом увеличение расхода хлорида натрия от 200 до 500 г/т также способствует приросту извлечения ценных компонентов в пенный продукт. Полученные результаты свидетельствуют об активации ценных минералов при применении хлорида натрия и увеличении скорости их флотации.

Сделанные выводы согласуются с данными, приведенными в [4], где показано, что флотируемость халькопирита повышается при добавлении нейтральных солей, причем наиболее выраженное влияние имеет NaCl.

Проведенные исследования показывают, что добавление в измельчение хлорида натрия способствует приросту выхода готового класса в измельченном продукте. Оптимальный расход хлорида натрия составляет 200-500 г/т. Действие хлорида натрия на показатели флотационного обогащения колчеданной медной руды проявляется в снижении потерь ценных

компонентов с хвостами флотации. Полученные результаты доказывают перспективность использования хлорида натрия в технологии флотационного обогащения, в первую очередь применение хлорида натрия может быть рекомендовано при флотации золотосодержащих руд для извлечения свободного мелкого золота и золотосодержащего пирита. В связи с этим предметом дальнейших исследований является установление возможности применения хлорида натрия в технологии обогащения золотосодержащей руды на обогатительной фабрике ООО «Берёзовский рудник».

Для установления возможности повышения попутного извлечения золота в медный концентрат при обогащении медных и медно-цинковых руд необходимо учесть, что флотацию ведут в щелочной среде, создаваемой подачей извести в измельчение. Данный фактор необходимо учитывать при оценке влияния хлоридов на результаты измельчения и флотации. Например, в [2] показано, что в щелочной среде хлориды натрия и алюминия не проявляют своего действия в качестве понизителей твердости.

На пробе колчеданной медной руды, содержащей 0,86% меди и 0,7 г/т золота, исследовано влияние хлорида натрия на измельчение и флотацию в щелочной среде. Исследования выполнены с применением оборотной воды обогатительной фабрики. В качестве флотационных реагентов использованы известь, бутиловый ксантогенат калия, хлорид натрия, Т-92.

Установлено, что добавление хлорида натрия в мельницу не оказывает положительного действия на измельчаемость руды в щелочной среде. Вероятно, при добавлении хлорида натрия в измельчение происходит связывание ионов хлора в труднорастворимые соединения с ионами оборотной воды, в первую очередь, с ионами кальция. Изменение расходов хлорида натрия, извести, а также предварительное кондиционирование оборотной воды с содой также не дали положительного эффекта.

Таблица 2. Результаты флотации руды без применения и с применением хлорида натрия в измельчении

Продукт	**Массовая доля класса -0,071 мм, %**	**Выход, %**	**Массовая доля**		**Извлечение, %**	
			Cu, %	**Au, г/т**	**Cu**	**Au**
Без NaCl						
Концентрат	85	48,84	1,77	1,85	85,98	87,71
Хвосты		51,16	0,28	0,25	14,02	12,29
Исходный		100,00	1,01	1,03	100,00	100,00
При расходе NaCl 200 г/т						
Концентрат	85	52,99	1,64	1,85	87,85	95,17
Хвосты		47,01	0,26	0,11	12,15	4,83
Исходный		100,00	0,99	1,03	100,00	100,00
При расходе NaCl 500 г/т						
Концентрат	85	56,66	1,60	1,80	89,31	99,02
Хвосты		43,34	0,25	0,02	10,69	0,98
Исходный		100,00	1,02	1,03	100,00	100,00

Проведенные исследования по флотации в щелочной среде позволили установить положительное влияние применения хлорида натрия на результаты флотационного обогащении при добавлении хлорида натрия перед флотацией в камеру флотомашины. Как и в ранее проведенных исследованиях по флотации в нейтральной среде, действие хлорида натрия проявляется в снижении потерь меди и золота с хвостами флотации. С увеличением расхода хлорида натрия происходит увеличение выхода пенного продукта и извлечения в него ценных компонентов. Установлено, что при добавлении 500 г/т хлорида натрия потери меди с

хвостами флотации на 0,73% меньше, чем в опыте без использования NaCl. Извлечение золота в суммарный концентрат выше на 2,97% при применении хлорида натрия и составило 92,79%.

Таким образом, применение хлорида натрия в технологии флотации золотосодержащих руд является перспективным в части снижения энергозатрат на измельчение, снижения потерь ценных компонентов с хвостами флотации и уменьшения фронта флотации. Для уточнения механизма действия хлорида натрия необходимо проведение дальнейших исследований в этом направлении.

Список использованных источников

1. Горюнов Ю.В., Перцов Н.В., Сумм Б.Д. Эффект Ребиндера. М.: Наука, 1966. 128 с.
2. Замотин П.А., Морозов Ю.П. Использование поверхностно-активных веществ на стадии рудоподготовки // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: материалы Международной научно-технической конференции. Екатеринбург, 2019. С. 395-398.
3. Морозов Ю.П., Хамидулин И.Х., Бекчурина Е.А. Флотационные методы обогащения: конспект лекций; Урал. гос. горный ун-т. Екатеринбург: Изд-во ООО «Типография ФортДиалог», 2024. 184 с.
4. Глотова Е.В. Физико-химические основы рудной флотации с применением нейтральных солей: автореферат диссертации на соискание ученой степени кандидата технических наук: 25.00.13: защищена 15.04.2002. Чита, 2002. 23 с.

Prospects for using chlorides in flotation beneficiation technology of gold-bearing ores

Bekchurina E.A., Pomortsev V.N.

The effect of sodium chloride on the results of grinding and flotation of sulphide gold-bearing ore was studied, the optimal consumption of sodium chloride was determined. The possibility of reducing the loss of valuable components with flotation tailings when using sodium chloride was established.

ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ФЛОТАЦИОННОГО УПЛОТНЕНИЯ АКТИВНОГО ИЛА

Б.С. Ксенофонтов, В.П. Якушкин

ФГАОУ ВО «Московский государственный технический университет им. Н.Э. Баумана», Москва, Российская Федерация

e-mail: kbsflot@mail.ru

В работе рассмотрены вопросы интенсификации уплотнения пенного слоя сфлотированного активного ила, а также экспериментальные данные подтверждающие теоретические основы этого процесса. Показано, что высота уплотненного пенного слоя активного ила меньше всего в случае использования смеси воздуха, биогаза и углекислого газа, что свидетельствует о том, что использование при флотационном сгущении активного ила нескольких рабочих жидкостей с применением различных по растворимости газов позволяет получить значимый практический результат.

В практике обработке осадков сточных вод наряду с гравитационным уплотнением все более широкое распространение получает флотационный способ сгущения активного ила. Для управления способом флотации активного ила важное значение имеет моделирование этого процесса [1-12].

Флотационное извлечение хлопьев активного ила можно описать, используя многостадийную модель Ксенофонтова. Процесс флотационного извлечения имеет три основных состояния: *A*, *B*, *C*.

Состояние *A* – находящиеся в объеме жидкости хлопья активного ила и пузырьки не связаны и не контактируют. На первой стадии происходит контакт частицы с пузырьком газа. В процессе слипания образуется флотокомплекс «частица–пузырек» (состояние *B*). Всплывшие в верхнюю часть жидкости флотокомплексы образуют пенный слой (состояние *C*). При этом возможны переходы не только из состояния *A* в состояние *B* и далее в состояние *C*, но и обратные переходы, соответственно, из состояния *C* в состояние *B* и далее в состояние *A* (рисунки 1-2).

Простейший случай флотационного процесса сгущения активного ила, согласно модели Ксенофонтова, может быть представлен в виде, показанном на рисунке 1, а более общий случай на рисунке 2.

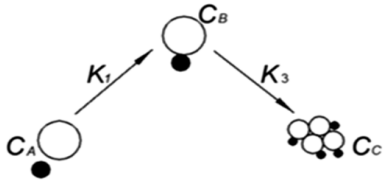


Рисунок 1. Простейший случай флотационного процесса согласно модели Ксенофонтова

Для простейшего случая система уравнений имеет следующий вид:

$$\begin{cases} \dfrac{dC_A}{dt} = -k_1 C_A \\ \dfrac{dC_B}{dt} = k_1 C_A - k_3 C_B \\ \dfrac{dC_c}{dt} = k_3 C_B \end{cases}, \qquad (1)$$

Схема общего случая флотационного процесса сгущения активного ила представлена на рисунке 2.

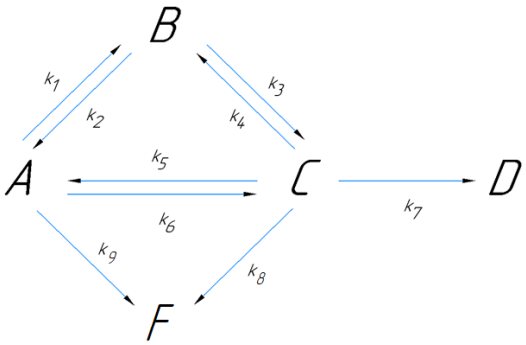


Рисунок 2. Общий случай флотационного процесса согласно модели Ксенофонтова

Для общего случая система уравнений имеет следующий вид:

$$\begin{cases} \dfrac{dC_A}{dt} = -k_1 C_A + k_2 C_B + k_5 C_C - k_6 C_A - k_9 C_A \\ \dfrac{dC_B}{dt} = k_1 C_A - k_2 C_B - k_3 C_B + k_4 C_C \\ \dfrac{dC_C}{dt} = k_3 C_B - k_4 C_C - k_5 C_C + k_6 C_A - k_7 C_C - k_8 C_C \\ \dfrac{dC_D}{dt} = k_7 C_C \\ \dfrac{dC_F}{dt} = k_8 C_C + k_9 C_A \end{cases} \qquad (2)$$

при $t=0$; $C_A=C_0$; $C_B=C_C=C_D=C_F=0$,

где C_A, C_B, C_C, C_D, C_F – концентрации активного ила, соответственно, в состояниях A исходное состояние), B (состояние флотокомплекса), C (исходный пенный слой во время флотации); D (пенный слой после флотации - уплотненный); F (осадок);

k_1, k_2 – константы скорости перехода из состояния A в состояние B и обратно;

k_3, k_4 – константы скорости перехода из состояния B в состояние C и обратно;

k_5, k_6 – константы скорости перехода из состояния C в состояние A и обратно;

k_7 – константа скорости перехода из состояния C в состояние D;

k_8 – константа скорости перехода из состояния C в состояние F;

k_9 – константа скорости перехода из состояния A в состояние F.

Определение кинетических констант флотационного процесса k_1–k_9 является достаточно сложной задачей, однако именно знание констант позволяет проводить подробные исследования и выполнять научно-обоснованные расчеты аппаратов.

Для всех констант, кроме k_1, Ксенофонтовым Б.С. были предложены выражения для их вычисления [1-3].

$$k_1=\frac{1{,}5qE}{k_0\overline{D}}, \tag{3}$$

где q – скорость барботирования; E – эффективность захвата частиц всплывающим пузырьком газа при флотации; k_0 – фактор полидисперсности пузырьков; $\overline{D}$ – средний диаметр пузырьков во флотационной ячейке.

$$k_2=AC_{\text{ф}}G_aM^2C_{\text{пп}}^{-1}, \tag{4}$$

где A – безразмерный коэффициент; $C_{\text{ф}}$ – концентрация флотокомплексов частица-пузырек; G_a – градиент скорости в зоне аэрации, определяемый отношением разностей скоростей к разности расстояния между рассматриваемыми точками; M – отношение диаметра частицы к диаметру пузырька; $C_{\text{пп}}$ – концентрация пузырьков в подпенном слое.

$$k_3=\frac{v_{\text{под}}}{h}, \tag{5}$$

где $v_{\text{под}}$ – скорость подъема флотокомплекса; h – расстояние от зоны аэрации до пенного слоя.

$$k_4=FG_{\text{п}}C_{\text{п}}d_{\text{ср}}^3, \tag{6}$$

где F – коэффициент пропорциональности; $G_{\text{п}}$ – градиент скорости в подпенном слое; $C_{\text{п}}$ – концентрация пузырьков в пене; $d_{\text{ср}}$ – средний диаметр пузырьков в пене.

$$k_5=\frac{v_{\text{ос}}}{h}, \tag{7}$$

где $v_{\text{ос}}$ – скорость осаждения частиц твердой фазы, выпадающих из пенного слоя; h – расстояние от зоны аэрации до пенного слоя.

$$k_6=\psi\frac{\partial}{\partial x}\left\{\frac{1}{2\sqrt{\pi\psi t}}\left[\exp\left(-\frac{(x-h)^2}{4\psi t}\right)-\exp\left(-\frac{(x+h)^2}{4\psi t}\right)\right]\right\}, \tag{8}$$

где t – время; x – текущее расстояние от границы пенного слоя; ψ – коэффициент диффузии частиц твердой фазы в жидкость; h – расстояние от зоны аэрации до пенного слоя.

Константы k_7, k_8, k_9 определяются как отношение скорости соответствующего процесса к интервалу времени, в течение которого он осуществляется.

Интенсифицировать процесс напорной флотации, которая используется для сгущения активного ила, можно с помощью ряда различных способов, в том числе с использованием реагентной обработки. При этом используются коагулянты, флокулянты, поверхностно-активные вещества (ПАВ). Это позволяет увеличивать размеры агрегатов, повышать их гидрофобность. К недостаткам реагентной обработки нужно отнести увеличение количества пены, которое влечет за собой сложности обезвоживания и утилизации осадков.

Известен также подход, заключающийся в том, что можно провести вторичное насыщение флотируемой среды газовыми пузырьками большего размера. Часто насыщение проводят барботированием. Но при таком способе кроме коалесценции пузырьков происходит разрушение флотоагрегатов, в связи с созданием высокого скоростного градиента большим пузырьком.

Наибольшей эффективности в коалесценции при напорной флотации удалось добиться при условиях, когда малый и большой пузырьки образуются непосредственно в жидкой фазе. Эти условия возможны, например, при использовании двух и нескольких рабочих жидкостей с газами разной растворимости.

Эта идея впервые была высказана Б.С. Ксенофонтовым в 1989 г. и подробно исследована в ряде его работ и особенно в монографиях [6, 12], а в широком аспекте возможного применения защищена патентом [13].

Согласно данным Ксенофонтова Б.С. при введении одной рабочей жидкости, насыщенной воздухом, образуется пузырек со средним размером 0,01-0,05 мм. Скорость подъема таких флотоагрегатов 0,13-0,26 мм/с [6, 12]. При добавления второй рабочей жидкости, насыщенной углекислым газом, образуется комплекс агрегат «пузырек воздуха (труднорастворимый газ) – пузырек углекислого газа (легкорастворимый газ)». И пузырек углекислого газа коалесцирует через пузырек воздуха.

При таком способе флотации переход флотируемых частиц загрязнений в пену происходит в 2-2,5 раза быстрее. Таким образом, габариты флотационных аппаратов уменьшаются в 1,8 раза. Также происходит интенсивное уплотнение пенного слоя.

Процесс напорной флотации можно интенсифицировать путем введения и третьей рабочей жидкости с использованием, например, биогаза [12]. Использование нескольких рабочих жидкостей является существенным фактором интенсификации флотационного сгущения активного ила. Простейшая теоретическая оценка этого процесса может быть выполнена следующим образом. На рисунке 3 показана высота пенного слоя в исходном состоянии (А) и конечном после уплотнения (Б).

Следует отметить, что чем меньше высота пенного слоя, тем больше концентрация взвешенных веществ и, следовательно, выше технологический эффект.

Оценку проводим путем анализа уравнения

$$\frac{dC_D}{dt} = k_7 C_C,$$

причем

$$k_7 = \frac{H_{\text{П}}^0 - H_{\text{П}}^1}{t H_{\text{П}}^0},$$

где $H^0_{\text{П}}$ – высота исходного пенного слоя; $H^1_{\text{П}}$ – высота пенного слоя по истечении времени t.

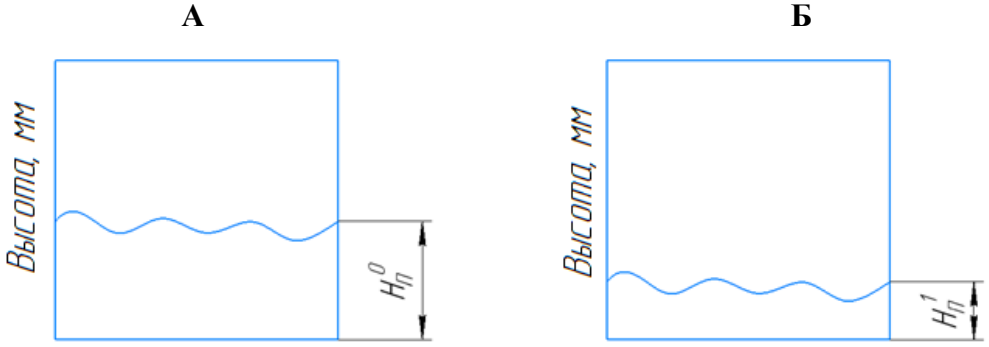


Рисунок 3. Определение высоты пенного слоя в исходном и конечном состояниях:
А – высота исходного пенного слоя; Б – высота пенного слоя после уплотнения

Согласно экспериментальным данным, можно записать

$$C_C = n \cdot C_D,$$

где n – степень флотационного сгущения активного ила.

Можно примерно оценить n в случае использования одной рабочей жидкости n = 4-5, а в случае двух рабочих жидкостей n = 8-10.

Проведение экспериментальных исследований по флотационному сгущению активного ила с использованием рабочих жидкостей с воздухом, углекислым газом и биогазом показало на суммирование эффекта флотационного сгущения (рисунок 4).

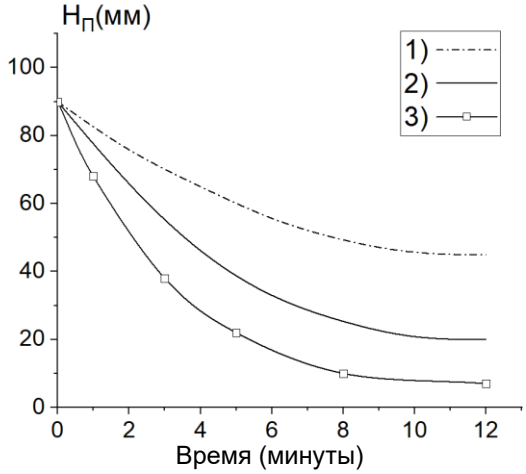


Рисунок 4. Кинетическая зависимость уплотнения пенного слоя при использовании нескольких рабочих жидкостей с применением различных газов:
1) воздух; 2) воздух + углекислый газ; 3) воздух + биогаз + углекислый газ

Анализ данных, представленных на рисунке 4, показывает, что высота уплотненного пенного слоя активного ила меньше всего в случае использования смеси воздуха, биогаза и углекислого газа, что свидетельствует об эффективности предлагаемого способа уплотнения пенного слоя сфлотированного активного ила.

Таким образом, использование при флотационном сгущении нескольких рабочих жидкостей с применением различных по растворимости газов позволяет получить значимый практический результат.

Задача разработки аппаратурного оформления описываемого процесса состояла в создании новой конструкции илофлотокомбайна, обеспечивающей высокую степень очистки воды от загрязнений вплоть до качества воды с возможностью сброса в водоемы рыбохозяйственного назначения, и получение осадка с уменьшенным остаточным влагосодержанием.

Техническим результатом является повышение эффективности очистки воды с возможностью сброса в водоемы рыбохозяйственного назначения и получение осадка с уменьшенным остаточным влагосодержанием.

Поставленная задача и указанный технический результат достигаются тем, что илофлотокомбайн для очистки воды включает корпус, внутри которого расположены перегородки, а с внешней стороны установлены патрубки соответственно подвода рабочей жидкости, очищаемой воды, крышки, пенного желоба с патрубком отвода пенного продукта, патрубка отвода очищенной воды, пенного продукта, отводимого через патрубок далее по трубопроводу в шнековый сгуститель, имеющего внешний привод, и связанного трубопроводами со сборниками сгущенного осадка и осветленной жидкости, причем для повышения эффективности очистки воды и получения осадка с уменьшенным остаточным влагосодержанием патрубок очищенной воды последовательно соединен трубопроводом с биореактором, выходной патрубок которого соединен с промежуточным резервуаром с погружным насосом, и далее

последовательно с мембранным аппаратом, имеющего отводы в пенный желоб и резервуар очищенной воды, причем, сборник осветленной воды соединен трубопроводом с узлом приготовления рабочей жидкости, который связан трубопроводом с патрубком рабочей жидкости и при этом узел приготовления рабочей жидкости находится на расстоянии от сборника осветленной жидкости равном от 1/7 до 1/3 расстояния между сборником осветленной жидкости и патрубком подачи рабочей жидкости.

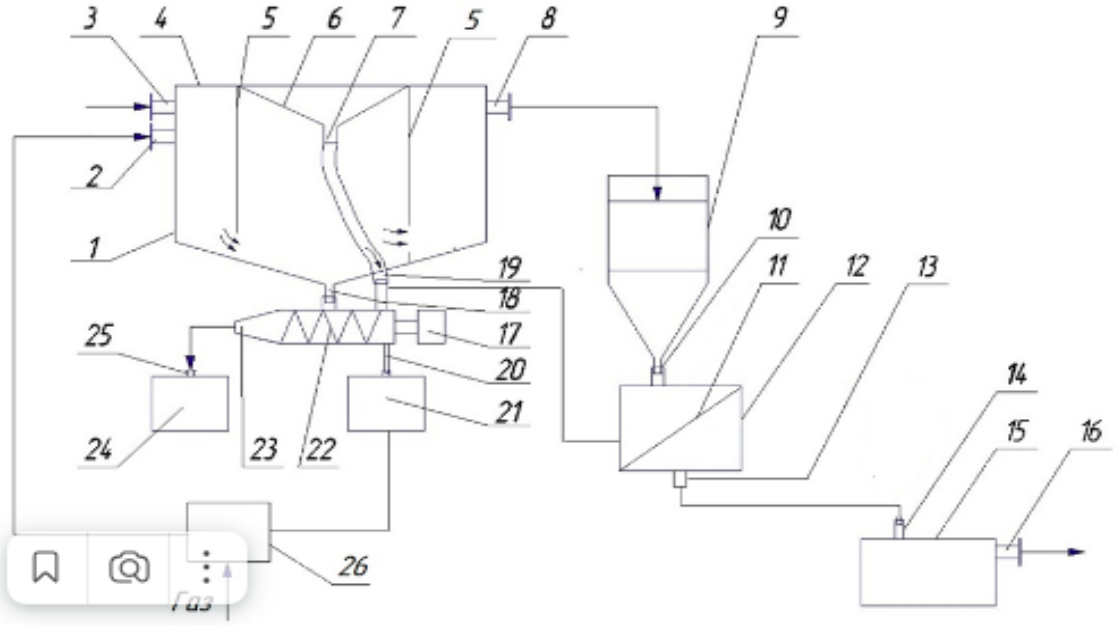


Рисунок 5. Схема илофлотокомбайна (Патент на полезную модель №195481 «Илофлотокомбайн», пр. 25.10.2019, рег. 29.01.2020. Заявитель и автор Ксенофонтов Б.С.)

Предлагаемый илофлотокомбайн (рисунок 5) включает корпус *1*, внутри которого расположены перегородки *5*, а с внешней стороны установлены патрубки соответственно подвода рабочей жидкости *2*, сточной воды *3*, крышки *4*, пенного желоба *6* с патрубком отвода пенного продукта *7*, патрубка отвода очищенной воды *8*, соединенного трубопроводом с биореактором *9*, выходной патрубок которого соединен с мембранным аппаратом *12*, содержащего внутри мембрану *11* из которого очищаемая вода через выходной патрубок *13* по трубопроводу поступает через патрубок *14* в резервуар чистой воды *15*, из которого выводится через патрубок *16* с дальнейшим использованием по назначению. Пенный продукт, отводимый через патрубок *7* далее по трубопроводу *19*, а также концентрат из мембранного аппарата через патрубок *18* поступают в шнековый сгуститель *22*, имеющего привод *17*, а также патрубок *20* вывода осветленной воды, направляемой в сборник *21*. Сгущенный продукт через конический выходной патрубок *23* отводится в сборник осадка *24* через патрубок *25*. При этом сборник осветленной воды *21* соединен трубопроводом с узлом приготовления рабочей жидкости *26*, который связан трубопроводом с патрубком *2* рабочей жидкости, причем узел приготовления рабочей жидкости находится на расстоянии от сборника осветленной жидкости равном от 1/7 до 1/3 расстояния между сборником осветленной жидкости и патрубком подачи рабочей жидкости.

Принцип работы предлагаемого илофлотокомбайна заключается в следующем. Очищаемая вода через патрубок *3*, а рабочая жидкость через патрубок *2* поступают внутрь корпуса *1*, где происходит комбинированный флотационный процесс предварительной очистки воды. Дальнейший процесс доочистки воды происходит в биореакторе *9* и в мембранном аппарате

12. Далее очищенная вода поступает в сборник чистой воды *15* и используется по назначению. Пенный продукт, образующийся при осуществлении комбинированного флотационного процесса очистки воды из пенного желоба 6 поступает через патрубок *7* и трубопровод *19* в шнековый сгуститель *22*, в котором происходит его сгущение, после которого сгущенный концентрат поступает в сборник осадка *24*, а осветленная вода в сборник *21*. При этом узел приготовления рабочей жидкости *26* находится на расстоянии от сборника осветленной жидкости 21 равном от 1/7 до 1/3 расстояния между сборником осветленной жидкости *21* и патрубком подачи рабочей жидкости *2*. Эти параметры проверены при испытании опытной установки.

В узел приготовления рабочей жидкости *26* наряду с жидкостью подается также газ, например, воздух, что приводит к образованию рабочей жидкости в виде смеси газ-жидкость.

Качество полученной чистой воды, отбираемой из сборника *15* удовлетворяет требованиям качества воды, которую можно сбрасывать в водоем рыбохозяйственного назначения, а степень сгущения осадка, в том числе активного ила, приводит к достаточно низкой остаточной влажности от 62 до 73%, а при использовании известных устройств качество очищенной не удовлетворяет требованиям качества воды, которую можно сбросить в водоемы рыбохозяйственного назначения и остаточная влажность осадка, в том числе активного ила, превышает 80%.

Предлагаемый илофлотокомбайн может автономно использоваться в качестве локальной очистной установки с площадью меньшей, чем в случае использования сооружений – аналогов до 2,0 до 3,5 раз.

Установка в виде илофлотокомбайна предназначена для очистки воды от различных загрязнений до качества воды, позволяющего сбрасывать воду в водоемы рыбохозяйственного назначения, и получать осадок, в том числе активный ил, в сгущенном виде.

Предлагаемый илофлотокомбайн может автономно использоваться в качестве локальной очистной установки с площадью меньшей, чем в случае использования сооружений-аналогов до 2,0–3,5 раз.

Список использованных источников

1. Ксенофонтов Б.С. Флотационная обработка воды, отходов и почвы. М.: Новые технологии. 2010. 272 с.
2. Ксенофонтов Б.С. Очистка воды и почвы флотацией. М.: Новые технологии, 2004. 224 с.
3. Ксенофонтов Б.С. Моделирование процесса электрофлотационной очистки сточных вод. Экспресс-информация. Сер. «Промышленность горнохимического сырья», НИИТЭХИМ. 1987. №4. С.1-8.
4. Гвоздев В.Д., Ксенофонтов Б.С. Очистка производственных сточных вод и утилизация осадков. М.: Химия, 1988. 112 с.
5. Ксенофонтов Б.С., Виноградов М.С. Использование обобщенной флотационной модели Ксенофонтова для расчета процессов очистки воды. Тверь: Твер. гос. ун-т. 2019. 185 с.
6. Ксенофонтов Б.С. Очистка сточных вод: флотация и сгущение осадков. М: Химия, 1992. 144 с.
7. Ксенофонтов Б.С. Охрана окружающей среды: биотехнологические основы. М.: Изд-во «Форум»: Инфра-М. 2016. 200 с.
8. Ксенофонтов Б.С. Обработка осадков сточных вод. М.: Инфра. М. 2019 262 с.
9. Ксенофонтов Б.С. Интенсификация очистки сточных вод флотацией. Saarbrücken: LAP LAMBERT, 2012. 99 с.
10. Ksenofontov Boris. Water systems flotation treatment. Saarbrücken (Germany): LAP LAMBERT, 2011. 189 p.
11. Ksenofontov B.S. Flotation: multistage and generalized models of the process: harvesters of Ksenofontov type and for special purpose / Campbell, Calif.: Academus publ., 2021. 298 p.

12. Ксенофонтов Б.С. Очистка сточных вод флотацией с несколькими рабочими жидкостями. Тверь: Тверской госуниверситет. 2021. 144 с.
13. Патент 2108974 РФ: Способ очистки сточных вод, опубл.20.04.1998 г. / Ксенофонтов Б.С.

Intensification of flotation compaction of activated sludge

Ksenofontov B.S., Yakushkin V.P.

The paper considers the issues of intensifying the compaction of the foam layer of floated activated sludge, as well as experimental data confirming the theoretical foundations of this process. It is shown that the height of the compacted foam layer of activated sludge is the smallest in the case of using a mixture of air, biogas and carbon dioxide, which indicates that the use of several working liquids for flotation thickening of activated sludge with the use of gases of different solubility makes it possible to obtain a significant practical result.

КОМПЛЕКСНАЯ ПЕРЕРАБОТКА МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ, ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ

ЭФФЕКТИВНОСТЬ ИЗВЛЕЧЕНИЯ КОМПОНЕНТОВ ЗОЛОШЛАКОВЫХ ОТХОДОВ СЛОЕВОГО СЖИГАНИЯ УГЛЕЙ В ЗАВИСИМОСТИ ОТ ИХ ВЕЩЕСТВЕННОГО СОСТАВА

А.А. Лавриненко, И.В. Кунилова, И.О. Крылов, А.А. Писарева
ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр
им. академика Н.В. Мельникова РАН», Москва, Российская Федерация
e-mail: lavrin_a@mail.ru

Представлены результаты исследования процессов извлечения ценных компонентов из ЗШО слоевого сжигания различных видов углей – бурого, каменного коксующегося и каменного энергетического. Показана взаимосвязь эффективности извлечения компонентов из отходов в зависимости от их вещественного состава.

Сырье для производства алюминия (бокситы), цирконий, титан, марганца, ванадий, кобальт, иттрий, неодим относятся к стратегическим и критическим видам минерального сырья [1]. Извлечение компонентов из золошлаковых отходов позволит российским регионам решить экологическую проблему отходов ТЭС, а также использовать отходы ТЭС как вторичное сырье для разных отраслей промышленности. Стимулирующим фактором для утилизации золошлаковых отходов в качестве техногенного минерального сырья являются Правила подтверждения производства товаров с использованием вторичного сырья в целях применения понижающего коэффициента к нормативу утилизации отходов, вступившие в действие с 1 января 2025 г. [2].

Слоевой способ сжигания твердых топлив применяется для котлов малой и средней мощности, позволяя обеспечивать эффективное сжигание углей, в т. ч. с низкой теплотворной способностью и высокой влажностью. Температура сжигания при слоевом способе значительно ниже, чем при пылеугольном. В результате совокупного действия этих факторов в золошлаковых отходах слоевого сжигания могут концентрироваться большие количества ценных микроэлементов по сравнению с отходами пылевидного сжигания [3].

Объектами настоящего исследования являлись ЗШО слоевого сжигания различных видов углей – бурого, каменного коксующегося и каменного энергетического. Анализ состава образцов ЗШО показал их значительные отличия в содержании основных и примесных элементов. Наибольшее содержание фосфора, косвенно указывающее на повышенное содержание редкоземельных элементов, установлено для ЗШО сжигания каменного энергетического угля. Повышенное содержание серы, близкое к 3%, присутствует в ЗШО сжигания каменного коксующегося угля. Максимальное содержание кремния отмечается для ЗШО сжигания бурых углей, а алюминия – ЗШО каменного энергетического угля. Содержание CaO всех исследуемых ЗШО составляет более 10%, что указывает на отнесение их к основному типу, в отличие, например, от золы Рефтинской ГРЭС.

Исследование процессов извлечения компонентов золошлаковых отходов слоевого сжигания различных углей проводилось методами магнитной сепарации, флотации и выщелачивания.

Для ЗШО от сжигания коксующихся и бурых углей, характеризующихся высоким содержанием летучих соединений (18-23%), выявлена эффективность флотационного выделения недожженного углерода. На основе сопоставления показателей флотации образцов ЗШО от сжигания каменного энергетического угля различных классов крупности установлено, что увеличение класса крупности с -0,2+0,071 до -1+0,63 мм приводит к снижению извлечения углерода с 35 до 21%, что связано с наличием агрегатов с алюмосиликатными частицами, которые могут быть разрушены благодаря доизмельчению.

ЗШО от сжигания бурых углей имеют типичное для ЗШО содержание железа (7,4% по Fe_2O_3), однако их особенность – содержание железа в виде изоморфного включения в кальцит, а не в виде магнетита или гематита - не позволяет получить железосодержащий концентрат приемлемого качества. Содержание железа в концентрате при высокоградиентной магнитной сепарации составило лишь 12,4% по Fe_2O_3 при выходе 10,5%. Состав ЗШО от сжигания коксующегося угля характеризуется повышенным содержанием железа (27,8% по Fe_2O_3), которое представлено в основном гематитом Fe_2O_3 (23%), а также магнезиоферритом $MgFe_3O_4$, что делает целесообразным выделение из них железосодержащего концентрата. Высокоградиентная магнитная сепарация пробы фракции -2,5+0,2 мм ЗШО от сжигания коксующегося угля позволила получить за одну стадию концентрат с содержанием железа 47,8%, содержащий магнетит и гематит.

Выщелачивание целесообразно проводить для тех ЗШО, которые характеризуются относительно высоким содержанием алюминия (более 25% по Al_2O_3) и редких элементов [3]. Выбор условий процесса зависит как от форм нахождения ценных элементов, так и от содержания щелочных компонентов, содержания и минеральных фаз кремния и алюминия – основных золообразующих компонентов.

Исследование особенностей минерально-фазового состава исследуемых образцов золошлаковых отходов методом рентгеновской дифракции показало значительные отличия минеральных фаз данных ЗШО слоевого сжигания от фаз ЗШО пылеугольного сжигания. В кристаллических фазах ЗШО бурого угля преобладает кальцит, также высоко содержание кварца. Основными минералами в образцах ЗШО сжигания каменных коксующихся и энергетических углей являются кальцит $Ca(CO_3)$, кварц SiO_2, корунд Al_2O_3 и гематит. ЗШО сжигания коксующегося и бурого углей содержат некоторое количество гипса. В ЗШО коксующегося угля присутствует также силикат кальция – волластонит. Микроскопические исследования показали, что золошлаковые отходы характеризуются сложной структурой сплавленных в условиях сжигания частиц и агрегатов, а также наличием изоморфных примесей минеральных компонентов, твердых растворов, интерметаллидов.

Проба ЗШО сжигания каменного энергетического угля отличается повышенными содержаниями циркония (1000 г/т), редкоземельных элементов (550 г/т), галлия (36 г/т), цветных металлов (Al, Zn, Co), что делает данные ЗШО потенциальным объектом для комплексной переработки с использованием обогатительно-гидрометаллургических методов. Выявлены эффективные условия пирогидрометаллургической переработки, которая заключается в низкотемпературном обжиге с реагентами, последующей обработке материала спека сочетанием кислотных реагентов HCl, H_2SO_4 с ультразвуковой интенсификацией с получением продуктивного раствора, содержащего Al, Zr, Mn, V и редкие элементы (Ce, Nd, Y, Sc, La, Ta,

Ga), который после выделения концентратов редких элементов известными гидрометаллургическими методами может быть использован в качестве алюминийсодержащего коагулянта. Образующийся кек после сушки может быть использован в качестве кремнистой добавки в цементном производстве либо в качестве мелиоранта для улучшения структуры почвы [4].

Таким образом, в результате исследования процессов обогащения золошлаковых отходов слоевого сжигания различных углей – бурых, каменных коксующихся и каменных энергетических, отличающихся условиями сжигания, подтверждена взаимосвязь элементного состава, особенностей фазового состава и структуры частиц золошлаковых отходов с эффективностью процессов магнитной сепарации, флотации и выщелачивания для выделения отдельных компонентов.

Список использованных источников

1. Стратегия развития минерально-сырьевой базы Российской Федерации до 2050 года. Утверждена распоряжением Правительства РФ от 11.07.2024 №1838-р.
2. Правила подтверждения производства товаров с использованием вторичного сырья в целях применения понижающего коэффициента к нормативу утилизации отходов. Утверждены Постановлением Правительства Российской Федерации от 30 декабря 2024 г. № 1991.
3. Использование твердых отходов добычи и переработки углей / Шпирт М.Я., Артемьев В.Б., Силютин С.А. М.: Издательств «Горное дело» ООО «Киммерийский центр», 2013. 432 с. (Библиотека горного инженера. Т. 5 «Переработка минерального сырья». Кн. 3).
4. Володарский И.Х., Игнатова Н.Н., Шпирт М.Я. Основные принципы создания экологически безопасных процессов добычи и переработки твердых горючих ископаемых // Состояние и перспективы комплексного использования твердых горючих ископаемых / под общ. ред. Горлова Е.Г. М.: НТК «Трек», 2011. С. 237-247.

Efficiency of extraction of ash and slag waste components
from layer combustion of coals depending on their substance composition

Lavrinenko A.A., Kunilova I.V., Krylov I.O., Pisareva A.A.

The article presents the results of the study of the processes of extracting valuable components from the ash and slag waste of layer combustion of various types of coal - brown, coking and power-generating coal. The relationship between the efficiency of extracting components from waste depending on their material composition is shown.

НАПОЛНИТЕЛИ НА ОСНОВЕ ПЕРЕРАБОТКИ ОТХОДОВ ПОЛУЧЕНИЯ ЧУГУНА И МЕДИ

Е.М. Готлиб, Т.Р. Шакиров

ФГБОУ ВО «Казанский национальный исследовательский технологический университет», г. Казань, Российская Федерация

e-mail: egotlib@yandex.ru; timurtnvm@yandex.ru

Применение медного и металлургического шлаков может расширить сырьевую базу химической промышленности и строительства. Наличие в их составе реакционного оксида кремния позволяет использовать эти отходы в производстве портландцемента, бетона, наполнителя для композиционных полимерных и керамических материалов. Эти шлаки отличаются относительно высоким содержанием металлов в отходе производства меди, и его значительно большей пористостью и меньшей степенью дисперсности.

Введение. Шлаки, образующиеся в черной и цветной металлургии, являются ценным техногенно-минеральным сырьем [1, 2]. Ежегодный выход доменных шлаков (ДШ) составляет: около 45 млн т, а медных шлаков (МШ) – почти 10 млн т. Так, при выплавке 1 т чугуна получается от 400 до 1000 кг шлака, а при выплавке 1 т меди – до 4 т шлака. Эти шлаки представляет собой значительный объем перспективного сырья для переработки и вторичного применения [3-6].

В частности, медные шлаки можно рассматривать как дополнительный источник меди [7, 8]. Они содержат также значительное количество оксида железа (Fe_2O_3), что делает МШ потенциальным источником железа для производства цемента. Содержание медного шлака на уровне 35% считается оптимальным для производства шлакопортландцемента, требуемого качества [9].

МШ может разлагаться в щелочной среде, высвобождая кремний, который затем реагирует с гидроксидом кальция, образуя гидраты силиката кальция. Это способствует улучшению прочности и долговечности цементного продукта. Щелочная среда, необходимая для этих реакций, создается в процессе гидратации цемента, что делает медный шлак эффективным компонентом в цементных смесях [10].

Использование в составе этого строительного материала доменных шлаков позволяет заменить глину, снизить в 1,2-1,6 раза расход известняка, увеличить объем производства цемента в 1,5-2,0 раза, сократить расход энергии на 40% [3].

Экспериментальная часть. Объектами исследования в работе выступали перекристаллизованные при 1200°С отходы производства меди и чугуна – медный (МШ) и доменный (ДШ) шлаки. Рентгенографический количественный анализ их фазового состава проводился на рентгеновском дифрактометре Rigaku Smart Lab. Определение гранулометрического состава выполнялось ситовым методом. Пористая структура шлаков определена низкотемпературной адсобцией азота на приборе «ТОР 200» (Altamira Instruments, LLC). Определение pH осуществлялось с использованием pH-метра МАРК-904 при 22°С.

Обсуждение результатов. Нами установлено, что перекристаллизованный МШ содержит следующие минеральные фазы: окерманит железистый ($Ca_2FeSi_2O_7$) – 50%, волластонит ($CaSiO_3$) – 49%, микроклин ($KAlSi_3O_8$) – 1%.

Продукт переработки ДШ состоит из 23% диопсида ($Ca\,Mg[Si_2O_6]$) и 77 акерманита ($Ca_2\,Mg[Si_2O_7]$).

Гранулометрическая характеристика МШ представлена в таблице 1 с указанием линейного уравнения (рисунок 1). Основная масса его имеет размер частиц менее 160 мкм.

ДШ имеет средний размер частиц 12,41 мкм и их удельную поверхность 35264 $см^2/см^3$. Таким образом, перекристаллизованный доменный шлак является более высокодисперсным, по сравнению с МШ.

Удельная поверхность пор МШ и ДШ составила 7,83 и 0,475 $м^2/г$; соответственно. Объем пор МШ 0,02 $см^3/г$; их размер 12,85 нм. Диаметр пор ДШ не позволяет определить разрешающая способность используемого прибора. pH МШ – 8,04, а ДШ – 10,5. То есть эти наполнители имеют щелочную природу поверхности.

Таблица 1. Гранулометрическая характеристика МШ

Фракция, мм	**+0,63**	**-0,63+0,4**	**-0,4+0,315**	**-0,315+0,2**	**-0,2+0,16**	**-0,16+0,1**	**-0,1+0,063**	**-0,063**
Выход фракции, %	0,32	16,10	7,62	18,58	8,63	17,31	13,89	17,56

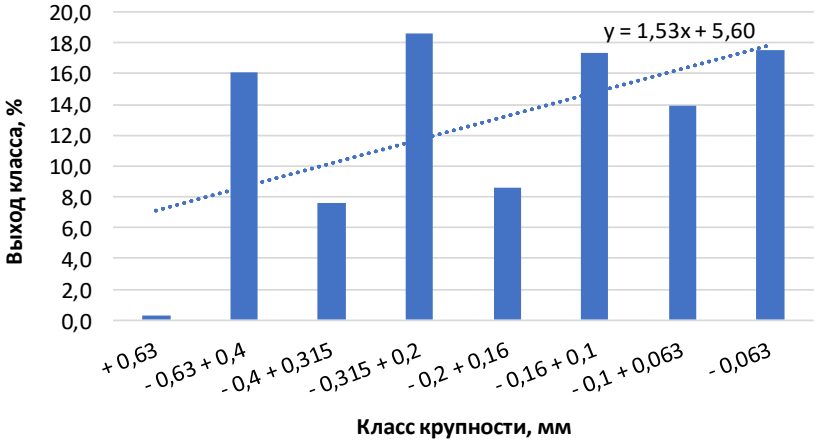


Рисунок 1. Гранулометрическая характеристика МШ

Заключение. Исходя из полученных нами экспериментальных данных, МШ может служить исходным материалом для получения железистых силикатов кальция. Этот процесс может быть осуществлён через высокотемпературные реакции, что позволит создать соединения с улучшенными химическими свойствами [6-8].

Железистые силикатные соединения известны своей устойчивостью и механической прочностью, что делает перспективным использование их в качестве наполнителей для композиционных материалов [9, 10]. Аналогичную роль могут успешно играть и ДШ, хотя оксидов железа в них почти не содержится [11, 12].

Список использованных источников

1. Шадрунова И.В., Савин А.Г. и др. Технологические, экономические и экологические аспекты переработки техногенного сырья горно-металлургических предприятий Урала // Труды Междунар. конгресса «Фундаментальные основы технологий переработки и утилизации техногенных отходов». Екатеринбург, 2012. С. 28–30.
2. Харченко Е.М. Ульева Г.А. Егорова Т.Г. и др. Переработка шлаков медеплавильного производства Международный журнал прикладных и фундаментальных исследований. 2015. № 7 (Ч.1). С. 30-33.
3. Вопросы утилизации рафинировочных шлаков сталеплавильного производства: монография / О.Ю. Шешуков [и др.] Нижний Тагил: НТИ УрФУ, 2017. 20 с.
4. Снижение экологической нагрузки при обращении со шлаками черной металлургии: монография / К.Г. Пугин, Я.И. Вайсман, Б.С. Юшков, Н.Г. Максимович. ПГТУ. Пермь, 2008. 316 с.
5. Аскарова Н.М., Самадов А.У. Возможности переработки шлаков медного производства гидрометаллургическим способом //Вестник науки и образования № 10(88). Ч. 2. 2020. С. 36-39.
6. Клюшников А.М., Мальцев Г.И. Кристаллизация шлаков плавок никелевого и медного сырья. Инфа-инженерия, 2023. 108 с.
7. Habib A, Bhatti HN, Iqbal M (2020) Metallurgical processing strategies for metals recovery from industrial slags. Z Phys Chem 234(2):201–231. https://doi.org/10.1515/zpch-2019-000
8. Доманская И.К., Тропников Д.Л. Перспективы применения медных шлаков в качестве заполнителей в составе строительных материалов //. Цветные металлы, 2014. №10.
9. Bypaneni K.C., Ilango S.K. Effect of waste copper slag as a substitute in cement and concrete- a review IOP Conf. Series: Earth and Environmental Science 982 (2022) November 4, 2022, 3:27.
10. Klaffenbach, E., Montenegro, V., Guo, M. et al. Sustainable and Comprehensive Utilization of Copper Slag: A Review and Critical Analysis. J. Sustain. Metall.
11. Мелконян В.Г. Исследование полимерных связующих с наполнителями из техногенных отходов / В.Г. Мелконян, П.В. Борков // Успехи современного естествознания. 2012. № 6. С. 38. 468–496.
12. Svyatchenko A.V. Techno-Genic Fillers in the Composition of Modern Polymer Paints / A.V. Svyatchenko, N.Yu. Kiryushina, O.N. Sharapov // Solid State Phenomena. 2020. Vol. 299. P. 60-65.

Fillers based on the processing of waste production of cast iron and copper

Gotlib E.M., Shakirov T.R.

The use of copper and metallurgical slags can expand the raw material base of the chemical industry and construction. The presence of reactive silicon oxide in their composition allows using these wastes in the production of Portland cement, concrete, filler for composite polymer and ceramic materials. These slags are characterized by a relatively high content of metals in copper production waste, and its significantly greater porosity and lower degree of dispersion.

ТЕХНОЛОГИЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЛИТИЯ ИЗ РУДЫ ЗАВИТИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ И ЛЕЖАЛЫХ ХВОСТОВ ЗАБАЙКАЛЬСКОГО ГОКА*

Л.В. Шумилова[1,2], Г.А. Юргенсон[3]

[1] ФГБОУ ВО «Забайкальский государственный университет», г. Чита, Российская Федерация
[2] ФГБУН «Институт горного дела им. Н.А. Чинакала Сибирского отделения РАН», Читинский филиал г. Чита, Российская Федерация,
[3] ФГБУН «Институт природных ресурсов, экологии и криологии Сибирского отделения РАН», г. Чита, Российская Федерация

e-mail: shumilovalv@mail.ru; yurgga@mail.ru

Изучены содержания главных промышленных компонентов в добытой и заскладированной сподуменовой руде и содержания редких элементов в хвостах обогащения Забайкальского ГОКа. Разработана пиро-гидрометаллургическая технология извлечения лития (карбонат лития) и других редких и цветных металлов.

Наша страна располагает одними из крупнейших запасов лития в мире, однако их промышленная разработка до настоящего времени не осуществляется. В контексте Российской Федерации внутреннее потребление лития полностью удовлетворяется за счет импортных поставок по причине высоких платежей и отсутствия технологий переработки руд, недостаточного внутреннего спроса и высокой конкуренции на глобальном рынке, где лидирующие позиции занимают такие страны, как Чили, Аргентина, Китай и Австралия. Согласно прогнозам, к 2030 г. спрос на литий увеличится более чем в три раза по сравнению с 2023 г.

В 1997 г. в Забайкалье было закрыто единственное в России горное предприятие, где перерабатывались руды Завитинского месторождения и извлекали литий, бериллий, тантал, ниобий, олово (Забайкальский ГОК). В настоящее время возникла необходимость возобновление деятельности предприятия, однако возникли сложности в связи с тем, что вся геолого-маркшейдерская и техническая документация утеряны. Поэтому актуальной научной задачей является изучение вещественного состав этого ценного минерального сырья и разработка эффективной технологии его переработки.

Цель исследования – разработка технологии совместной переработки сподуменовой руды с открытых складов и лежалых хвостов Забайкальского ГОКа для извлечения лития. Объект исследования – техногенное сырьё хвостохранилищ №1 и №2 Забайкальского ГОКа (объём скоплений 11815 тыс. т) и литийсодержащая руда Завитинского месторождения с открытых складов (объём руды олово-литий-танталового промышленного типа 11815 тыс. т).

* ***Работа выполнена в рамках реализации проекта № FUFR-2021-0005.***

К минералогии и геохимии Завитинского месторождения лития. Выполнено опробование сподуменовых пегматитов коренных и добытых заскладированных руд (таблица 1). Исследование показало, что они содержат промышленные концентрации лития и сопутствующих элементов. В историческом контексте (1937-1997 гг.) в промышленные концентраты извлекали сподумен, колумбит-танталит, касситерит и берилл. Установлено, что в большинстве исследованных проб содержание лития составило более одного процента, среднее значение – 1,03 мас.%. Содержания Li_2O находится в пределах 1,96 – 5,98% при среднем 4,4%. Содержания бериллия, рубидия, тантала, ниобия и олова, составляют, соответственно, мас.%: 0,017; 0,048; 0,0019; 0,0092 и 0, 0049. При пересчете этих содержаний на традиционную форму представления в окислах они составляют (мас.%.): Li_2O – 4,44; BeO – 0,047; Ta_2O_5 – 0,0082; Nb_2O_5 – 0,026; Rb_2O – 0, 105; и SnO_2 – 0,062. При этом достаточно высоки содержания рубидия, который при условии разработки экономически приемлемой технологии извлечения, может представлять промышленный интерес.

Таблица 1. Содержание главных промышленных компонентов в добытой и заскладированной сподуменовой руде Завитинского месторождения

Номер пробы	Элемент и его содержание, мас.%					
	Li	**Be**	**Rb**	**Ta**	**Nb**	**Sn**
ZV-1/1	0,949	0,0062	0,0137	0,0023	0,0089	0,0057
ZV-1/4	1,19	0,02	0,135	0,004	0,0039	0,0068
ZV-2/1	1,39	0,0006	0,0227	0,0029	0,0184	0,0053
ZV-2/2	1,34	0,003	0,0278	0,0014	0,0090	0,0055
ZV-2/3	0,837	0,0057	0,0201	0,0016	0,0074	0,0043
ZV-3/1	0,933	0,0038	0,0316	0,0014	0,0081	0,0038
ZV-3/2	1,16	>0,01	0,0204	0,0008	0,0044	0,0032
ZV-3/3	0,454	>0,01	0,117	0,0008	0,0057	0,0048
Среднее	1,03	0,017	0,048	0,0019	0,0092	0,0049

Электронно-микроскопическое изучение основного минерала лития сподумена Завитинского месторождения показало относительную стабильность его состава. Он содержит 1,88-1,89% лития. В нем установлены следующие минеральные примеси: халькопирит, галенит, пирит, пирротин, скаполит. В результате анализа восьми проб, взятых из хвостохранилища Забайкальского ГОКа, установлены относительно высокие содержания извлекавшихся ранее в процессе переработки руд лития, бериллия, ниобия, тантала и олова, а также не извлеченных рубидия и индия. Хвосты обогащения сподуменовых руд Завитинского месторождения, находящиеся в хвостохранилищах №1 и №2 Забайкальского ГОКа, также содержат редкие и цветные металлы, которые относятся к стратегическому минеральному сырью (таблица 2).

Носителями лития являются сподумен $LiAlSi_2O_6$, а также продукты его разложения эвкриптит $LiAlSiO_4$, и гидрослюды, содержащие литий, очень редко наблюдались фосфаты лития трифилит $LiFe^{2+}(PO_4)$, еще реже монтебразит $LiAl(PO_4)(OH)$. Бериллий представлен в основном бериллом. $Be_3Al_2\ Si_6O_{18}$, устойчивым ко многим кислотам, однако растворяется в серной кислоте. Ниобий и тантал заключены в колумбит-танталите в тончайших сростках с альбитом $NaAlSi_3O_8$ и калиевым полевым шпатом, а также с кварцем. Незначительная часть тантала и ниобия может быть связана с касситеритом. Олово находится в тонких (0,01 мм) зернах касситерита в сростках с кварцем и полевыми шпатами, в основном, с микроклином

(K, Na)$AlSi_3O_8$. Основным носителем индия является касситерит, в котором его содержания находятся в пределах 0,1–1,3%.

Таблица 2. Содержания редких элементов в хвостах обогащения сподуменовых руд Завитинского месторождения Забайкальского ГОКа

Номер пробы	Элемент и его содержание, мас.%						
	литий	тантал	ниобий	бериллий	олово	рубидий	индий
19/132	0,0872	0,0021	0.0043	0,0079	0,0027	0,0405	0,0001
19/136	0,0422	0,0011	0,0019	0,0030	0,0011	0,0197	0,0010
19/138-1	0,0487	0,0011	0,0029	0,0042	0,0015	0,0265	0,0011
19/138/2	0,0835	0,0020	0,0046	0,0300	0,0039	0,0644	0,0009
19/141	0,0838	0,0030	0,0062	0,0044	0,0037	0,0757	0,0010
19/142-1	0,0471	0,0016	0,0039	0,0047	0,0032	0,0780	0,0010
19/142-2	0,0562	0,0018	0,0040	0,0065	0,0036	0,0789	0,0010
19/146	0,0613	0,0027	0,0054	0,0040	0,0040	0,0762	0,0010
Среднее	0,0638	0,0019	0,0042	0,0081	0,003	0,0575	0,001

Авторами разработана базовая комбинированная технология совместной переработки сподуменовой руды Завитинского месторождения с открытых складов и лежалых хвостов Забайкальского ГОКа для извлечения лития. Технология включает три цикла, в базовую основу которых закладывается тип минерального сырья.

Первый цикл: рудоподготовка (трехстадиальное дробление руды от 2500 мм до крупности 40 мм); термическое обогащение (декрипитация) в течение 1 ч во вращающейся барабанной печи; охлаждение и измельчение, электромагнитная сепарация. При высокотемпературном прокаливании при 1200°C α-сподумен переходит в β-сподумен, что является важной внутримолекулярной реакцией, приводящей к увеличению параметров и подвижности кристаллической решётки минерала и определяет способность β-сподумена к образованию водорастворимых соединений. При нагревании газово-жидких включений после их гомогенизации даже незначительное приращение температуры приводит к резкому возрастанию давления и в сподумене происходят необратимые деформации (растрескивание) при повышенном давлении и превышении прочностных свойств «минерала-хозяина» (полевые шпаты, кварц, слюда). Происходит вскрытие сподумена. Мусковит переходит в гидромусковит. Сподумен – в цимотолит (смесь сподумена и слоистых силикатов). Продукт термического обогащения после охлаждения и измельчения до класса 0,2 мм направляется на мокрую электромагнитную сепарацию. Танталит и колумбит – естественные магнитные минералы из-за содержания железа, минералы сподумен и касситерит – парамагнитные, берилл – обладает низкой магнитной восприимчивостью. Поэтому в магнитной фракции концентрируется тантал и ниобий, направляемые в дальнейшем на разделение, а в немагнитной – литий, бериллий, олово и примесные компоненты.

Второй цикл – обогащение лежалых хвостов Забайкальского ГОКа (измельчение; обесшламливание; агитация I стадия обесшламленной пульпы с добавлением Na_2CO_3 и собирателя сподумена; сподуменовая флотация с добавлением соснового масла и жидкого стекла; агитация (II стадия) сподуменового концентрат с серной кислотой и собирателем сподумена; слюдяная флотация.

Третий цикл: комбинированная пиро-гидрометаллургическая технология переработки литийсодержащих продуктов, полученных в первом и втором циклах: обезвоживание литийсодержащих продуктов (немагнитная фракция электромагнитной сепарации и сподуменовый

концентрат слюдяной флотации); обжиг в барабанной сушилке при температуре 200-250°С; гашение спёка до температуры 60°С (измельчение спека до крупности кусков 50-100 мм, загрузка в ёмкости и заливка водой); измельчение и выщелачивание хрупкого и пористого материала серной кислотой в шаровых мельницах при отношении Т: Ж = 1:2; водное выщелачивание (ионы водорода из серной кислоты замещают ионы лития в β-сподумене); фильтрование с образованием раствора, содержащего сульфаты (Li_2SO_4, $BeSO_4$, $FeSO_4$, $Fe_2(SO_4)_3$, $Al_2(SO_4)_3$, $MgSO_4$) и нерастворимого остатка (кек); осаждение железа, алюминия, магния, бериллия из раствора сульфатов посредством добавления NaOH, в осадок переходит $Al(OH)_3$, $Fe(OH)_3$, $Mg(OH)_2$, $Be(OH)_2$, который направляются на промывку, полученная промывная вода возвращается на гашение спёка, а остаток далее – на извлечение бериллия; осаждение Li_2CO_3 из раствора Li_2SO_4 посредством добавки насыщенного раствора Na_2CO_3; декантация и центрифугирование Li_2CO_3 (углекислый литий), после центрифугирования маточный раствор возвращается на сернокислотное выщелачивание и измельчение; промывка бесцветных кристаллов Li_2CO_3; сушка с получением готового продукта карбоната лития в виде белого рассыпчатого порошка без выраженного запаха, который в дальнейшем идёт на получения хлорида лития (LiCl), а далее – чистого лития. Коэффициент трансформации карбоната лития в металлический литий примерно составляет 5,3:1.

Technology of lithium extraction from the ore of the Zavitinsky deposit and stale tailings Zabaikalsky

Shumilova L.V., Yurgenson G.A.

The contents of the main industrial components in the extracted and deposited spodumene ore and the contents of rare elements in the tailings of the Zabaikalsky GOK enrichment were studied. A pyro-hydrometallurgical technology for the extraction of lithium (lithium carbonate) and other rare and non-ferrous metals has been developed.

ТЕОРЕТИЧЕСКОЕ И ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА НА МОДИФИЦИРОВАННОМ МИНЕРАЛЬНОМ СОРБЕНТЕ

В.А. Чантурия, В.Г. Миненко, А.Л. Самусев

ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН», Москва, Российская Федерация

e-mail: andrey63vzm@mail.ru

Теоретически и экспериментально исследовано влияние хлоридных комплексов меди на эффективность сорбции золота на модифицированном сапоните. Выявлено повышение сорбционной емкости (по отношение к меди) модифицированного CTAB сапонита с 7,5 мг/г до 12,5 мг/г за счет электростатического притягивания анионных хлоридных комплексов ($[CuCl]^+$, $[CuCl_3]^-$, $[CuCl_4]^{2-}$) на положительно заряженную поверхность сорбента. Исследования на модельных Cu-Au-содержащих растворах выявили пропорциональное снижение сорбционной емкости модифицированного CTAB сапонита по отношение к золоту (с 110 до 60-70 мг/г) при увеличении концентрации меди (с 0,1 до 0,5 г/л).

Успешное развитие и модернизация отечественной высокотехнологичной промышленности возможно только при достаточно полном обеспечении стратегическим минеральным сырьем (углеводородами, редкими и редкоземельными, благородными металлами и т.д.).

Разработка экологически безопасных технологий для эффективного извлечения ценных элементов из сырья различного происхождения актуальна на всех стадиях переработки [1]. Так например, извлечение золота из продуктивных растворов выщелачивания достигается ка правило следующими основными методами: цементация цинком, при которой комплекс золота восстанавливается до элементарного золота (Au) и впоследствии осаждается путем введения цинкового порошка; экстракция растворителем, в частности, с использованием ионных жидкостей, которые способны извлекать комплекс золота из раствора в виде металлоорганического соединения; использование активированного угля или ионообменной смолы, обеспечивающие извлечение комплекса золота посредством процесса сорбции [2, 3]. Наиболее широкое использование для извлечения золота в промышленности получил активированный уголь, применяемый в процессах «уголь в выщелачивании», «уголь в пульпе» и «уголь в колоне» [4]. Однако, сорбция комплексов золота на активированном угле происходит относительно медленно из-за медленной диффузии комплексов в микропоры и их способности к закупорке, что приводит к снижению сорбционной емкости (менее 20-30 мг/г) и эффективности разделения [5], и обуславливает актуальность поиска альтернативных сорбентов.

Смектиты – группа слоистых силикатных минералов, относятся к подклассу филлосиликатов (листовых силикатов) и обладают высокой удельной поверхностью, способностью к набуханию и емкостью катионного обмена. Широкая распространенность и уникальные свойства делает их важными в различных отраслях промышленности и медицины. Характерной особенностью кристаллической решетки минералов группы смектитов (монтмориллонит, бейделлит, нонтронит, сапонит, гекторит) является принципиальная возможность введения большого объема ионов, компенсирующих (нейтрализующих) отрицательный структурный заряд, что обеспечивает возможность направленного регулирования их обменных свойств. Несмотря на изменчивый вещественный состав и текстурно-структурные особенности натуральных глин различного геологического происхождения, отечественные и зарубежные ученые проводят широкий ряд исследований направленных на модификацию сорбционных свойств смектитов [6].

Из всех изученных методов модификации смектитов, наиболее реализуемыми с практической точки зрения для направленного регулирования их свойств являются модификация органическими и неорганическими компонентами, термические воздействия, а также комбинирование указанных методов.

В предыдущих работах с использованием современных физических и физико-химических методов анализа подтверждена возможность эффективной модификации сорбционных свойств сапонита (продукта переработки оборотных вод алмазодобывающего производства) путем интеркаляции катионного поверхностно-активного вещества гексадецилтриметиламмонием бромида. В результате проведенных исследований кинетики и изотерм сорбции, морфологии и элементного состава модифицированного сапонита установлена принципиальная возможность получения на его основе эффективных сорбентов золотосодержащих комплексов, обеспечивающие как высокий уровень извлечения золота так и повышенные сорбционные свойства – более 100 мг/г. Предварительными исследованиями на продуктивном растворе гипохлоритного выщелачивания сульфидного концентрата подтверждена высокая статическая обменная емкость (75 мг/г) модифицированного CTAB сапонита.

В настоящее время актуальной остается проблема переработки золотосодержащих руд с высоким содержанием меди, при обогащении которых возникают сложности как в процессе цианирования, так и при последующем извлечении золота из продуктивных растворов.

В связи с этим, в данной работе представлены результаты исследований влияния меди на сорбционные свойства модифицированного сапонита.

В качестве материала исследований использован модифицированный сапонит месторождения «Ломоносовское» (Архангельская область, РФ). Модельные (Cu, Cu-Au-содержащие) и продуктивные растворы выщелачивания золото-медного концентрата.

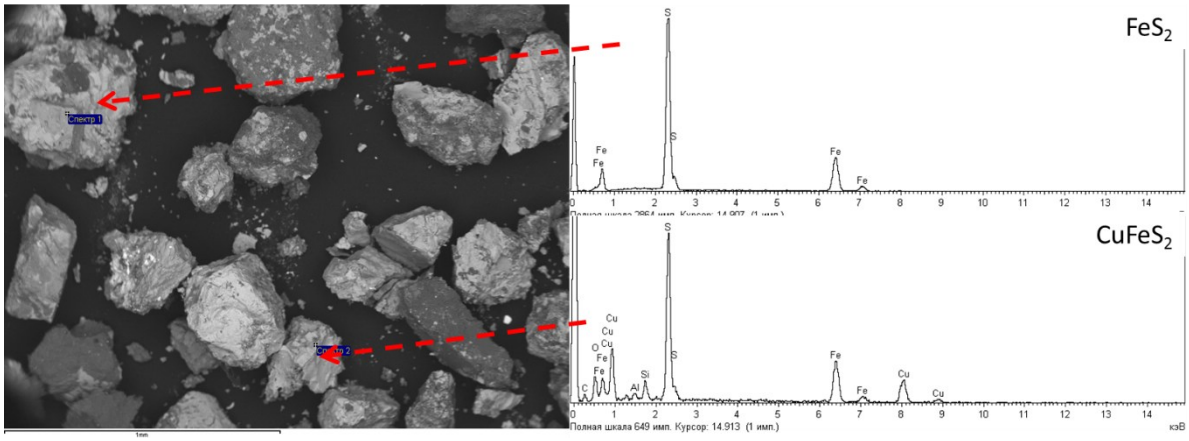


Рисунок 1. Морфология и энергодисперсионные спектры золото-медного концентрата

В работе изучено теоретическое распределение форм меди в зависимости от концентрации хлорид ионов, pH и Eh модельных растворов. Установлено, что при низких (менее 1 М) концентрациях хлорид ионов преобладающей формой Cu(II) является $[CuCl]^+$, при средних (1-3 М) – $[CuCl_3]^-$, в концентрированных (более 5 М) – $[CuCl_4]^{2-}$.

В результате экспериментальных исследований влияния концентрации хлорид ионов в модельном медьсодержащем растворе на сорбцию, установлено повышение сорбционной емкости модифицированного CTAB сапонита с 7,5 до 12,5 мг/г за счет электростатического притягивания анионных хлоридных комплексов на положительно заряженную поверхность сорбента.

Исследования на модельных Cu-Au-содержащих растворах выявили пропорциональное снижение сорбционной емкости модифицированного CTAB сапонита по отношение к золоту (с 110 до 60-70 мг/г) при увеличении концентрации меди (с 0,1 до 0,5 г/л), вызванное конкурентной сорбцией хлоридных комплексов ($[CuCl_3]^-$, $[CuCl_4]^{2-}$ и $[AuCl_4]^-$) конкурируют с золотом) на активных центрах сапонита.

Методом сканирующей электронной микроскопии изучена морфология поверхности и структурно-текстурные особенности золото-медного концентрата (см. рисунок 1). Экспериментально установлена высокая (более 85%) эффективность извлечения золота и меди при гипохлоритном выщелачивании концентрата, с получением продуктивного раствора выщелачивания, содержащего хлоридные комплексы меди (~0,3 г/л меди), проведена предварительная оценка эффективности сорбции золота на модифицированном сапоните.

Список использованных источников

1. Chanturia V.A., Nikolaev A.I., Aleksandrova T.N. Innovative Environmentally Safe Processes for the Extraction of Rare and Rare-Earth Elements from Complex Ores of Perplexed Material Composition // Geology of Ore Deposits. 2023. 65. P. 425–437.
2. Нандиянто А.Б.Д., Нуграха В.К., Юстиа И. и др. Изотерма и кинетическая адсорбция частиц рисовой шелухи как модельного адсорбента для решения проблем устойчивой добычи золота в результате выщелачивания ртути // Записки Горного института. 2024. Т. 265. С. 104-120.

3. Александрова Т.Н., Афанасова А.В., Абурова В.А. «Невидимые» благородные металлы в углеродистых породах и продуктах обогащения: возможность выявления и укрупнения // Горные науки и технологии. 2024. Т. 9(3). С. 231-242.
4. Епифоров А.В., Козлов А.А., Немчинова Н.В., Селезнев А.Н. Угольно-сорбционное извлечение золота из сернокислых растворов атмосферного выщелачивания золотомедного флотоконцентрата, содержащих тиоцианат-ион // Цветные металлы. 2020. №1. С. 38-44.
5. Xia J., Marthi R., Twinney J., Ghahreman A. A review on adsorption mechanism of gold cyanide complex onto activation carbon // Journal of Industrial and Engineering Chemistry. 2022. Vol. 111. P. 35-42.
6. Wypych F., de Freitas R. A. Chapter 1. Clay minerals: Classification, structure, and properties // Developments in Clay Science. 2022. Vol. 10. P. 3-35.

Theoretical and experimental study of gold extraction efficiency on a modified mineral sorbent

Chanturia V.A., Minenko V.G., Samusev A.L.

The influence of copper chloride complexes on the efficiency of gold sorption on modified saponite was investigated theoretically and experimentally. The study revealed an increase in sorption capacity (for copper) of CTAB-modified saponite from 7.5 mg/g to 12.5 mg/g due to electrostatic attraction of anionic chloride complexes ($[CuCl]^+$, $[CuCl_3]^-$, $[CuCl_4]^{2-}$) to the positively charged surface of the sorbent. Research on model Cu-Au-containing solutions demonstrated a proportional decrease in sorption capacity of CTAB-modified saponite for gold (down 110 to 60-70 mg/g) with increasing copper concentration (from 0.1 to 0.5 g/L).

ОСНОВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ И ВОЗМОЖНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИЙ ИМПУЛЬСНОЙ ЭНЕРГЕТИКИ (PULSED POWER TECHNOLOGIES) В ПРОЦЕССАХ КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ПРИРОДНОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

И.Ж. Бунин

ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр
им. академика Н.В. Мельникова РАН», Москва, Российская Федерация

e-mail: bunin_i@mail.ru

Представлен обзор основных результатов в области применения физических высокоэнергетических воздействий для повышения эффективности обогащения и глубокой переработки стратегического минерального сырья. Метод нетермического воздействия мощными наносекундными электромагнитными импульсами (МЭМИ) применяется при переработке упорных, золотосодержащих и полиметаллических руд и продуктов их обогащения. Данный вид энергетического воздействия является эффективным способом преодоления физической упорности руд за счет образования каналов электрического пробоя и микротрещин по границам сростков, вскрытия тонковкрапленных минеральных комплексов цветных, редких и благородных металлов, что позволяет существенно (на ~10-30%) увеличить извлечение ценных компонентов в процессах цианирования, гравитационного разделения и кислотного выщелачивания. Применение МЭМИ способствует повышению контрастности свойств сульфидных минералов и улучшает их последующее разделение при флотации за счет образования на поверхности минералов гидрофобных и гидрофильных микро- и нанофаз.

В связи с тонкой вкрапленностью минеральных компонентов цветных, редких и благородных металлов вплоть до микроуровня измельчение руд вплоть до 20 мкм не обеспечивает полное (100%) раскрытие минеральных сростков, с которыми связано до 35-40% потерь ценных компонентов в процессах первичной переработки [1]. Затраты электроэнергии на

измельчение составляют от 30 до 50 кВт·ч на 1 т [1, 2]. В последние 15–20 лет для преодоления физической упорности руд и повышения контрастности технологических свойств целевых минералов начали использовать немеханические энергетические способы разрушения и, в особенности, воздействия в импульсном режиме (импульсная энергетика большой мощности [3] и электроразрядные (разрядно-импульсные) технологии [4–8]), обеспечивающие дезинтеграцию минерального сырья по межфазовым границам за счет образования микротрещин и каналов пробоя [7, 8].

В докладе представлены данные об основных технологических эффектах, областях применения и ограничениях, вторичных эффектах, энергозатратах при различных видах энергетических воздействий на минеральные комплексы и суспензии по результатам исследований, проведенных в последние 25–30 лет в России и за рубежом. Проведенный анализ научных публикаций показал, что большинство известных и применяемых в процессах обогащения и комплексной переработки минерального сырья методов высокоэнергетических воздействий обладают одним или рядом следующих недостатков: высокие энергетические затраты и капиталовложения, избыточный нагрев обрабатываемого материала, неконтролируемый переход ионов металла в жидкую фазу вследствие интенсификации процесса выщелачивания сульфидов и некоторые другие. В ИПКОН РАН совместно с ИРЭ РАН и НПП ФОН (г. Рязань) разработан высокоэффективный, энергосберегающий и экологически безопасный метод вскрытия тонкодисперсных частиц благородных металлов за счет *нетеплового* воздействия на руды и продукты обогащения мощными электромагнитными импульсами (МЭМИ), характерные частоты которых лежат в микроволновом, а длительность в наносекундном диапазонах [1, 7, 8]; метод защищен патентами РФ №№ 2139142, 2176558 и 2226560.

Основными механизмами разупрочнения тонкодисперсных минеральных комплексов при воздействии высоковольтных (U_A=20–100 кВ) импульсов длительностью ~10–50 нс с фронтом ~1–5 нс, создающих в разрядном промежутке высокую напряженность электрического поля E, сравнимую или превосходящую электрическую прочность минерального вещества в статическом поле ($E_A \geq E_{пр} \sim 10^7$ В/м) являются следующие процессы: образование каналов электрического пробоя матрицы минерала-хозяина, развитие которых приводит к формированию зон наведенной трещиноватости в минеральной среде; растрескивание минеральных агрегатов вследствие возникновения термомеханических напряжений на границах срастания компонентов с различными электро- и теплофизическими свойствами при локальном импульсном нагреве; поглощение энергии импульсного электромагнитного излучения микро- и наноразмерными частицами благородных металлов и полупроводниковыми сульфидными минералами-носителями вследствие скин-эффекта; генерация автоэмиссионного тока с поверхности частиц полупроводниковых рудных минералов (сульфидов, оксидов), развитие электрических микроразрядов между минеральными частицами, вызывающих изменение структурно-химических, механических, электрофизических, физико-химических и технологических свойств минералов.

Технологический эффект и энергозатраты при воздействии МЭМИ. Основной технологический эффект, заключающийся в интенсификации процессов вскрытия тонкодисперсных минеральных комплексов благородных металлов и извлечения микро- и наночастиц золота, платины и серебра при воздействии МЭМИ и последующем выщелачивании и цианировании упорных золото-сульфидных руд (патент РФ 2139142) и гравитационном обогащении вкрапленных платиносодержащих продуктов, достигается за счет образования каналов электрического пробоя, микротрещин и селективного раскрытия сростков. Вместе с тем

изменение ситовых характеристик различных минеральных продуктов сводится к незначительному снижению выходов наиболее крупных классов и, соответственно, – увеличению средних и мелких классов, т.е. установленные для проведения технологических экспериментов электрофизические параметры импульсных воздействий не приводили к фрагментации образцов на отдельные части. На примере упорного гравитационного концентрата месторождения Нежданинское показано, что в результате воздействия МЭМИ ситовая характеристика класса –500 мкм изменилась незначительно (выход класса –100 мкм возрос на 6%: с 32,7 до 38,7%), а величина суммарного извлечения благородных металлов (Au и Ag) в процессе сорбционного цианирования из частиц данного класса приближалась к показателю для частиц класса –50 мкм. Данный результат свидетельствует об эффективности вскрытия сульфидов (арсенопирита и пирита), с которыми в концентрате ассоциировано ~45% золота и 70% серебра, за счет вскрытия минеральных комплексов, образования каналов пробоя и микротрещин, обеспечивающих доступ продуктивного раствора к ценным компонентам, и о возможности резкого снижения энергозатрат на процесс доизмельчения крупнодисперсных продуктов. Расход электроэнергии при этом составил 3–4 кВт·ч в расчете на тонну перерабатываемого концентрата, в то время как затраты электроэнергии при механическом измельчении концентрата класса –500 мкм до –50 мкм составляют более 20–25 кВт·ч/т. В целом в результате предварительной обработки МЭМИ прирост извлечения золота при цианировании составил: из упорных руд 4–12%, из концентратов (гравитационных – 10–30%, флотационных – 5–45%), из хвостов ОФ – 30–80%. Предварительная электроимпульсная обработка железистых кварцитов вызывала растрескивание минеральных комплексов по границам срастания рудных (магнетит, гематит) и породообразующих (кварц) минералов, а при последующем измельчении происходило наиболее полное раскрытие сростков, увеличение числа свободных рудных зерен, что способствовало повышению качества железорудного концентрата в процессе магнитной сепарации.

Разработка и апробация технологического оборудования в полупромышленных условиях. В ИПКОН РАН совместно с НПП ФОН создан опытный образец укрупненного экспериментального модульного стенда по воздействию МЭМИ на минеральное сырье в непрерывном режиме с производительностью более 100–300 кг/ч, апробированный на ОФ ОАО «ГМК "Норильский никель"» в научной лаборатории обогащения ГМОИЦ г. Норильск применительно к процессам дезинтеграции и вскрытия минеральных комплексов при обогащении медно-никелевых руд. Предварительно сформированный слой (шириной 160 мм и высотой (толщиной) 3–8 мм) обрабатываемого измельченного материала шихты вкрапленных руд из приемного бункера установки поступал на токопроводящую транспортерную ленту (подвижный электрод), которая перемещала его в зону воздействия МЭМИ, ограниченную величиной межэлектродного расстояния 6–12 мм. Скорость движения транспортерной ленты и частота следования импульсов подбирались таким образом, чтобы суммарное число импульсов воздействия находилось в диапазоне от $5 \cdot 10^2$ до $3 \cdot 10^4$. В условиях непрерывной подачи материал обрабатывался в сухом, а в ряде экспериментов – увлажненном (Т:Ж от 5:1 до 3:1) состояниях.

Воздействие МЭМИ при обогащении вкрапленных платиносодержащих руд (*продуктов переработки*) дает максимальный эффект перед процессами тонкого измельчения руды и поступлением минерального сырья на гравитационное обогащение с использованием аппаратов «Knelson». Для материала песковой фракции лежалых отвальных хвостов самый высокий прирост извлечения благородных металлов (Pt 67%, Pd 52,2%, Au 74,7%,) был получен

при минимальном времени воздействия МЭМИ (2 с), механическом измельчении в течение 15 мин и последующем гравитационном обогащении. Повышение извлечения благородных металлов обусловлено не увеличением выхода продукта, а за счет повышения качества готовых продуктов, оцениваемого по коэффициенту концентрирования металла. За счет разупрочнения минеральных комплексов и раскрытия сростков при импульсном воздействии повышалось качество готовой продукции, что обеспечивало увеличение эффективности центробежной сепарации в аппарате «Knelson».

Вскрыт механизм и установлены основные стадии процесса структурно-химических преобразований поверхности сульфидных минералов при нетепловом воздействии наносекундных МЭМИ [9], вызывающем колебательное протекание физико-химических процессов (твердофазных химических реакций) на поверхности сульфидных минералов с образованием низкоразмерных соединений в виде гидрофобной элементной серы и различных гидрофильных кислородсодержащих соединений [1, 9], что повышает селективность флотационного разделения сульфидов с близкими физико-химическими свойствами (пирита-арсенопирита; пирротина-пентландита; халькопирита, сфалерита и галенита).

Интенсификация процесса кислотного выщелачивания эвдиалитового концентрата на основе использования импульсных энергетических воздействий. Экспериментально обоснована принципиальная возможность применения воздействия наносекундных МЭМИ для повышения эффективности разупрочнения (максимальное относительное снижение микротвердости эвдиалита составило $\Delta HV_{\text{мак}}\text{с} \approx 30\%$ при $t_{\text{обр}} = 150°\text{C}$) и направленного изменения структурно-химических и технологических свойств породообразующих минералов группы эвдиалита. В результате предварительной обработки концентрата МЭМИ ($t_{\text{обр}} = 3$ мин) максимальное извлечение ценных компонентов в процессе азотнокислотного выщелачивания в течение 60 мин составило для Zr – 22%, ∑РЗЭ – 24,6%; прирост извлечения ZrO_2 9,5%, ∑РЗЭ 6,5% [10].

Основные направления развития и возможности практической реализации электроимпульсных технологий процессах рудоподготовки и обогащения минерального сырья определяются настоятельной необходимостью создания ***промышленного генератора импульсов высокого напряжения*** для интенсификации вспомогательных и подготовительных операций при разработке и совершенствовании технологий переработки комплексных полиметаллических руд и концентратов, что реально достижимо на основе научно-технического сотрудничества и взаимодействия с организациями оборонно-промышленного комплекса.

Список использованных источников

1. Чантурия В.А. Научное обоснование и разработка инновационных процессов комплексной переработки минерального сырья // Горный журнал. 2017. № 11. С. 7–13.
2. Kondrat'ev S.A., Rostovtsev V.I., Bochkarev G.R., Pushkareva G.I., Kovalenko K.A. Justification and development of innovative technologies for integrated processing of complex ore and mine waste // J. Min. Sci. 2014. Vol. 50. Pp. 959–973.
3. Месяц Г.А. Импульсная энергетика и электроника. М.: Наука, 2004. 704 с.
4. Kurets V.I., Usov A.F., Tsukerman V.A. Electric Pulse Discharge Disintegration of Materials. KSC RAS: Apatity, Russia, 2002. 324 p.
5. Курец В.И., Соловьев М.А., Жучков А.И., Барская А.В. Электроразрядные технологии обработки и разрушения материалов. Томск: Изд-во ТПУ, 2012. 272 с.
6. Huang W., Chen Y. The application of high voltage pulses in the mineral processing industry – A review // Powder Technology 2021. Vol. 393. № 11. PP. 116–130.
7. Chanturiya V.A., Bunin I.Zh., Lunin V.D. et al. Use of powerful electromagnetic pulses in processes of disintegration of gold-containing raw materials // J. of Min Sci. 2001. Vol. 37. № 4. Pp. 427–437.

8. Чантурия В.А., Бунин И.Ж. Нетрадиционные высокоэнергетические методы дезинтеграции и вскрытия тонкодисперсных минеральных комплексов // ФТПРПИ. 2007. № 3. С. 107–128.
9. Бунин И.Ж., Рязанцева М.В., Самусев А.Л. и др. Теория и практика применения комбинированных физико-химических и энергетических воздействий на геоматериалы и водные суспензии // Горный журнал. 2017. № 11. С. 77–83.
10. Чантурия В.А., Бунин И.Ж., Рязанцева М.В и др. Интенсификация процесса выщелачивания эвдиалитового концентрата при воздействии наносекундных импульсов высокого напряжения // ФТПРПИ. 2018. № 4. С. 134–144.

The main directions and opportunities for using pulsed power technologies in the processes of complex processing of natural mineral raw materials

Bunin I.Zh.

The report provides a review of the main results obtained to date in the field of application of the physical high-energy impacts in order to improve the efficiency of enrichment and deep processing of strategic mineral raw materials. The method of nonthermal exposure to high-power nanosecond electromagnetic pulses is used in the processing of refractory, gold-bearing, and polymetallic ores and their concentration products. It is an effective solution for overcoming the physical resistance of ore by unlocking finely disseminated mineral complexes of nonferrous, rare, and noble metals; thus, increasing the recovery of valuable components in cyanidation, gravity separation, and acid leaching circuits. It also increases the contrast of the properties of sulfide minerals and improves their subsequent separation during flotation due to the formation of hydrophobic and hydrophilic micro- and nanophases on the minerals surface.

ВЛИЯНИЕ СОСТАВА БЕНТОПОЛИМЕРНОЙ КОМПОЗИЦИИ НА КАЧЕСТВЕННЫЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ ОКАТЫШЕЙ

Д.А. Ветюгов, Т.Н. Матвеева

ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН», Москва, Российская Федерация

e-mail: vetug7@gmail.com

Приведены результаты влияния новой бентополимерной композиции (БПК-1А) на металлургические свойства железорудных окатышей: механическую прочность и восстановимость

Железорудная продукция играет ключевую роль в развитии отечественной металлургии. Однако запасы богатой руды истощаются, и в переработку вовлекается все большая доля бедных руд, что требует оптимизации технологического процесса. Производство окатышей становится наиболее перспективным методом окускования мелкоизмельчённых концентратов, обеспечивая необходимую прочность и устойчивость материала в доменном процессе.

Важнейшими требованиями к окатышам являются высокое содержание железа, низкая доля диоксида кремния, высокая прочность, хорошая восстановимость. Качество окатышей существенно влияет на энергоэффективность и экологичность производственного цикла.

Основные требования к окатышам. Химические свойства – высокое содержание железа обеспечивает эффективную работу доменной печи, снижая расход топлива. Недостаточное содержание железа увеличивает затраты на топливо и ухудшает экономические показатели предприятия [1].

Гранулометрический состав – важно достичь стабильного размера окатышей, обеспечивающего оптимальное использование оборудования и высокие эксплуатационные характеристики.

Прочность и восстановление – окатыши должны обладать достаточной механической прочностью, выдерживая механические нагрузки при транспортировке и плавке. Высокие значения прочности уменьшают риск образования мелких фракций и пыли, снижающих эффективность доменного процесса.

Цель исследования – изучение влияния новой бентополимерной композиции (БПК-1А) на металлургические свойства окатышей: механическую прочность и восстановимость.

Исследования проводились на образцах окатышей, изготовленных с различными дозировками БПК-1А и традиционным бентонитом. Измерялись физические и химические свойства образцов: влажность, прочность на сжатие, пористость и восстановимость.

Основным компонентом бентополимерной композиции БПК-1А (таблица 1) является высококачественный природно-натровый бентонит Даш-Салахлинского месторождения (Респ. Азербайджан), полимерная часть представлена полиакриламидом. Органические связующие, как правило, представляют собой высокомолекулярные полимерные соединения, содержащие гидроксильные, карбоксильные, амино- и карбонильные реакционные группы. Примерами служат крахмал, карбоксиметилцеллюлоза натрия, полиакриламид и гуаровая и ксантановая камедь – все они обладают кислородсодержащими функциональными группами, способными к хелатированию, координации и другим адсорбционным взаимодействиям с поверхностью железорудных концентратов, что значительно улучшает процесс окомкования [2, 3]. Методики проведения лабораторного окомкования и обжига, а также определения физических характеристик сырых, сухих и обожженных окатышей соответствуют используемым в работе [4].

Восстановимость окатышей – важнейшая характеристика их качества, которую необходимо учитывать при оценке потребительских свойств подготовленного железорудного сырья. Под восстановимостью понимается способность железорудного материала с большей или меньшей скоростью отдавать кислород от оксидов железа газу-восстановителю. Ее роль возрастает по мере совершенствования доменного процесса и сокращения удельного расхода кокса.

Таблица 1. Качественная характеристика связующих

Связующее	**Индекс набухания, мл/2 г**	**Набухаемость, раз**	**Эффективная вязкость, мПа·с**
Бентоглина, м-ние Даш-Салахлинское	28,5	15,6	100
БПК-1А: бентоглина м-ния Даш-Салахлинское + 0,5% полиакриламид)	32,3	17,2	151

Результаты экспериментов. Представлены результаты исследований четырех проб обожженных окатышей по всему комплексу требуемых характеристик, одна из которых исходная (с идентичным текущему производству связующим и его расходом 8 кг/т), остальные три – произведенные со связующим БПК-1А при расходе – 8,7,6 кг/т (таблица 2). Снижение расхода бентонита относительно базового уровня является важной задачей, поскольку бентонитовая глина на 70% состоит из оксидов кремния и алюминия [5] и ее высокий расход может привести к снижению качества окатышей по содержанию $Fe_{общ}$ на 0,4-0,6% [6]. Применение БПК в качестве связующего позволяет оптимизировать расход бентоглины.

Таблица 2. Физические характеристики полученных окатышей

Вид и расход связующего, кг/т	Выход кл. -12+10 мм, %	Прочность на сбрасывание, раз (*h*=500 мм)	Прочность на раздавливание сырых окатышей, кг/ок	Прочность на раздавливание сухих окатышей, кг/ок	Пористость, %	Прочность на сжатие обожженных окатышей, кг/ок	*W*, %
Бентонит, 8	69,8	3,1	0,89	3,52	20,46	291	8,33
БПК-1А, 6	68,1	2,5	0,69	2,26	21,31	282	8,62
БПК-1А, 7	75,6	2,4	0,71	1,82	22,07	279	8,72
БПК-1А, 8	36,2	2,2	0,67	2,01	22,72	212	8,47

Определение степени восстановления окатышей выполнено по ГОСТ 17212-84, результаты представлены в таблице 3.

Таблица 3. Результаты исследований восстановимости опытных окатышей, кл. -12+10 мм

Показатель	Бентонит, 8 кг/т	БПК-1А, 6 кг/т	БПК-1А, 7 кг/т	БПК-1А, 8 кг/т
Масса пробы перед восстановлением, г	500	500	500	500
Масса пробы после восстановления, г	381,7	375,04	375,52	379,4
Восстановимость, %	**83,67**	**88,14**	**87,97**	**85,42**

Восстановимость проб окатышей, полученных с применением бентополимерных композиций, возрастает по сравнению с базовым вариантом, увеличиваясь по мере снижения расхода связующего. Эти результаты хорошо согласуются с полученными ранее данными по физико-химическим свойствам (пористость, пластичность, прочность) исходных и обожженных опытных окатышей.

Заключение. Проведенные эксперименты показали значительные преимущества применения бентополимерной композиции БПК-1А в сравнении с традиционными материалами. Это открывает новые возможности для повышения качества окатышей и улучшения экономических и экологических показателей металлургического производства.

Использование БПК-1А позволило: улучшить структуру окатышей; повысить общую прочность окатышей при низких дозировках связующего; получить оптимальные результаты по температуре размягчения и длительности интервала размягчения, что положительно сказывается на устойчивости и производительности доменного процесса.

Полученные результаты согласуются с актуальными результатами отечественных и зарубежных исследований по вопросу подготовки железорудного сырья к доменной плавке, в частности, о пористой структуре, прочности и восстановимости железорудных окатышей.

По совокупности представленных результатов проведенных лабораторных работ, бентополимерную композицию рецептуры БПК-1А в дозировке 7 кг/т окатышей следует рекомендовать к опытно-промышленным испытаниям на Стойленском ГОКе.

Список использованных источников

1. Скляр В.А. Прогрессивные энерго- и ресурсосберегающие металлургические технологии. Учебное пособие для обучающихся по направлению «Металлургия», Издательские решения, 2017. 143 с.
2. Ветюгов Д.А., Матвеева Т.Н. Экспериментальное исследование процесса окомкования доизмельченного железорудного концентрата Стойленского ГОКа с применением новых составов бентополимерных связующих // Черные металлы, № 3, 2023. С. 4-10.

3. Yonghe M., Qian L., Xuling C., Yan Z., Yongbin Y., Qiang Z., Reducing bentonite usage in iron ore pelletization through a novel polymer-type binder: Impact on pellet induration and metallurgical properties // Journal of Materials Research and Technology, № 302024. Pp. 8019-8029.
4. Ветюгов Д.А., Матвеева Т.Н. Применение ксантановой камеди в составе бентополимерного связующего при окомковании железорудного концентрата // Черные металлы, т. 1109, № 5, 2024. С. 4-9.
5. Дорошенко М.В., Башлыкова Т.В. Технологические свойства минералов. Справочник для технологов., М.: Теплоэнергетик, 2007. 296 с.
6. Wang C., Xu C., Liu Z. Effect of organic binders on the activation and properties of indurated magnetite pellets // Int J Miner Metall Mater, № 28, 2021. Pp. 1145-1152.

Influence of bentopolymer composition on quality characteristics of iron ore pellets

Vetyugov D.A., Matveeva T.N.

The results of the influence of a new bentopolymer composition (BPK-1A) on the metallurgical properties of iron ore pellets: mechanical strength and recoverability are presented.

ХИМИЧЕСКОЕ КОНДИЦИОНИРОВАНИЕ – КЛЮЧЕВОЙ ПОДХОД В ТЕХНОЛОГИЯХ ПЕРЕРАБОТКИ СТРАТЕГИЧЕСКИХ ВИДОВ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

Н.А. Пермякова, Е.Г. Лихникевич

ФГБУ «Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья им. Н.М. Федоровского», Москва, Российская Федерация

e-mail: permyakova@vims-geo.ru; likhnikeevich@vims-geo.ru

Химическое кондиционирование является эффективным технологическим приемом для повышения качества низкосортных продуктов переработки стратегических видов минерального сырья. Направленными термохимическими воздействиями из рудной матрицы селективно удаляются вредные (лимитируемые) компоненты.

На современном этапе развития российских высокотехнологичных отраслей промышленности, их конкурентоспособность и стабильность в долгосрочной перспективе определяется наличием на внутреннем рынке широкого спектра продукции высокой добавленной стоимости (спецсплавы, магниты, композиционные и функциональные материалы и др.) на основе стратегических металлов [1, 2]. Сырьевыми компонентами данного типа материалов являются высокосортные продукты первых переделов технологической переработки стратегических видов минерального сырья. При этом, комплексность, низкое качество отечественных руд и их трудная обогатимость, как правило, препятствуют получению продуктов переработки с требуемым промышленностью качеством. В этом случае добиться эффективной переработки сложных (нетипичных) рудных материалов (концентраты, продукты обогащения и химико-металлургического передела) можно за счет использования цикла химического кондиционирования.

На технологическом переделе химическое кондиционирование является инструментом, применяемым для удаления вредных (лимитируемых) компонентов из рудной матрицы. За счет направленных термобарических и химических воздействий, оптимальной последовательности пиро- и гидрометаллургических методов, научно обоснованного режима

проведения технологических операций не только нивелируются мешающие компоненты, но и повышается качество перерабатываемого рудного материала по целевому компоненту.

Суперсплавы представляют собой особую группу сложнолегированных сплавов специального назначения. Особую востребованность в этой группе имеет высокотемпературный сплав на основе ниобия – феррониобий, исходным сырьем для производства которого являются как кондиционные пирохлоровые концентраты, так и пентаоксид ниобия высоких марок. Для получения пентаоксида ниобия требуемого качества на химико-металлургическом переделе (по классической фторидно-сульфатно-экстракционной технологии) к исходному ниобийсодержащему сырью предъявляются жесткие требования по содержанию как основного металла, так и лимитируемых компонентов (особенно кремния). Доказанный факт соэкстракции кремния и ниобия из фторидно-сульфатных растворов [3] предопределяет необходимость химического кондиционирования ниобийсодержащего сырья по кремнию: для обескремнивания может быть рекомендована щелочная обработка в агитационном и автоклавном режимах.

Для повышения качества бедного высококремнистого ниобиевого продукта обогащения редкометалльных пегматитов (~2,0% Nb_2O_5, ~40% SiO_2) разработана последовательность операций для его химического кондиционирования по кремнию: *автоклавное щелочное выщелачивание исходного продукта → агитационное кислотное выщелачивание автоклавного кека → агитационное щелочное выщелачивание кека кислотной обработки*. В основе обескремнивания лежит разложение силикатных породообразующих минералов в составе продукта обогащения раствором гидроксида натрия (200-300 г/л NaOH) в термобарических условиях, сопровождающееся удалением 70-85% силикатной составляющей: часть переходит в раствор, часть в твердую фазу в форме гидратированных алюмосиликатов, легкорастворимых в разбавленных минеральных кислотах (в частности, в HCl) [4]. Удаление кислоторастворимых алюмосиликатов из ниобиевого кека автоклавного выщелачивания достигается его солянокислотной обработкой (200-220 г/л HCl) с образованием труднофильтруемого геля кремниевой кислоты на его поверхности. Дополнительная щелочная обработка (50-100 г/л NaOH) ниобиевого кека в гелеобразной массе обеспечивает его очистку от кремния. Максимально достигнутая кратность обогащения ниобия – 10.

Другим вариантом обескремнивания кремнийсодержащего высокожелезистого ниобиевого продукта кислотного вскрытия пирохлоровой руды кор выветривания карбонатитов (1,6% Nb_2O_5, 2,68% SiO_2, 79,88% Fe_2O_3) может являться его *агитационное выщелачивание* 5М-ным *раствором NaOH* при температуре 85±5 ºС и соотношения Т:Ж=1:3. Степень обескремнивания ниобиевого продукта составляет ~ 65-70% SiO_2. Кроме того, для данного типа сырья разработан альтернативный традиционным технологиям – конкурентоспособный способ извлечения ниобия – *экстрактивное выщелачивание* [5], заключающийся в совмещении в одной операции кислотного выщелачивания и жидкостной экстракции органическим растворителем. Экстрактивным выщелачиванием обескремненного ниобиевого продукта 50%-ным раствором ТБФ в смеси плавиковой и серной кислот (C_{HF}=4,1М, $C_{H_2SO_4}$=8,4М) при температуре 20±2°С, интенсивном перемешивании в течение 5 мин и соотношении Т:Жв:Жо=1:2:1 удалось перевести в органическую фазу экстрагента ~ 95% ниобия.

Также к группе стратегических относится графитовый материал высокой чистоты. Содержание минеральных примесей в графите товарного качества играет ключевую роль при его использовании в высоких технологиях (системы хранения энергии реактивной мощности, аддитивные технологии и т.д.). Параметр зольности является определяющей

качественной характеристикой графитового материала. Согласно ГОСТ 17022-81 «Графит. Типы, марки и общие технические требования», максимальная зольность графитового концентрата не должна превышать 25%. Для повышения качественных характеристик графитовых концентратов с высокой зольностью в экспериментальной практике для их обеззоливания применяют ряд технологических подходов: химическая/термохимическая очистка, термическое рафинирование при сверхвысоких температурах, биовыщелачивание, газотермическая обработка и др. [6, 7]. Наиболее эффективным и менее энергонапряженным является *химическая обработка*. Так, кондиционирование (снижение зольности) пробы высокозольного (зольность 46,47%) скрытокристаллического аморфного графитового концентрата, нерудные минералы которого представлены кварцем, кальцитом и хлоритом, осуществлялось последовательностью гидрометаллургических операций: щелочно-автоклавное выщелачивание концентрата (200 г/л NaOH) с последующим кислотно-агитационным выщелачиванием автоклавного кека (65 г/л HCl). Комбинированием химических приемов получен графитовый концентрат, соответствующий марке ГЛ-3, и достигнуто снижение зольности с 46,47 до 23%.

Таким образом, химическое кондиционирование продуктов переработки стратегических видов минерального сырья является технологически оправданным, а вариативность технологических решений по данному направлению обеспечивает возможность переработки руд сложного вещественного состава стратегических видов минерального сырья с получением продуктов ликвидного качества.

Список использованных источников

1. Стратегия развития минерально-сырьевой базы Российской Федерации до 2050 года: распоряжение Правительства Российской Федерации от 11 июля 2024 г. № 1838-р // Собр. Законодательства РФ. 2024. № 32 (05 авг.) ст. 4880.
2. Перечень дефицитных видов твердых полезных ископаемых: распоряжение Правительства Российской Федерации от 16 апреля 2024 г. № 939-р // Собр. Законодательства РФ. 2024. № 17 (22 апр.) ст. 2378.
3. Пермякова Н.А. Гидрометаллургическая технология стадиального извлечения редких металлов и сопутствующих компонентов из пирохлор-монацит-гётитовых руд Чуктуконского месторождения: дисс. …канд. техн. наук. М., 2023. Режим доступа: https://technolog.edu.ru/filecat/474.
4. Сидоренко, Г.А. Технологическая минералогия редкометалльных руд / Г.А. Сидоренко, И.Т. Александрова, Н.В. Петрова. СПб.: Наука, 1992.
5. Патент 2717421 РФ: Способ извлечения ниобия из кеков от выщелачивания комплексного редкометалльного сырья сложного состава / Пермякова Н.А., Цыганкова М.В., Лысакова Е.И.; № 2019142655/19; заявл. 20.12.2019; опубл. 23.03.2020, БИ № 9.
6. Патент 2755989 РФ: Способ очистки зольного графита / Медков М.А., Эпов Д.Г. и др.; № 2021104370; заявл. 19.02.2021; опубл. 23.09.2021, БИ № 27.
7. Гильманшина Т.Р., Королева Г.А., Баранов В.Н., Ковалева А.А. Технология механотермохимического обогащения курейского графита // Обогащение руд. 2017. № 4. С. 7-11.

Chemical refining – key approach in the technologies of processing strategic types of mineral raw materials

Permyakova N.A., Likhnikevich E.G.

Chemical refining is an effective technological technique for improving the quality of low-grade products of processing strategic types of mineral raw materials. Due to directed thermochemical effects, harmful (limited) components are selectively removed from the ore matrix.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ СТЕПЕНИ ПОТРЕБЛЕНИЯ КИСЛОРОДА ПРИ АТМОСФЕРНОМ ОКИСЛЕНИИ ПУЛЬПЫ

И.А. Проскурякова, А.П. Малашонок, Д.А. Немков
Исследовательский центр ООО «Полюс Проект», г. Красноярск, Российская Федерация
e-mail: NemkovDA@polyus.com

Переработка упорных сульфидных золотосодержащих концентратов по технологии прямого цианирования влечет за собой высокий расход реагентов и низкое извлечение ценного компонента, вследствие чего возникает необходимость предварительного кондиционирования материала перед сорбционным выщелачиванием. Одним из методов подготовки сульфидного концентрата является окисление: автоклавное, обжиг, бактериальное окисление, а также атмосферное окисление.

На Олимпиадинской ЗИФ технологическая схема переработки сульфидных флотационных концентратов предусматривает бактериальное окисление с последующим сорбционным выщелачиванием биокека. Содержание сульфидной серы в материале варьируется от 0,5 до 1,5%, содержание элементной серы – от 2,5 до 4,5%. Высокие содержания элементной серы приводят к повышенному расходу цианида натрия. Для нивелирования вредного влияния элементной серы, биопульпу направляют на участок предварительного окисления кислородом. На участок подают технический кислород. Текущая производительность и объем чанов обеспечивает общее время окисления 11,5–12,0 ч. В данный момент существует проблема невозможности оценки количества потребляемого кислорода и соответственно показателей окисления сульфидной и элементной серы.

В исследовательском центре ООО «Полюс Проект» проводятся исследования на лабораторной установке определения потребления кислорода (далее – ЛУОПК), спроектированной компанией ВЭКТИС МИНЕРАЛЗ. Данная установка представляет собой цилиндрический реактор объемом 12 л. Конструкция предусматривает возможность подачи и отведения пульпы для имитации проточного и статического режимов окисления. Установка оснащена измерительными датчиками для определения объемного расхода и концентрации кислорода входящего и отходящего газа, с возможностью герметизации.

Для полной имитации технологического процесса, предусмотрена подача растворов цианида натрия и известкового молока, что позволяет проводить не только исследования по окислению, но и по сорбционному выщелачиванию. Установка оснащена контрольно-измерительными приборами, которые позволяют контролировать следующие параметры процесса: температуру, pH и концентрацию растворенного кислорода в пульпе.

Проведены исследования по определению потребления кислорода с учётом текущих режимных параметров промышленного участка, а также при снижении и увеличении расходной нормы подаваемого кислорода, результаты которого показали, что полезное потребление кислорода (на окисление материала) составило в среднем 20% от общего расхода кислорода, подаваемого в процесс.

Также проведены исследования с изменением содержания твердого в пульпе, что позволило выявить закономерности динамики изменения полезного расхода кислорода при снижении плотности материала. Так, при разбавлении материала с 48 до 27% твердого, полезное потребление кислорода увеличилось на 54% на тонну биокека. Также концентрация растворенного кислорода увеличилась с 0 до 20 мг/л. Разбавление пульпы привело к увеличению

объёма (при сохранении производительности по твердому), в связи с чем, время окисления снизилось с 11,5 до 5,7 ч.

При этом результаты сорбционного выщелачивания окисленного биокека показали увеличение операционного извлечения золота на 0,1-0,2% и снижение расхода цианида натрия на 5%.

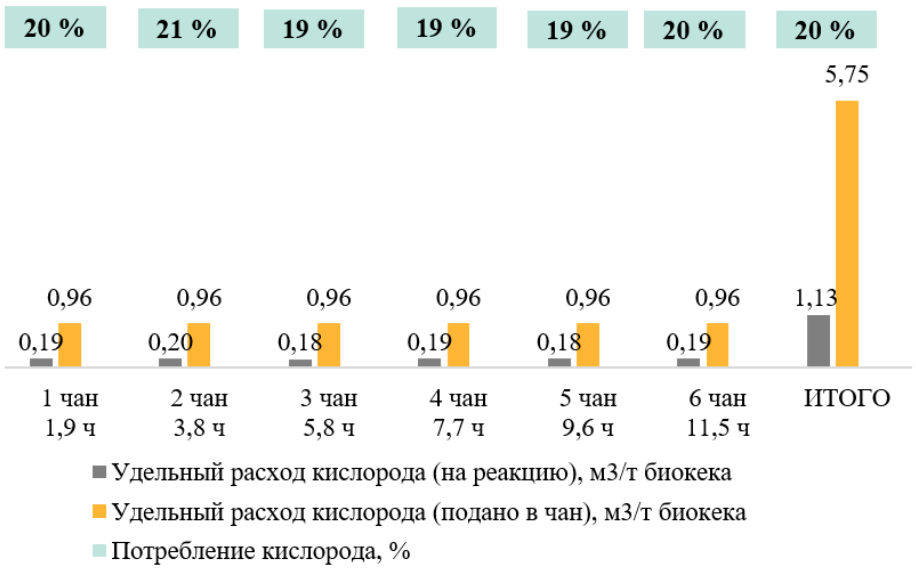


Рисунок 1. Удельный расход кислорода в процессе предварительного окисления биокека

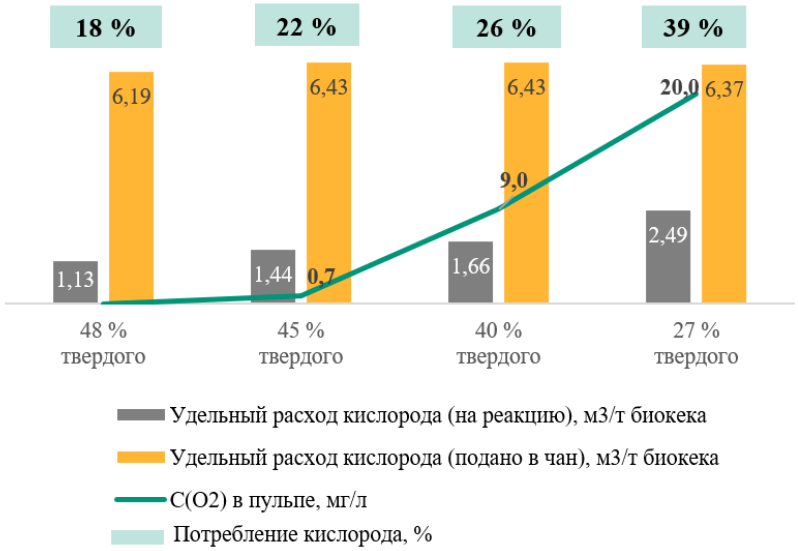


Рисунок 2. Удельный расход кислорода в процессе предварительного окисления биокека

Determination of the degree of oxygen consumption in atmospheric oxidation of pulp

Proskuryakova I.A., Malashonok F.P., Nemkov D.A.

ХИМИЧЕСКОЕ ОБОГАЩЕНИЕ ЖЕЛЕЗНОГО КОНЦЕНТРАТА

Н.Л. Медяник, А.В. Смирнова

ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова»,
г. Магнитогорск, Российская Федерация

e-mail: a-kremneva@mail.ru

На основе теоретических и экспериментальных исследований разработана комплексная технология химического обогащения железного концентрата титаномагнетитовой руды Волковского месторождения. Предложенная технология является ресурсосберегающей, использование которой позволит вовлечь в переработку перспективное сырьё не в полной мере востребованное металлургическими предприятиями.

Титаномагнетитовая руда Волковского месторождения является полиминеральной, содержащей титан, железо и ванадий. Минералогическими формами титана являются титаномагнетит и ильменит. Ванадий тесно связан с магнетитом, являясь изоморфным заместителем катионов, образующих магнетитовую матрицу [1].

Железный концентрат получают на Красноуральской обогатительной фабрике АО «Святогор», входящей в металлургический комплекс Уральской горно-металлургической компании (УГМК), путем мокрой магнитной сепарации с предшествующими стадиями основной и контрольной медной флотации [2].

Результаты химического анализа (таблица 1) показали, что железный концентрат представляет собой полиметаллическое сырье с превалирующим содержанием железа ($Fe_{общ}$ до 58,5%). Также содержит титан до 5,64% TiO_2, ванадий до 1,37% V_2O_5 и кремний до 4,62% SiO_2.

Таблица 1. Химический состав железного концентрата

Содержание компонентов, %											
$F_{общ}$	**SiO_2**	**Al_2O_3**	**MgO**	**V_2O_5**	**SO_3**	**Cl**	**MnO**	**CaO**	**TiO_2**	**ZnO**	**CuO**
58,5	4,62	3,69	2,83	1,37	0,30	0,06	0,35	1,29	5,64	0,13	0,059

Использование такого концентрата в металлургическом переделе считается проблематичным в связи с тугоплавкостью, обусловленной высоким содержанием диоксида титана. Это указывает на необходимость обогащения железного концентрата с получением ценных компонентов физико-химическими методами.

В предыдущих работах [1, 3-4] были рассмотрены процессы: кислотного выщелачивания для извлечения титана в кек, а железа и ванадия в раствор; электрохимического разделения железа и ванадия, при котором железо переходит в твердофазное состояние; ионной флотации ванадия селективным реагентом собирателем FulvAc.

Предложенную технологию переработки можно осуществить, используя определенную последовательность оборудования. Схема цепи технологического оборудования изображена на рисунке 1 (оборудование для выщелачивания и переработки растворов имеет кислотостойкое исполнение).

Согласно представленной схеме, железный концентрат транспортируется к узлу подготовки (1), которая включает дезинтеграцию слежавшихся агрегатов и удалению лишней влаги. Концентрат подают в реактор (3), где он смешивается с подготовленной в узле (2) 20%-ой соляной кислотой в соотношении Ж:Т = 10:1. Температура выщелачивания составляет 92-98°С, процесс протекает в течение одного часа при постоянном перемешивании

интенсивностью 90 об/мин. Пульпу насосом перекачивают в нутч-фильтр (4), где происходит ее разделение на титановый кек 1 и солянокислый раствор 1, содержащий Fe и V, который направляется на операцию электрохимического извлечения железа в узел 6.

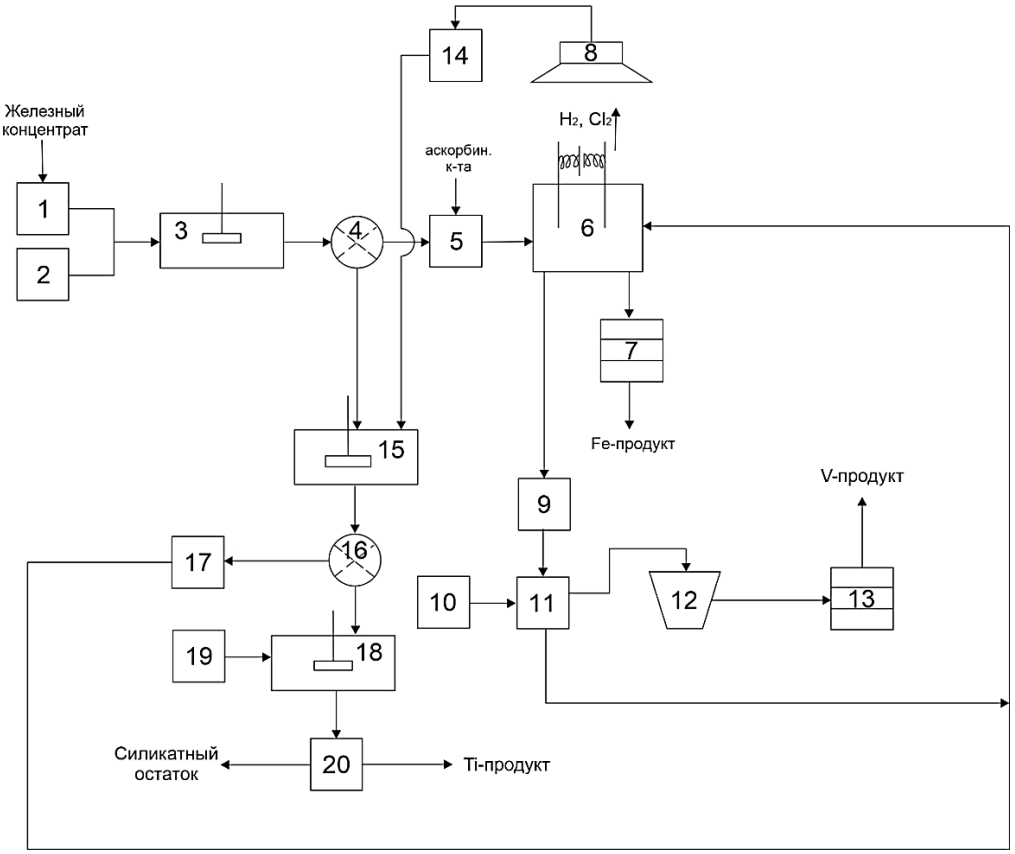


Рисунок 1. Схема цепи технологического оборудования для переработки железного концентрата:

1 – узел подготовки концентрата; 2 – резервуар с мешалкой для подготовки растворов реагентов; 3 – чан выщелачивания; 4, 16 – нутч–фильтры; 5 – установка подготовки раствора перед электрообработкой; 6 – электролизер; 7 – узел очистки катодного железа от кислоты и влаги; 8 – вентиляционный газоулавливатель; 9 – резервуар отработанного электролизного раствора; 10 – узел подготовки раствора FulvAc; 11 – напорный флотатор; 12 – резервуар–шламонакопитель; 13 – сушилка; 14 – узел регенерации HCl; 15; 18 – реакторы 17 – сливной резервуар; 19 – узел подготовки раствора щелочи; 20 – узел обескремнивания

Перед электрофлотацией в установке подготовки раствора (5) при постоянном перемешивании в него постепенно вводится катионный стабилизатор – раствор аскорбиновой кислоты. Подготовленный и возвратный растворы подаются в электролизер бездиафрагменного типа с графитовыми электродами. В процессе электрохимической переработки солянокислых растворов выделяется катодное железо.

Также в процессе электрофлотации образуются газообразные хлор и водород, направляемые на регенерацию соляной кислоты в соответствующий узел (14) при помощи вентиляционного газоулавливателя (8). С выделенного на катоде железа (74,85% $Fe_{общ}$) удаляются излишки кислоты и влаги (7) для дальнейшего использования в химической или металлургической отраслях промышленности.

Отработанный электролизный раствор, содержащий ванадий, сливается в резервуар (9) и направляется в напорный флотатор (11). Также в напорный флотатор вводят

подготовленный в (10) раствор фульвовой кислоты 15-20 % с расходом 0,5 г/дм^3. Процесс ионной флотации занимает 10 мин. Концентрат ассоциата ванадия с фульвовой кислотой собирается в отстойник шламонакопитель (12), затем из него удаляется лишняя влага (13). Содержание ванадия в ванадийсодержащем продукте в пересчете на V_2O_5 достигает 15, 86%.

Титансодержащий кек, полученный после фильтрования в узле (4), отправляется на дополнительную обработку 18%-ой соляной кислотой, регенерируемой из электролизных газов в узле (14), в реактор (15). Солянокислотная обработка проводится при соотношении Ж:Т=1:(8-10), температуре 106°С 2 часа.

Полученный раствор после фильтрования на нутч-фильтре (16) направляют в сливной резервуар (17), а твердофазный продукт после высушивания подвергают обработке 5%-ым раствором NaOH (Т:Ж = 1:(4-6)), подготовленным в установке подготовки реагентов (18), при температуре кипения в течение 30 мин в реакторе (18).

Обескремнивание в узле (20) заключается в отделении силикатного остатка, который представляет собой жидкое стекло, и прокаливании титансодержащего продукта с содержанием титана 93,8%. Полученный продукт можно использовать для производства титанового пигмента (ГОСТ 9808-84 «Двуокись титана пигментная. Технические условия»).

Разработанная технология по переработке концентрата железного по переработке титаномагнетитовой руды позволяет селективно извлечь из поликомпонентного железного концентрата комплекс продуктов: пигментный диоксид титана, железный концентрат для нужд металлургической и химической промышленностей, фульват ванадила в качестве минеральнокомлексной агродобавки в почвы, а также включает регенерацию выщелачивающего агента – соляной кислоты. Продукты химического обогащения следует рассматривать как товарные и пригодные для дальнейшего применения.

Список использованных источников

1. Физико-химические аспекты кислотного выщелачивания железного концентрата титаномагнетитовой руды Волковского месторождения / Н.Л. Медяник, А.В. Смирнова, Ю.А. Бессонова, Л.Г. Коляда // Черные металлы. 2023. № 6. С. 76-81.
2. Газалеева Г.И. Развитие технологии обогащения титаномагнетитов // Современные тенденции в области теории и практики добычи и переработки минерального и техногенного сырья: Материалы международной научно-практической конференции. Екатеринбург: ОАО «Уралмеханобр», 2019. С. 14-18.
3. Выбор реагента-собирателя и его использование в процессе флотационного извлечения ванадия / Н.Л. Медяник, А.В. Смирнова, Ю.А. Карелина, В.А. Басков // ФТПРПИ. 2024. № 5. С. 171-180.
4. Медяник, Н. Л. Химическая переработка железного концентрата оф АО «Святогор» / Н.Л. Медяник, А.В. Смирнова, Ю.А. Бессонова // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: материалы XXVIII Международной научно-технической конференции, проводимой в рамках XXI Уральской горнопромышленной декады, 06–07 апреля 2023. Екатеринбург: ООО «Типография ФортДиалог», 2023. С. 210-214.

Chemical processing of iron concentrate

Medyanik N.L., Smirnova A.V.

On the basis of theoretical and experimental studies, a complex technology for chemical enrichment of iron concentrate of titanomagnetite ore from the Volkovskoye deposit has been developed. The proposed technology is resource-saving, the use of which will make it possible to involve in processing promising raw materials that are not fully in demand by metallurgical enterprises.

СОЛЬВОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКАЯ ПЕРЕРАБОТКА ЖЕЛЕЗИСТЫХ ОТХОДОВ ПРОИЗВОДСТВА КАРБОНИЛЬНОГО НИКЕЛЯ*

А.Ю. Соколов, А.Г. Касиков

ФГБУН ФИЦ «Кольский научный центр РАН»
Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья
им. И.В. Тананаева – обособленное подразделение, г. Апатиты, Российская Федерация
e-mail: aiu.sokolov@ksc.ru

Работа посвящена изучению переработки кубовых остатков дожигания производства карбонильного никеля посредством сольвометаллургии. Показано, что сольвометаллургическое выщелачивание позволяет, как эффективно извлечь Fe, Ni, Co и Cr из твердой фазы, так и разделить железо и цветные металлы за одну операцию.

Материалы на основе никеля используются в широком спектре производственных процессов. Никелю приписывают улучшение механических свойств и коррозионной стойкости легированных сталей, повышение электропроводности и магнитных свойств электронных материалов, его применяют в качестве катализатора и т.д. Сфера применения никеля зависит от его чистоты, размера частиц и морфологических особенностей никелевых порошков, применяемых в металлургии и химической промышленности. Наиболее чистый никель с высокой удельной поверхностью получают по карбонильной технологии [1].

В России никель посредством карбонилирования производит АО «Кольская ГМК» – дочерний филиал предприятия «Норильский Никель». Для получения высокочистого карбонильного никеля проводят карбонилирование под высоким давлением никелевых гранул, содержащих медь, железо, кобальт, серу и углерод, угарным газом с образованием карбонилов никеля, железа и кобальта, которые в дальнейшем разделяют на стадии ректификации. В результате ректификации получают высокочистый карбонильный никель и кубовые остатки дожигания (ОД), содержащие главным образом железо и никель [2]. В связи с высоким содержанием никеля в ОД ранее его перерабатывали на комбинате «Печенганикель», однако в связи с его закрытием [3], вопрос переработки ОД альтернативными методами остается актуальной. Ранее ОД предлагалось перерабатывать посредством солянокислотного выщелачивания с дальнейшей экстракцией железа (III) из полученных растворов [3], однако при этом в остатке выщелачивания остается более 10% никеля и 25% кобальта, что говорит о недостаточно высокой эффективности солянокислотной переработки ОД.

Альтернативным способом переработки ОД может стать его сольвометаллургическое выщелачивание. Сольвометаллургия использует неводные среды для извлечения ценных металлов и объединяет стадии выщелачивания ценных компонентов из минерального и техногенного сырья и жидкостную экстракцию одного или нескольких металлов в одну. Сольвометаллургия часто рассматривается как более экологичная альтернатива гидрометаллургии, поскольку она позволяет избежать образования высокосолевых водных стоков и снижать выбросы токсичных или опасных газов [4]. Помимо этого, при использовании вместо воды органического растворителя возрастает селективность разделительных процессов, снижается

* ***Работа выполнена при частичной финансовой поддержке правительства Мурманской области научно-исследовательских проектов молодых учёных (№ 35 от 31 января 2025 г.) и в рамках государственного задания Министерства науки и высшего образования РФ (регистрационный номер FMEZ-2025-0059).***

вероятность образования устойчивых эмульсий, а применение органического растворителя по замкнутому циклу способствует повышению экономической эффективности процесса по сравнению с классическими гидрометаллургическими способами переработки сырья [5].

Целью представленной работы стало изучение переработки кубовых остатков дожигания сольвометаллургическим способом. ОД представляет собой мелкодисперсный порошок с размером частиц менее 100 мкм, по фазовому составу состоящий из смеси гематита (Fe_2O_3) и треворита ($NiFe_2O_4$) и содержащий, %: Fe – 51,35, Ni – 16,85, Cr – 0,28, Co – 0,079. Сольвометаллургическое выщелачивания проводили октанолом-1, предварительно насыщенным соляной кислотой. Октанол-1 обладает не только высокой экстракционной емкостью по кислоте [6], но и является эффективным реагентом для экстракции железа (III) из хлоридных растворов [7], что позволяет эффективно совместить процесс выщелачивания ОД и экстракцию Fe(III).

При изучении влияния соотношения Т:Ж на сольвометаллургическую обработку остатков дожигания установлено, что при соотношении Т:Ж более 30:1 извлечение железа в жидкую фазу превышает 98%, никеля > 95%, кобальта > 84% и хрома > 86% (рисунок 1), что говорит о возможности эффективной переработки ОД методом сольвометаллургии.

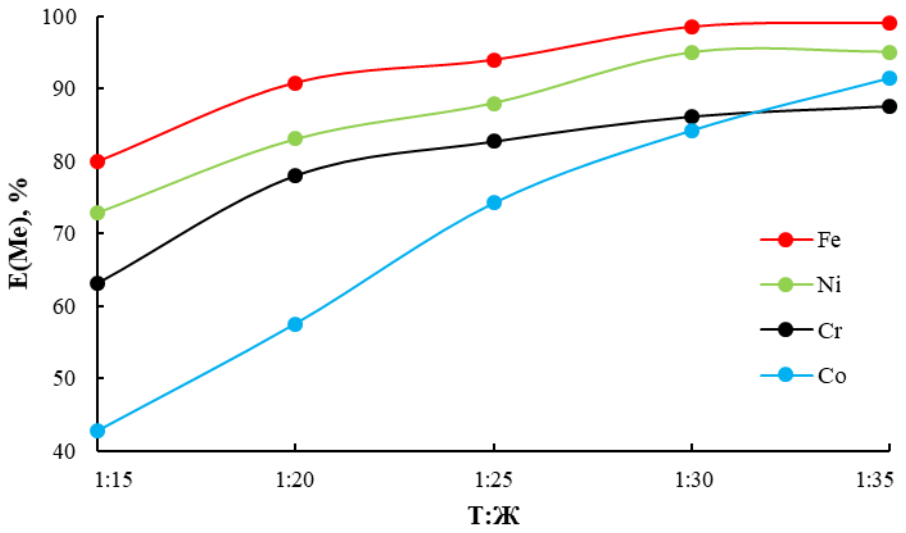


Рисунок 1. Влияние соотношения Т:Ж на извлечение металлов из ОД:
$C(HCl)_o$ = 3,36 М, t = 50°С, τ = 3 ч

Однако в ходе выщелачивания происходит не только эффективное извлечение металлов из твердой фазы, но и их перераспределение в жидкой фазе, состоящей из органической и водной фаз. Образование водной фазы обусловлено предварительным насыщением октанола-1 соляной кислотой, которая в результате взаимодействия с твердой фазой и образования хлоридов металлов реэкстрагируется из фазы спирта. Так, при изучении коэффициентов распределения металлов между октанолом-1 и хлоридной водной фазой, образующейся в ходе сольвовыщелачивания, установлено, что железо эффективно концентрируется в фазе спирта, в то время как никель, кобальт и хром остаются в водной фазе (рисунок 2).

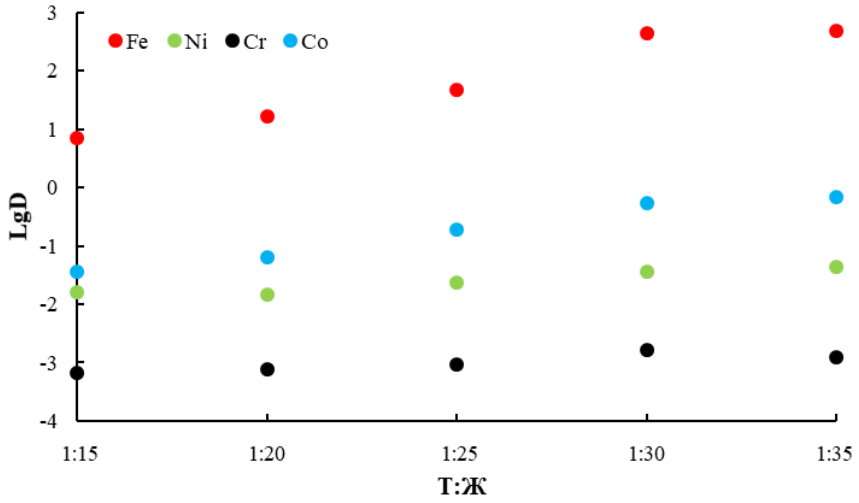


Рисунок 2. Зависимость коэффициентов распределения металлов между органической и водной фазами при сольвовыщелачивании ОД при различном Т:Ж:
$C(HCl)_o$ = 3,36 М, *t* = 50 °С, τ = 3 ч

Таким образом очевидно, что применение сольвометаллургической обработки ОД является эффективным способом не только выщелачивания металлов из твердой фазы, но и разделения железа и цветных металлов, что позволяет говорить о высокой эффективности переработки ОД в среде октанола-1, насыщенного соляной кислотой.

Список использованных источников

1. Paserin V., Baksa S., Zaitsev A. et al. Potential for Mass Production of Nickel-Based Nanomaterials by Carbonyl Process // Journal of Nanoscience and Nanotechnology. 2008. V.8. P. 4049–4055.
2. Информационно-технический справочник по наилучшим доступным технологиям. ИТС 12-2019 Производство никеля и кобальта. М.: Бюро НДТ., 2019. 195 с.
3. Касиков А.Г., Щелокова Е.А., Соколов А.Ю., Майорова Е.А. Переработка и повторное использование железистых отходов медно-никелевого производства // Горный журнал. 2020. №. 9. С. 91-95.
4. Peters N. Solvometallurgy for recovering metals from secondary resources. – Belgium, Leuven: Science, Engineering & Technology Kasteelpark Arenberg, 2022. 198 p.
5. Чекмарев А.М. Сольвометаллургия – перспективное направление металлургии редких и цветных металлов. М.: ЗАО «Издательство Атомэнергоиздат», 2004. 190 с.
6. Щелокова Е.А., Копкова Е.К., Громов П.Б., Короткова Г.В. Растворимость одноатомных алифатических спиртов в воде и водных растворах хлороводородной кислоты // Журнал прикладной химии. 2012. Т. 85. № 3. С. 495-499.
7. Касиков А.Г., Соколов А.Ю. Экстракционное извлечение железа(III) из растворов хлороводородной кислоты изомерами октанола в инертных разбавителях // Современные наукоемкие технологии. 2019. № 3. Ч. 2. С. 187-192.

Solvometallurgical processing of ferrous waste from carbonyl nickel production

Sokolov A.Y., Kasikov A.G.

The work is devoted to the study of the processing of still residues from the afterburning of carbonyl nickel production by means of solvometallurgy. It is shown that solvometallurgic leaching allows both to effectively extract of Fe, Ni, Co and Cr from the solid phase and to separate iron and non-ferrous metals in one operation.

ОЧИСТКА ФТОРАММОНИЙНЫХ СОЛЕЙ ТИТАНА ОТ СОЛЕЙ ЖЕЛЕЗА*

П.С. Гордиенко[1], Е.В. Пашнина[1], С.Б. Ярусова[1], Д.В. Достовалов[1], А.А. Карабцов[2], Д.П. Опра[1], В.В. Суховей[1]

Дальневосточное отделение РАН
[1] Институт химии, г. Владивосток, Российская Федерация
[2] Дальневосточный геологический институт,
г. Владивосток, Российская Федерация

e-mail: yarusova_10@mail.ru

В работе приведены данные по фторированию ильменитового концентрата Ариадненского месторождения (Приморский край) реагентом NH_4HF_2. Установлены закономерности выщелачивания растворами NH_4F растворимых фтораммонийных солей из профторированого концентрата, очистки раствора от солей железа, выделения фтораммонийных солей титана с контролируемой концентрацией примеси железа, пирогидролиза солей титана. Проведено сравнение данных по белизне полученного диоксида титана с диоксидом титана промышленного производства.

Исследователи, технологи, материаловеды, связанные с производством материалов, в том числе пигментов с заданными функциональными свойствами, активно работают и над поиском и физико-химическим обоснованием новых альтернативных существующим технологиям их получения. Прежде всего, это относится к наиболее широко применяемому, используемому во многих отраслях производства, техники, материалу – диоксиду титана различной модификации и с различным элементным составом поверхности частиц пигмента. Это связано с бурным развитием новых отраслей техники, высокими требованиями, предъявляемыми к подобным материалам, как по техническим, экономическим, так и по экологическим показателям при их производстве.

Для производства диоксида титана используют титансодержащие руды, включающие минералы: рутил (TiO_2), ильменит ($FeTiO_3$), перовскит ($CaTiO_3$), сфен ($CaTiSiO_5$), из которых и получают концентраты названных минералов.

В настоящее время производство диоксида титана осуществляется двумя основными способами – сернокислотным (сульфатным) и хлоридным, масштабы применения которых в мире примерно одинаковы. Внимание уделяется и фторидным способам получения диоксида титана из различного титансодержащего исходного сырья. Кроме фтораммонийных солей (NH_4HF_2 и NH_4F) в качестве реагентов фторирования используются и такие соединения как FeF_3, K_2SiF_6, UF_4 и др. [1].

В Институте химии ДВО РАН разработаны физико-химические основы и обоснована технологическая схема безотходного гидрофторидного способа переработки ильменитовых концентратов с получением пигментов на основе диоксида титана и оксидов железа с возвратом в технологическом цикле реагентов вскрытия (фтораммонийных солей) и с минимальным водопотреблением [2].

Для использования диоксида титана в качестве пигментного материала необходимы данные по фазовому составу, белизне, дисперсности, устойчивости к ультрафиолетовому

Работа выполнена в рамках государственного задания Института химии ДВО РАН FWFN(0205)-2025-0002. Исследования проведены с использованием оборудования ЦКП Дальневосточный центр структурных исследований ИХ ДВО РАН и на оборудовании ЦКП Приморский центр локального, элементного и изотопного анализа ДВГИ ДВО РАН.

облучению, укрывистости, маслоёмкости, наличию растворимых примесей, pH суспензии с пигментом и др.

В предыдущем исследовании авторов данной работы [3] представлены результаты по получению из ильменитового концентрата Ариадненского месторождения (Приморский край) диоксида титана гидрофторидным способом. Получены данные по элементному, фазовому составу диоксида титана при пирогидролизе оксопентатитаната аммония из ильменитового концентрата, в том числе, при совместном пирогидролизе с аморфным диоксидом кремния. Проведен сравнительный анализ по величинам коэффициентов белизны полученных образцов диоксида титана с образцами широко применяемых марок пигментов, выпускаемых известными мировыми производителями. Установлено, что по сравнению с коммерческими аналогами образцы, полученные из ильменитового концентрата, сопоставимы по белизне или превышают ее значения.

Целью данной работы является фторирование ильменитового концентрата с Ариадненского месторождения (Приморский край) реагентом NH_4HF_2, выщелачивание растворами NH_4F при Т:Ж=1:5 растворимых фтораммонийных солей из профторированого концентрата, очистка раствора от солей железа, выделение фтораммонийных солей титана с контролируемой концентрацией примеси железа, пирогидролиз солей титана, сравнение данных по белизне полученного диоксида титана с диоксидом титана промышленного производства.

В качестве объектов исследования взяты образцы ильменитового концентрата (Ариадненского месторождения, Приморский край РФ), которые представляют собой сыпучий порошок чёрного цвета с размерами частиц не более 0.5–1 мм. В составе ильменита, по данным рентгенофазового анализа, имеются следы фаз кварца и рутила и дифракционные пики неизвестной фазы.

В качестве реагента вскрытия использовали соль NH_4HF_2 (марка «ч», ГОСТ 9546-75, производитель АО «АМК-групп», Санкт-Петербург). Фторирование проведено при температуре 140°С в закрытом объёме, в течение 6 ч с утилизацией продуктов реакции – воды и аммиака. Соотношение (весовое) ильменита и реагента вскрытия – 1:2.4. Для выщелачивания из профторированного спека фтораммонийных солей в течение 24 ч (при соотношении Т:Ж=1:5) использованы растворы соли NH_4F марки «х.ч.» с заданной концентрацией до 14%, а для аммиачного гидролиза фтораммонийной соли титана и высаливания соли железа 24% раствор аммиака.

Основными фазами в составе профторированного ильменита, по данным рентгенофазового анализа, являются: соль железа $(NH_4)_3FeF_6$ кубической модификации и соль титана $(NH_4)_2TiF_6$, а при избытке NH_4HF_2 при фторировании образуется и $(NH_4)_3TiF_7$ тетрагональной модификации.

В результате проведенных экспериментов по выщелачиванию профторированного спека фтораммонийных солей и аммиачному гидролизу фтораммонийной соли титана и высаливанию соли железа установлено оптимальное соотношение концентраций OH/Ti в растворе и pH, при котором из раствора в осадок выпадает более 99,9% соли железа $(NH_4)_3FeF_6$ и продукт гидролиза соли титана $(NH_4)_3TiOF_5$, а после отделения осадка при последующем увеличении соотношения OH/Ti в растворе до 4–5 из раствора отделен продукт аммиачного гидролиза $(NH_4)_3TiOF_5$, из которого при пирогидролизе получен диоксид титана анатазной кристаллической модификации. Установлено, что с таким содержанием железа соль титана может быть использована для получения пигмента диоксида титана с высоким значением величины по белизне и дисперсности. Из данных по спектрам отражения найдено, что по

белизне полученные образцы превосходят пигментную окись титана марки KRONOS 2190 (сульфатная технология, рутильная модификация оксида, производство Германия). По данным предварительных электронно-микроскопических исследований установлено, что морфология диоксида титана отличается от промышленного образца. Частички диоксида титана следует отнести к таблитчатой форме, что может способствовать улучшению такого параметра пигментных марок диоксида титана как укрывистость. Но для подтверждения этого необходимы экспериментальные результаты. Форма частиц промышленного образца пигмента – микрогранулы овальной формы, что, по-видимому, связано с условиями финишной обработки порошка диоксида титана марки KRONOS 2190.

Таким образом, из полученных данных следует, что выделение из спёка ильменита с гидродифторидом аммония фторсодержащих солей титана, пригодных для получения диоксида титана пигментного качества, целесообразно вести в несколько этапов:

1) выщелачивание растворимых фтораммонийных солей раствором NH_4F с контролируемой концентрацией при заданном отношении Т:Ж (1:5);

2) определение pH и концентрации титана и железа в растворе;

3) расчет объёма аммиака, при добавлении которого в раствор после отделения осадка соотношение Ti/Fe в растворе достигает величины не менее 1200;

4) доведение отношения OH/Ti в полученном фильтрате до >4;

5) отделение осадка $(NH_4)_3TiOF_5$ для последующего его пирогидролиза.

В результате при фторировании ильменитового концентрата Ариадненского месторождения (Приморский край) реагентом NH_4HF_2 получен диоксид титана с параметрами, соответствующими пигментным образцам, как по белизне, так и по дисперсности.

Список использованных источников

1. Gordienko P.S., Yarusova S.B., Pashnina E.V. et al. Hydrofluoride method of complex processing of titanium-containing raw materials // Process Engineering Journal. 2017. Vol. 1. P. 31–34.
2. Гордиенко П.С., Щека С.А., Бакеева Н.Г. и др. Гидрофторидный метод переработки ильменитовых концентратов // ГИАБ. Отдельный выпуск. 2010. ОВ № 4.С. 278–288.
3. Гордиенко П.С., Достовалов Д.В., Ярусова С.Б. и др. Получение пигментного диоксида титана из ильменита Ариадненского месторождения Приморского края // Физикохимия поверхности и защита материалов. 2025. Т. 61, № 1. С. 78–86.

Purification of fluorammonium salts of titanium from iron salts

Gordienko P.S., Pashnina E.V., Yarusova S.B.,
Dostovalov D.V., Karabtsov A.A., Opra D.P., Sukhovey V.V.

The paper presents data on fluorination of ilmenite concentrate from Ariadnenskoye deposit (Primorsky Krai) by NH4HF2 reagent. The regularities of leaching of soluble fluorammonium salts from the fluorinated concentrate by NH4F solutions, purification of the solution from iron salts, separation of titanium fluorammonium salts with controlled concentration of iron impurity, pyrohydrolysis of titanium salts. The comparison of data on whiteness of the obtained titanium dioxide with titanium dioxide of industrial production is carried out.

ИССЛЕДОВАНИЯ ВЛИЯНИЯ ПИРРОТИНА НА ПОКАЗАТЕЛИ СОРБЦИОННОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ КОНЦЕНТРАТА ФЛОТАЦИИ

И.Е. Васильев, В.В. Максименко, И.А. Проскурякова, К.А. Швалов, А.С. Дереглазов, Д.М. Каширин

Исследовательский центр ООО «Полюс Проект», г. Красноярск, Российская Федерация

e-mail: ShvalovKA@polyus.com

В работе выявлено влияние пирротина на температуру процесса сорбционного выщелачивания сульфидного флотоконцентрата. Определено влияние начальной температуры пульпы сорбции на поведение пирротина и на основные показатели процесса сорбционного выщелачивания.

На одной из золотоизвлекательных фабрик группы компаний «Полюс» в процессе сорбционного выщелачивания сульфидного концентрата флотации в летнее время года с установлением температуры окружающей среды 25-30°С наблюдается неконтролируемый саморазогрев пульпы при выщелачивании до 50-60°С. Повышение температуры пульпы сопровождается ухудшением технологических показателей, а именно ростом расхода цианида натрия и потерь золота с отвальными хвостами.

На основании результатов количественного рентгенофазового анализа выявлено увеличение доли пирротина в перерабатываемом сырье. Пирротин в процессе цианистого выщелачивания в присутствии кислорода, при условии температуры внешней среды 30°С, активно вступает в следующие реакции с экзотермическим эффектом [1-3]:

$Fe_7S_8+NaCN=NaCNS+7FeS$ $\Delta H=-60,28$ кДж/моль (1)

$FeS+2O_2=FeSO_4$ $\Delta H=-827,26$ кДж/моль (2)

Проведены тесты по сорбционному выщелачиванию с предварительным нагревом пульпы до 30°С для имитации летнего температурного режима. В качестве питания сорбционного выщелачивания выступал исходный концентрат флотации и концентрат после выделения из него магнитной (пирротиновой) фракции на лабораторном магнитном сепараторе. На рисунках 1 и 2 представлено изменение температуры пульпы в процессе сорбционного выщелачивания, на рисунке 3 диаграммы извлечения золота и расхода цианида натрия при выводе пирротиновой фракции в условиях повышенной температуры.

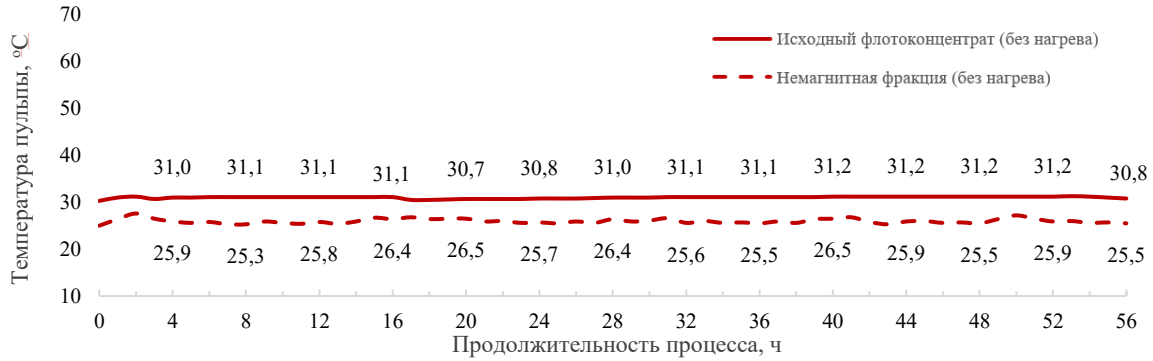


Рисунок 1. Изменения температуры пульпы в процессе сорбционного выщелачивания без ее предварительного разогрева: исходного концентрата флотации и после выделения из него пирротиновой фракции магнитной сепарацией



Рисунок 2. Изменения температуры пульпы в процессе сорбционного выщелачивания с предварительным разогревом пульпы до 30°С: исходного концентрата флотации и после выделения из него пирротиновой фракции магнитной сепарацией

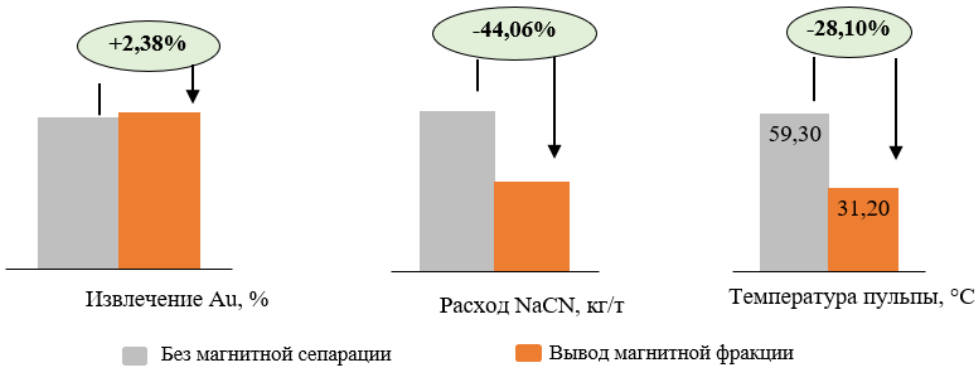


Рисунок 3. Изменения извлечения золота из флотоконцентрата и расхода цианида натрия при температуре внешней среды 30°С

На основании полученных данных установлено влияние начальной температуры пульпы перед сорбционным выщелачиванием сульфидного концентрата на показатели процесса. При начальной температуре пульпы перед выщелачиванием 25°С (комнатная температура, без предварительного нагревания) дальнейшего существенного авторазогрева пульпы в процессе выщелачивания не зафиксировано, максимальная температура составила 31-32°С.

При предварительном выводе пирротиновой фракции на магнитном сепараторе максимальная температура пульпы составила 26-27°С. При начальной температуре пульпы перед выщелачиванием 30°С наблюдалось дальнейшее существенное повышение температуры при выщелачивании до 59-60°С. При выводе пирротиновой (магнитной) фракции на магнитном сепараторе максимальная температура составила 26-27°С.

При анализе показателей сорбционного выщелачивания при повышенных температурах пульпы установлено, что вывод пирротиновой (магнитной) фракции благотворно влияет на процесс. При снижении температуры пульпы на 28,1% (с 59,3 до 31,2°С) расход цианида натрия снизился на 44%, извлечение золота повысилось на 2,4%.

Таким образом, в ходе работы установлено негативное влияние пирротина на показатели цианидного выщелачивания при переработке золотосодержащего сульфидного

минерального сырья в летний сезон. При начальной температуре пульпы от 30°С в ходе процессов взаимодействия пирротина с цианидом натрия и последующим кислородным окислением происходит саморазогрев пульпы до 60°С.

Список использованных источников

1. Воган Д., Крейг Дж. Химия сульфидных минералов / под. Ред. Некрасова И.Я. – М.: Мир, 1981 г.
2. Новиков Г.В., Егоров В.К., Соколов Ю.А. Пирротины. М.: Наука, 1988. 184 с.
3. Наумов Г.Б., Рыженко Б.Н., Ходаковский И.Л. Справочник термодинамических величин (для геологов). М.: Атомиздат, 1971 г.

Research on the effect of pyrrhotin on the sorption leaching of flotation concentrate

Vasilev I.E., Maksimenko V.V., Proskuryakova I.A.,
Shvalov K.A., Dereglazov A.S., Kashirin D.A.

The work revealed the effect of pyrrhotin on the temperature of the sorption leaching process of sulfide flotation concentrate. The effect of the initial temperature of the sorption pulp on the behavior of pyrrhotin and the main indicators of the sorption leaching process was determined.

МЕТОДЫ ИНТЕНСИФИКАЦИИ ПРОЦЕССОВ ОБОГАЩЕНИЯ ОЛОВЯННЫХ РУД*

Е.М. Дорошенко[1], А.В. Рассказова[1,2], В.С. Кручанова[1]

[1] ФГБОУ ВО «Тихоокеанский государственный университет»,
г. Хабаровск, Российская Федерация
[2] ФГБУН «Хабаровский ФИЦ Дальневосточного отделения РАН»
Институт горного дела, г. Хабаровск, Российская Федерация
e-mail: dorekami@yandex.ru

Представлен обзор исследований ультразвукового воздействия на механизм и эффективность обогащения упорных материалов, содержащих арсенопирит. Представляется актуальной постановка ряда экспериментов по выщелачиванию мышьяка из продуктов обогащения оловянной руды с использованием ультразвуковой обработки.

В мировой практике существуют примеры комплексных исследований, направленных на разработку и внедрение в производство новых методов переработки труднообогатимого сырья цветных и благородных металлов. В этих рудах минералы, содержащие полезный компонент (золото, олово, медь и т.д.) тесно связаны с такими минералами, как пирит и арсенопирит, которые обладают высокой химической стойкостью к большинству выщелачивающих реагентов [1].

В процессе выщелачивания этих минералов на поверхности образуется большое количество железосодержащих плёнок и соединений, которые препятствуют проникновению выщелачивающего реагента к минералам. Это приводит к снижению эффективности традиционного метода выщелачивания при переработке упорных сульфидных руд и концентратов.

* ***Исследование проводилось при финансовой поддержке Министерства науки и образования Российской Федерации в рамках ГЗ № FEME-2024-0006 «Теоретическое и технологическое обоснование активационных воздействий в обогатительных и гидрометаллургических процессах переработки поликомпонентного минерального сырья».***

Одним из ключевых способов повышения эффективности переработки труднообогатимого сырья является интенсификация процесса вскрытия упорной матрицы с использованием химических, биологических и физических методов. Среди таких методов можно выделить обработку руды с использованием ускоренных электронов, ультразвука, мощных электромагнитных импульсов, сверхтонкое измельчение руды, хлоринация, электрогидравлическая и электрохимическая обработка, микроволновое облучение, а также сверхвысокочастотную, магнитноимпульсную и другие технологии [1, 2].

В последние два десятилетия в гидрометаллургическом выщелачивании для извлечения ценных металлов из сырья активно используется ультразвук. Ультразвук широко применяется в различных гидрометаллургических процессах. Его используют для вскрытия упорных руд, активации реагентов-растворителей, выщелачивания концентратов, экстракции и электролиза металлов [3]. Он позволяет устранить недостатки традиционных методов, такие как низкая эффективность, длительная продолжительность процесса, высокий расход реагентов и высокие энергозатраты. Ультразвуковые колебания способствуют улучшению кинетики процесса, усилению массопереноса и диффузии реагентов, а также ускорению окислительного превращения металлов из нерастворимого состояния в растворимое [4]. Применение ультразвука вызывает колебания давления в жидкости, поскольку звуковые волны то сжимают, то разрежают её. Было доказано, что воздействие ультразвука значительно ускоряет химические реакции, делает смесь более однородной, повышает скорость обмена веществ между реагентами, регулирует размер частиц и способствует формированию новых веществ [5, 6].

Ультразвуковые колебания формируются с помощью специального ультразвукового оборудования: ультразвуковых ванн и диспергаторов. Для функционирования такого оборудования ключевым является механизм кавитации. Кавитация – это процесс, который происходит в три этапа: образование, развитие и схлопывание пузырьков [7, 8].

Кавитационные пузырьки образуются на минимальном расстоянии между молекулами, которое необходимо для сохранения целостности жидкости. Эти пузырьки содержат пары жидкости и растворённые газы. Они немедленно приближаются к зонам с положительным давлением и быстро рассеиваются в зонах с отрицательным давлением.

В каждом цикле пузырьки увеличиваются в размерах, пока не достигнут критического размера и не разрушатся во время сжатия. Это создаёт условия высокой температуры и давления.

Когда ультразвуковая энергия проходит через жидкость, расстояние между молекулами в ней сжимается и растягивается. Это можно описать с помощью синусоидальной волновой функции, которая показывает изменения давления (P) при сжатии и разрежении [9].

Интенсивность ультразвуковой обработки и температура суспензии влияют на эффективность выщелачивания. Если эти параметры превышают оптимальные значения, то эффект кавитации ослабевает, реагент-растворитель разлагается, а скорость растворения ценных компонентов снижается [2, 10].

Представляется актуальной постановка ряда экспериментов по гидрометаллургическому выщелачиванию мышьяка с использованием ультразвуковой обработки из продуктов обогащения ОФ Солнечная. Месторождения Солнечное и Депутатское относятся к оловосиликатному типу с турмалиновым подтипом. Руды месторождений Правоурмийское, Депутатское, Фестивальное и Солнечное отличаются тонкой взаимной вкрапленностью рудных минералов и высоким содержанием сульфидных минералов [11, 12].

При обработке труднообогатимых руд необходимо не только увеличить выход основного полезного компонента, но и уменьшить концентрацию вредных примесей в готовой продукции. Представленный метод выщелачивания в условиях ультразвука должен способствовать лучшему переходу мышьяка из арсенопирита в раствор и поможет снизить его содержание в оловянных концентратах [13].

Список использованных источников

1. Санакулов К.С., Сагдиева М.Г., Тагаев И.А. Биотехнологические процессы в металлургии (биогидрометаллургия). Ташкент. 2019.
2. Чантурия В.А., Самусев А.Л., Миненко В.Г. Интенсификация химико-электрохимического выщелачивания золота из упорного минерального сырья // ФТПРПИ, № 5, 2020
3. Misra, M., Raichur, A.M. & Lan, A.P. Improved flotation of arsenopyrite by ultrasonic pretreatment // Mining, Metallurgy & Exploration 20, 93–97 (2003).
4. Shenxu Bao, Bo Chen, Yimin Zhang, et al. A comprehensive review on the ultrasound-enhanced leaching recovery of valuable metals: Applications, mechanisms and prospects // Ultrasonics Sonochemistry 98 (2023). 106525. 1-23
5. Augugliaro V., Palmisano G., Palmisano L., Soria J., Heterogeneous photocatalysis and catalysis: an overview of their distinctive features // Heterog. Photocatal. (2019). 1–24
6. Prasad R., Dalvi S.V. Sonocrystallization: monitoring and controlling crystallization using ultrasound, Chem. Eng. Sci. 226 (2020) 115911.
7. Suslick K., Doktycz S., Flint E., On the origin of sonoluminescence and sonochemistry // Ultrasonics 28 (1990) 280–290.
8. Dehghani M.H., Karri R.R., Koduru J.R. et al, Recent trends in the applications of sonochemical reactors as an advanced oxidation process for the remediation of microbial hazards associated with water and wastewater: a critical review, Ultrason. Sonochem. 106302 (2023).
9. Khan M.I. et al. Enhanced metal recovery using ultrasound assisted leaching (UAL). An overview // Journal of Molecular Liquids 410 (2024) 125545. Pp. 20.
10. Won Chol Hong., Ye Yong Kim, Chang Dok Kwon, Kwang Chol So. Effects of Ultrasonic Power and Intensity of Mechanical Agitation on Pretreatment of a Gold-Bearing Arsenopyrite // Archives of Acoustics. Vol. 49, № 3, 2024.
11. Дорошенко Е.М., Ким Е.Д., Рассказова А.В., Ри Э.Х. Исследование фазового состава промежуточного продукта обогащения с последующим моделированием составов солей калия и натрия для разложения арсенопирита // Вопросы материаловедения. 2023. Т. 114, № 2. С. 113-124.
12. Дорошенко Е.М., Рассказова А.В., Ким Е.Д. и др. Комплексное исследование воздействия нитратов калия и натрия на арсенопирит в промежуточном продукте обогащения // ГИАБ. 2023 № 12,2. С. 40-52.
13. Методические рекомендации по применению Классификации запасов месторождений и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых. Оловянные руды. https://www.gkz-rf.ru/sites/default/files/docs/tpi_olovyannye_rudy.doc

---

Methods of intensification of processes of tin ore enrichment

Doroshenko E.M., Rasskazova A.V., Kruchanova V.S.

An overview of studies of ultrasonic effects on the mechanism and efficiency of enrichment of resistant materials containing arsenopyrite is presented. It seems relevant to set up a number of experiments on the leaching of arsenic from tin ore processing products using ultrasonic treatment.

ТЕХНОЛОГИЯ ПОЛУЧЕНИЯ НИКЕЛЯ КОМПАКТНОЙ ФОРМЫ ПРИ КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКЕ МЕДНО-НИКЕЛЕВЫХ РУД

Д.Д. Максимов, И.Б. Елькин, С.В. Наумов

ООО «Дельта Инжиниринг и Консалтинг», Санкт-Петербург, Российская Федерация

e-mail: dmitri.maksimov@deltaeng.ru

Статья посвящена разработке технологии электроэкстракции никеля с использованием катодных матриц с диэлектрическим покрытием, исключающей необходимость резки металла. Представлены требования к покрытиям, методика испытаний и основные результаты промышленных испытаний. Предлагаемая технология снижает финансовые затраты и отходы производства, соответствует принципам ресурсосбережения.

Введение. Современные промышленные технологии направлены на повышение эффективности производственных процессов, снижение затрат и повышение качества выпускаемой продукции. Одним из перспективных направлений в металлургии является электроэкстракция никеля с получением готовых изделий заданной формы. Традиционный технологический процесс, включающий резку катодного металла, сопровождается значительными потерями металла и высокими энергозатратами. Внедрение специализированных катодных матриц с диэлектрическим покрытием позволяет минимизировать указанные недостатки, обеспечивая осаждение никеля в требуемой конфигурации готовой продукции в форме рондели.

Технология, широко применяемая за рубежом, пока остается новой для отечественной промышленности. Ее успешная реализация требует тщательного изучения свойств изолирующих материалов, используемых для формирования катодных основ. Рондели – это круглые или овальные изделия из однородного металла, используемые в различных отраслях промышленности, включая электронику и химическое машиностроение.

Катодная основа представляет собой титановый лист, на который нанесено диэлектрическое покрытие с открытыми участками для осаждения никеля. После завершения электроэкстракции готовые рондели легко отделяются от основы, что исключает необходимость резки и снижает потери металла. Рондели удобнее при транспортировке, так как не имеют острых углов и граней.

Для обеспечения стабильности и долговечности процесса диэлектрическое покрытие должно соответствовать ряду требований:

– химическая стойкость – материал должен быть инертным к воздействию электролита (обычно сульфатных или хлоридных растворов) в широком диапазоне температур;

– механическая прочность – покрытие должно выдерживать многократные циклы съема ронделей без разрушения покрытия;

– термостабильность – коэффициент теплового расширения должен быть близок к металлу основы во избежание отслоения при нагреве;

– адгезионная способность – надежное сцепление с никелевой или титановой подложкой;

– низкое водопоглощение – для предотвращения набухания и деформации в процессе эксплуатации;

– доступность – возможность закупки в РФ и странах-партнерах без зависимости от импортных поставок.

В мировой практике применяются различные полимерные составы, включая:

– эпоксидные смолы – отличаются высокой адгезией, стойкостью к агрессивным средам и механической прочностью;

– фторопласты (PTFE) – обладают исключительной химической инертностью, но могут иметь недостаточную адгезию без дополнительной обработки поверхности или механических соединений;

– полиуретановые покрытия – эластичны и устойчивы к истиранию, однако уступают эпоксидным смолам в термостойкости;

– керамические покрытия – демонстрируют высокую износостойкость, но сложны в нанесении и являются хрупкими.

На основании анализа литературных данных и патентных исследований наиболее подходящим вариантом для российских предприятий являются эпоксидные композиции, модифицированные добавками для повышения термо- и химической стойкости.

Методика эксперимента. В ходе исследования была разработана и апробирована технология изготовления катодных матриц с диэлектрическим покрытием для электроэкстракции никеля. Эксперимент проводили в несколько этапов, включая подготовку поверхности, нанесение диэлектрического покрытия, его полимеризацию и испытания в реальных производственных условиях.

В качестве катодов использовали листы из титана марки ВТ1-0, которые подвергали пескоструйной обработке с целью обеспечения заданных значений шероховатости. Шероховатость поверхности обеспечивает не только адгезию диэлектрического покрытия, но и сходимость никелевых ронделей с титановой матрицы после завершения кампании по наращиванию ронделей.

Диэлектрическое покрытие (рисунок 1) наносили в два слоя методом трафаретной печати через трафарет с толщиной нити 200 мкм, обеспечивая суммарную толщину покрытия 300 мкм. Каждый слой диэлектрического покрытия полимеризовали в сушильном аппарате конвейерного типа.

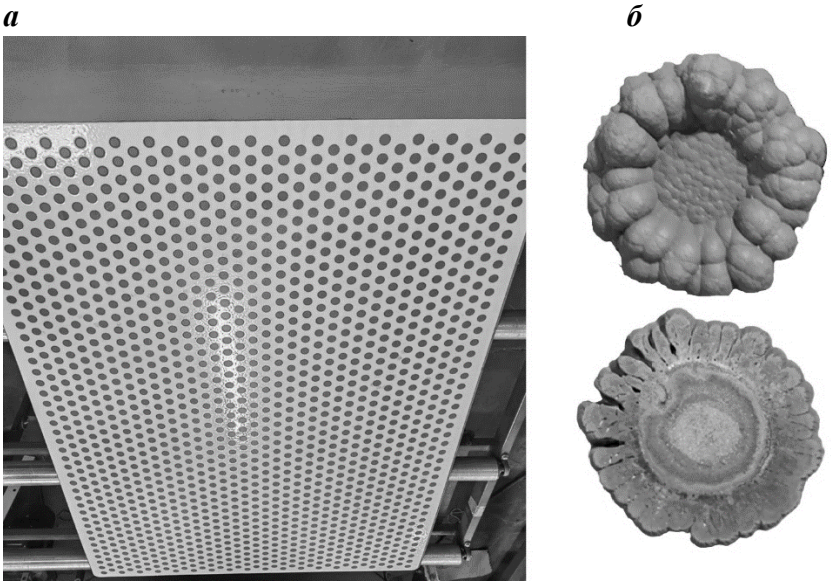


Рисунок 1. Титановая матрица с диэлектрическим покрытием (а) и никелевые рондели (б)

Готовые матрицы помещали в полимербетонные электролизные ванны с сульфатным электролитом для проведения электроэкстракции никеля. В ходе испытаний контролировали:

– равномерность осаждения металла на открытых участках матрицы;

– отсутствие отслоения покрытия при длительном контакте с электролитом;

– съем готовых ронделей после завершения процесса;

– для предотвращения образования дендритов на торцах матриц дополнительно наносили диэлектрическое покрытие ручным способом, устанавливали диэлектрические прутки.

Обсуждение результатов. После каждого цикла эксплуатации проводился визуальный контроль состояния покрытия, включая проверку на механические повреждения; изменение адгезионных свойств; наличие участков неполной полимеризации.

Съем ронделей осуществляли ударным методом (легкое постукивание молотком по контактной части матрицы), что подтвердило достаточную прочность покрытия.

Удалось установить, что предлагаемые покрытие и технология нанесения покрытия методом трафаретной печати позволяют обеспечить стойкость покрытия в течение 55 дней эксплуатации и получение 8 партий готовых никелевых ронделей (при продолжительности одной рондельной кампании – 7 дней).

Заключение. Применение катодных матриц с диэлектрическим покрытием – перспективное направление в производстве никелевых, кобальтовых и медных ронделей, способное заменить традиционные методы. Внедрение предлагаемой технологии в промышленность позволит не только снизить себестоимость продукции, но и сократить технологические отходы, что соответствует принципам устойчивого развития и ресурсосбережения.

Разработанная технология позволила определить оптимальные параметры изготовления и эксплуатации катодных матриц. Дальнейшие исследования будут направлены на оптимизацию режимов полимеризации и увеличение срока службы покрытия в промышленных условиях.

Компания ООО «Дельта Инжиниринг и Консалтинг», являясь разработчиком инновационной технологии производства катодных матриц с диэлектрическим покрытием, успешно внедрила данное решение на производственных мощностях Кольской ГМК, обеспечив полный цикл научно-технического сопровождения – от лабораторных исследований до промышленной реализации. Помимо этого, была разработана и внедрена передовая технология изготовления полимербетонных электролизных ванн, которые были поставлены Кольской ГМК.

В настоящее время компания ООО «Дельта Инжиниринг и Консалтинг» продолжает активные научно-исследовательские и опытно-конструкторские работы в области электроэкстракции цветных металлов, уделяя особое внимание оптимизации состава диэлектрических покрытий для увеличения срока службы катодных матриц и улучшения качества осаждаемого металла. Параллельно компанией ведутся работы по разработке новых технологических решений для электроэкстракции меди и никеля в рамках стратегии непрерывного технологического совершенствования, делая упор на разработку, изготовление и поставку оборудования отечественного производства.

Technology for production compact nickel products
in the complex processing of copper-nickel ores

Maksimov D.D., Yelkin I.B., Naumov S.V.

The article is devoted to the development of nickel products electroextraction technology using cathode arrays with dielectric coating, eliminating the need for metal cutting. The requirements for coatings, the test procedure and the main results of industrial tests are presented. The proposed technology reduces financial costs and production waste and complies with the principles of resource conservation.

ОСОБЕННОСТИ ПЕРЕРАБОТКИ КОМПЛЕКСНЫХ УГЛЕРОДСОДЕРЖАЩИХ ЗОЛОТО-СУРЬМЯНЫХ РУД КАРЛИНСКОГО ТИПА

Е.И. Топычканова[1], Н.А. Дементьева[1], А.Ю. Чикин[2], Е.А. Аширбаева[3]

[1] АО «Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов», г. Иркутск, Российская Федерация
[2] ФГБОУ ВО «Иркутский государственный университет», г. Иркутск, Российская Федерация
[3] ООО «Белое Золото», г. Иркутск, Российская Федерация

e-mail: topychkanovaE@irgiredmet.ru; dema@irgiredmet.ru; anchik53@mail.ru; ashirbaeva_ea@seligdar.ru

В статье представлены результаты экспериментов по флотации сложной углеродсодержащей золото-сурьмяной руды Карлинского типа с получением золотосульфидного концентрата со стандартным содержанием сурьмы <0,30%.

Комплексные золото-сурьмяно-ртутные месторождения, относимые к месторождениям золота Карлинского типа (МЗКТ), характеризуются весьма сложным минералогическим составом. Помимо основных минералов мышьяка и железа, концентрирующих золото, в руде содержатся минералы носители сурьмы – антимонит, а также минералы ртути – киноварь. Золото в руде, как правило, мелкое, дисперсное, тонковкрапленное в сульфидные и породообразующие минералы. Руда склонна к шламообразованию в процессе измельчения, из-за присутствия глинистой составляющей вмещающих пород и углеродистого вещества в составе руды [1]. Все эти факторы позволяют отнести руды МЗКТ к крайне упорным к процессу цианирования золота, требующим предварительной подготовки сырья.

Тонкая вкрапленность дисперсного золота в сульфидные минералы, определяет технологию переработки руды методом флотационного обогащения, с получением сульфидного золотосодержащего флотоконцентрата и последующей его гидрометаллургической переработкой. Однако, схожие флотационные свойства минералов антимонита и арсенопирита усложняют их селекцию во время флотации. Использование в процессе флотации классических гидрофобных реагентов, таких как ксантогенаты, дитиофосфаты, в сочетании с активатором – сульфатом меди, влечет за собой получение коллективного флотоконцентрата, обогащенного не только сульфидным золотом, но и минералами сурьмы. Высокая флотоактивность углеродистого вещества, вызванная его природной гидрофобностью, также приводит к насыщению коллективного флотоконцентрата включениями органического углерода. Таким образом полученный коллективный золотосульфидный флотоконцентрат, обогащенный вредными примесями: сурьмой, органическим углеродом, является «упорным» для дальнейшей гидрометаллургической переработки.

Перешедшие в коллективный золотосульфидный флотоконцентрат минералы сурьмы оказывают негативное влияние на процесс цианирования золота. Связано это с тем, что минерал сурьмы антимонит Sb_2S_3, в цианистом растворе окисляется под действием растворенного кислорода, требуемого для цианирования золота. Повышенный расход кислорода, на реакцию окисления антимонита, влечет за собой сокращение концентрации кислорода в растворе, тем самым снижая эффективность цианирования. Кроме того, минералы сурьмы при взаимодействии со щелочными цианистыми растворами, образуют нерастворимые соединения, которые покрывают частицы золота пленкой, не позволяющей цианиду вступать во взаимодействие с золотом [2].

Повышенное содержание органического углерода в концентрате флотации также может оказывать негативное действие на процесс цианирования золота. Проявление сорбционной активности зависит от структурного состояния самого органического углерода. Если углерод находится в руде в аморфном состоянии и имеет свободные углеводородные связи, то он оказывает сорбционное действие по отношению к растворенному золото-цианистому комплексу. Углерод высших ступеней метаморфизма графитизирован, имеет упорядоченную структуру и ограниченный доступ к внутренней поверхности. В графите не так много дефектов и пор на поверхности, поэтому сорбционная активность ниже, чем у аморфного углерода [3].

Данные факторы определяют необходимость интенсификации процесса флотационного обогащения, за счет разработки более эффективных реагентных режимов.

Исследования по разработке флотационной технологии переработки комплексных руд проводились на руде одного из месторождений Якутии. Руда данного месторождения характеризуется сложным минералогическим составом. Химическим анализом установлено присутствие вредных примесей: мышьяка 0,91%, сурьмы 0,20%, ртути 0,014% и углерода органического на уровне 0,6%. Золото в руде дисперсное, тонковкрапленное в сульфидные и породообразующие минералы, а также входит в состав кристаллической решетки сульфидных минералов. Его содержание в руде, определенное прямым пробирным анализом, составило 3,60 г/т. Переработка руды осложнена повышенным шламообразованием из-за присутствия в руде глинистых минералов и углеродистого вещества. Обогащение руды осуществлялось флотационной технологией по схеме, представленной на рисунке 1.

Проблема шламообразования была решена путем стадиального измельчения и прямой флотацией углерода в голове процесса. Результаты флотационного обогащения представлены в таблице 1.

Таблица 1. Результаты флотационного обогащения с использованием БКК и сульфата меди

Продукты	**Выход**	**Золото**		**$C_{орг}$**		**Sb**	
	%	**β, г/т**	**ε,%**	**β,%**	**ε,%**	**β,%**	**ε,%**
Углеродистый концентрат	***3,60***	***3,18***	***3,22***	***4,90***	***28,42***	***0,64***	***10,18***
Концентрат перечистки	4,27	42,50	51,05	2,30	15,82	2,83	53,35
Концентрат промпродуктовой фл.	4,79	13,50	18,19	1,09	8,41	0,95	20,08
Золотосульфидный концентрат	***9,06***	***27,17***	***69,24***	***1,66***	***24,22***	***1,84***	***73,43***
Концентрат 2-й контрольной фл.	4,30	2,76	3,34	0,47	3,25	0,04	0,70
Хвосты промпродуктовой фл.	13,85	2,87	11,17	0,53	11,81	0,07	4,09
Хвосты флотации	69,18	0,67	13,03	0,29	32,29	0,04	11,60
Итого: отвальные хвосты	***83,03***	***1,04***	***24,20***	***0,33***	***44,10***	***0,04***	***15,69***
Итого (исходная руда):	**100,00**	**3,56**	**100,00**	**0,62**	**100,00**	**0,23**	**100,00**

Примечание: pH исходной руды 6,9; pH конечная 7,0; модификатор $CuSO_4$

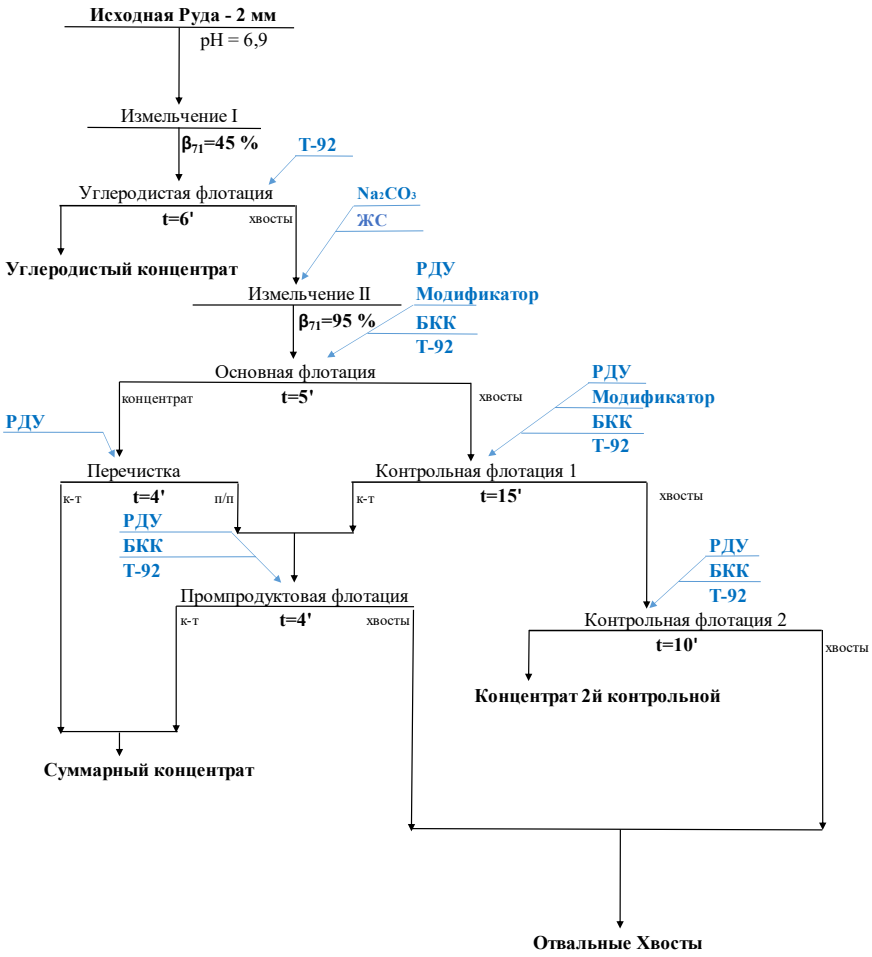


Рисунок 1. Схема проведения флотационных опытов

Флотация золота с использованием распространенного сульфгидрильного собирателя БКК (бутилового ксантогената калия) и модификатора сульфата меди не позволила избежать сопутствующего извлечения антимонита вместе с золотом и улучшить чистоту конечного продукта. В данном случае сульфат меди выступил, как активатор для сульфидных минералов золота и сурьмы [4]. Оптимальная флотируемость антимонита наблюдается при pH 5-7. Возможно, это связано с образованием на поверхности сульфида сурьмы элементарной серы, что ведет к увеличению его гидрофобных свойств.

С целью сокращения массовой доли сурьмы в золотосульфидном флотоконцентрате, было изучено влияние сернистого натрия на флотационную способность исследуемых минералов арсенопирита и антимонита. В ходе исследований было установлено, что эффективность депрессирующего действия сернистого натрия на антимонит выше при pH среды 8–10. При этом естественный pH (водородный показатель) исходной руды равен 6,9-7,0, так как руда по степени окисления равной 50% относится к рудам смешанного типа. Для создания оптимального значения pH среды в процесс доизмельчения (измельчение II) хвостов угольной флотации подавали реагент регулятор среды – кальцинированную соду Na_2CO_3. Результаты исследований по влиянию сернистого натрия на процесс флотации антимонита приведены в таблице 2.

Таблица 2. Результаты исследований по влиянию сернистого натрия на флотацию антимонита

Продукты	Выход, %	Золото		$C_{орг}$		Sb	
		β, г/т	ε, %	β,%	ε, %	β, %	ε, %
Опыт с модификатором Na_2S в естественной pH среде, ($pH_{исх}$=6,9, $pH_{кон}$=7,2)							
Углеродистый концентрат	***2,59***	***2,96***	***2,12***	***5,40***	***23,38***	***0,43***	***4,96***
Концентрат перечистки	2,97	36,00	29,61	2,70	13,43	0,66	8,72
Концентрат промпродуктовой фл.	5,02	22,80	31,71	1,19	10,00	0,71	15,85
Золотосульфидный концентрат	***7,99***	***27,71***	***61,32***	***1,75***	***23,43***	***0,69***	***24,57***
Концентрат 2-й контрольной фл.	3,15	4,72	4,12	0,54	2,85	0,23	3,25
Хвосты промпродуктовой фл.	10,71	3,88	11,51	0,69	12,37	0,31	14,81
Хвосты флотации	75,56	1,00	20,93	0,30	37,96	0,16	52,42
Итого: отвальные хвосты	***86,27***	***1,36***	***32,44***	***0,35***	***50,33***	***0,18***	***67,22***
Итого (исходная руда):	**100,00**	**3,61**	**100,00**	**0,60**	**100,00**	**0,22**	**100,00**
Опыт с модификатором Na_2S в слабощелочной pH среде ($pH_{исх}$=6,9, $pH_{кон}$=9,1), регулятор среды Na_2CO_3							
Углеродистый концентрат	***2,55***	***3,47***	***2,56***	***6,0***	***25,31***	***0,67***	***8,14***
Концентрат перечистки	4,99	43,40	62,46	1,47	12,11	0,205	4,86
Концентрат промпродуктовой фл.	5,34	6,10	9,41	0,85	7,50	0,216	5,49
Золотосульфидный концентрат	***10,33***	***24,10***	***71,87***	***1,15***	***19,61***	***0,211***	***10,35***
Концентрат 2-й контрольной фл.	5,15	1,60	2,38	0,49	4,17	0,166	4,07
Хвосты промпродуктовой фл.	12,28	2,57	9,11	0,58	11,76	0,219	12,79
Хвосты флотации	69,69	0,70	14,08	0,34	39,14	0,195	64,65
Итого: отвальные хвосты	***81,97***	***0,98***	***23,19***	***0,38***	***50,91***	***0,199***	***77,44***
Итого (исходная руда):	**100,00**	**3,46**	**100,00**	**0,61**	**100,00**	**0,210**	**100,00**

Анализ результатов, представленных в таблицах 1 и 2, свидетельствует, что замена активатора – медного купороса $CuSO_4$ на модификатор – сернистый натрий Na_2S оказала положительное влияние на показатели флотационного обогащения пробы руды смешанного типа. Было отмечено сокращение массовой доли сурьмы в золотосульфидном флотоконцентрате с 1,84 до 0,69% со значительным снижением его извлечения с 73,4 до 24,57% при сокращении выхода концентрата с 9,06 до 7,99%. В данном случае сульфидизатор сернистый натрий оказал депрессирующее действие на флотацию антимонита ксантогенатом.

Как и было отмечено раннее, повышение щелочности пульпы до значения pH 9,1 способствовало повышению селективности флотации разделяемых минералов. При выходе золотосульфидного концентрата 10,33% в него извлеклось всего 10,35% сурьмы с концентрацией 0,211%, при этом извлечение золота составило 71,87% с содержанием 24,10 г/т. Вероятно, это связано с тем, что при взаимодействии сернистого натрия (Na_2S) в щелочной среде с антимонитом (Sb_2S_3) происходит образование растворимых сульфосолей сурьмы (Na_3SbS_2). Повышение растворимости, в свою очередь замедляет адсорбцию ксантогената поверхностью минерала и снижает флотационную активность антимонита. Негативного воздействия сернистого натрия на флотацию арсенопирита отмечено не было.

Массовая доля органического углерода в золотосульфидном флотоконцентрате, при частичном выводе его в углеродистый флотоконцентрат, составила 1,15%, извлечение при этом составило 19,61%. Добавка реагента депрессора углерода в данном случае не оказала ожидаемого снижения массовой доли углерода в получаемом концентрате. Возможно, это связано с тем, что органический углерод в исследуемой руде, представлен упорядоченной структурой

графита и не вступает во взаимодействие с углеводородной частью реагента из-за отсутствия свободных углеводородных радикалов.

Список использованных источников

1. Волков А.В., Сидоров А.А. Геолого-генетическая модель месторождений золота карлинского типа. Литосфера, 2016. №6, с. 145-165.
2. Рахимов Х.Ш., Эшов Б.Б., Кадиров А.А., Бадалов А.Б. Переработка золотосодержащего сурьмяно-сульфидного механоактивированного концентрата // Известия вузов. Горный журнал. 2023. № 2. С. 43–51. DOI: 10.21440/0536-1028-2023-2-43-51
3. Меретуков М.А. Золото и природное углеродистое вещество. М.: Руда и Металлы, 2007. 112 с.
4. Соложенкин П.М., Зинченко З.А. Обогащение сурьмяных руд. М.: Наука, 1985. 188 с.

Features of processing complex carbon-containing gold-stibium ore of the Karlin type

Topychkanova E.I., Dementyeva N.A., Chikin A.Yu., Ashirbaeva E.A.

The paper presents results of flotation experiments of complex carbon-containing gold-antimony ore of the Carlin type with the production of a gold sulfide concentrate with a standard antimony content of <0,30%.

ФАЗОВЫЙ АНАЛИЗ РУДНОГО УГЛИСТОГО ВЕЩЕСТВА КАК МЕТОД ОЦЕНКИ СОРБЦИОННЫХ СВОЙСТВ МАЛОСУЛЬФИДНЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД

О.И. Жукова, Н.Б. Чинова, В.В. Мусаев

АО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Российская Федерация

e-mail: zhukova_oi@umbr.ru

В работе представлено исследование особенностей извлечения фракции органического углерода кислотно-основными растворителями из образца золотосодержащей малосульфидной руды с использованием классических агрохимических методик. Установлено присутствие в этой фракции гуминовых и фульвокислот, обладающих способностью к сорбции золото-сольватных комплексов, образующихся при гидрометаллургическом извлечении золота из руд.

Органический углерод, присутствующий во многих золотосодержащих рудах и входящий в состав углистого вещества этих руд, определяют как кероген, углеводороды и гуминовые кислоты [1]. Кероген нерастворим в кислотно-основных, а также, обычных органических растворителях благодаря своей высокой молекулярной массе (более 1000 г/моль) [2]. Углеводороды практически не проявляют сорбционных свойств по отношению к комплексам золота. Гуминовые кислоты, напротив, как считают, способны сорбировать золото за счёт функциональных групп [3, 4].

В данной работе представлено исследование особенностей углерода, включенного в образце золотоносной малосульфидной руды, с целью установить возможность выделения фракций неорганических и органических соединений углерода, способных извлекаться неорганическими кислотно-основными растворителями с учетом их возможной дифференциации.

Выполнен минералого-петрографический анализ пробы руды. В пробе присутствовали терригенные обломочные породы (гравелиты/гравелитистые песчаники, песчаники, алевролиты), углеродистые сланцы, андезиты, зоны брекчирования и прожилкования. В породах присутствует рассеянная тонковкрапленная сульфидная минерализация, распределенная

неравномерно. Породы содержат редкую тонкую рассеянную вкрапленность сульфидов (пирита). Углеродистое вещество в тонкораспыленном виде в породах образует линзочки и маломощные слойки; в виде порошковатых масс, пленок, примазок выделяется по трещинкам в андезитах. Карбонаты представлены кальцитом и доломитом, образуют тонкие прожилки кварц-карбонатного типа во вмещающих породах.

Для оценки применимости методик исследования рудного образца, был проанализирован его состав (см. таблицу 1).

Таблица 1. Содержание элементов и соединений в исследуемом образце золотосодержащей руды

Au, г/т	**Ag, г/т**	**SiO_2**	**Al_2O_3**	**$Fe_{общ}$**	**MgO**	**CaO**	**Na_2O**	**K_2O**	**TiO_2**	**P_2O_5**	**$S_{общ}$**	**$S_{сульф}$**	**$C_{общ}$**	**$C_{орг}$**
2,1	менее 2,0	67,7	14,54	3,82	2,76	2,6	0,46	3,1	0,66	0,12	2,02	1,85	1,79	0,47

Согласно данным таблицы 1, особое внимание заслуживает присутствие в руде оксида кальция, что в дальнейшем регламентирует применение методик декальцинации образца.

Определена сорбционная активность исследуемой углеродсодержащей руды, которая обусловлена присутствием в ней рудного углистого вещества (РУВ). РУВ является активным природным сорбентом для растворенного золота. Явление такого характера принято называть прег-роббинг первого рода.

Углеродный прег-роббинг первого рода количественно характеризуется индексом PRI-теста [11]. Общепринято, что при PRI=0 прег-роббинг отсутствует, в случае 0<PRI<1, материал характеризуется слабым или умеренным прег-роббингом. По результатам тестов на исследуемом образце руды индекс сорбционной активности составил 2,5.

Таблица 2. Схема разделения фракций гуминовых и фульвокислот по методу Тюрина в модификации Понамаревой-Плотниковой

Номер навески, экстрагент	**Название вытяжки**	**Фракции, переходящие в вытяжку**		**Состав соединений, входящих во фракции**
		ГК	**ФК**	
№1 0,1 н. NaOH	непосредственная щелочная вытяжка	1 ГК	1 и 1а ФК	свободные и связанные с полутоными окислами ФК и ГК
№2 0,1 н. H_2SO_4	декальцинирование образца	-	1а ФК	свободные и связанные с полутоными окислами ФК (т.н. агрессивная фракция)
№2 0,1 н. NaOH	щелочная вытяжка после декальцирования	1 и 2 ГК	1 и 2 ФК	свободные и связанные с подвижными окислами (фракция 1) и связанные с кальцием (фракция 2) ГК и ФК
№2 0,02 н. NaOH при нагревании (6 ч) на водяной бане	щелочная вытяжка при нагревании	3 ГК	3 ФК	связанные с глинистыми минералами и устойчивыми полуторными окислами ФК и ГК

Исследуемый образец золотосодержащей руды изучен на наличие в его составе как суммарного содержания углерода, так и отдельных углеродных форм. Органический углерод проанализирован на количество органических кислот – гуминовых (ГК) и фульвокислот (ФК), с применением методик агрохимического анализа (таблица 2) [6].

Разделение органических кислот на фракции основано на различиях свойств гуминовых и фульвокислот извлекаться минеральными растворителями различной кислотно-основной природы. Методика также учитывает присутствие в составе образцов карбонатного углерода, который удаляется в процессе декальцинации. Сложность проведения декальцинации изучаемого образца заключалась в том, что в его состав помимо 1,32% карбонатного углерода входит 2,6% кальция, что в свою очередь, обусловило проведение параллельных исследований извлечения органических кислот после обработки образца (декальцинации) серной и соляной кислотами. Результаты эксперимента приведены в таблице 3.

Таблица 3. Содержание органического углерода в вытяжках из образца золотосодержащей руды

$C_{общ}$ образца, %	**Непосредственная 0,1 н. NaOH-вытяжка**			**Декальцинация**	**Непосредственная вытяжка – декальцинат**	**0,1 н. NaOH-вытяжка после декальцирования**			**0,02 н. NaOH-вытяжка при нагревании**		
	$C_{общ}$	**$C_{ГК}$ 1**	**$C_{ФК}$ 1+1а**		**$C_{ФК}$ 1а**	**$C_{общ}$**	**$C_{ГК}$ 1+2**	**$C_{ФК}$ 1+2**	**$C_{общ}$**	**$C_{ГК}$ 3**	**$C_{ФК}$ 3**
0,457	0,217	0,001	0,216	H_2SO_4	0,148	0,139	0,002	0,137	0,036	0,001	0,035
				HCl	0,215	0,135	0,002	0,157	0,065	0	0,065

Из приведенных в таблице 3 данных видно, что в составе извлекаемых органических кислот, как в непосредственной щелочной вытяжке, так и вытяжках после декальцинации серной и соляной кислотами, отмечается большее содержание фульвокислот, в отличие от гуминовых.

Следует отметить, что общее содержание фульвокислот в параллельной декальцинации отличается существенно (таблица 4), нерастворимый в минеральных растворителях остаток в образце составил 0,134/0,042%. В его состав могут входить гумин – нерастворимый остаток гумусовых веществ, а также воскосмолы и битумы.

Таблица 4. Содержание углерода во фракциях, % к $C_{общ}$ образца руды

$C_{общ}$,%	**Декальцинация**	**$C_{ГК}$**				**$C_{ФК}$**					**$C_{ГК}$ + $C_{ФК}$**	**Нерастворимый остаток**
		1	**2**	**3**	**сумма**	**1а**	**1**	**2**	**3**	**сумма**		
0,457	H_2SO_4	0,001	0,001	0,001	0,003	0,148	0,068	0,069	0,035	0,32	0,323	0,134
	HCl	0,001	0,001	0	0,002	0,215	0,001	0,134	0,065	0,415	0,417	0,04

Проведенное исследование позволяет сделать следующие выводы:

1. Органическое вещество, экстрагируемое из золотоносной малосульфидной руды, способное переходить в растворы кислотно-основных минеральных растворителей, имеет сложный состав. Основную долю – 91%, в нем составляют фульвокислоты, тогда как нерастворимый в растворителях данного вида остаток, в составе которого может присутствовать кероген и углеводороды, составляет всего 8,7%.

2. Наличие значительного количества фульвокислот в составе фракции органического углерода данного образца руды, подтверждает значительную собрционную активность руды относительно растворенного золота за счет образования комплексов карбоксильных и азот-содержащих групп фульвокислот с золото-цианистыми сольватами, извлекаемыми в раствор в процессе гидрометаллургического передела.

3. Общее представление о содержании в рудах углистого вещества в виде «гуминовых кислот» может быть уточнено, с учетом того, что органические кислоты могут быть разделены на гуминовые и фульвокислоты, каждая из которых обладает разной растворимостью в минеральных кислотно-основных растворителях и разной сорбционной активностью к золото-цианистым комплексам.

4. Приведенная методика определения фракций углистого вещества в золотосодержащих рудах с повышенным содержанием органического углерода позволяет предварительно оценить технологические свойства минерального сырья на этапе изучения их вещественного состава и дать прямую оценку пригодности образцов руды применительно к гидрометаллургической технологии переработки аналогичных руд двойной упорности.

Список использованных источников

1. Гордеев Д.В., Петров Г.В., Хасанов А.В., Северинова О.В. Обзор современных технологий переработки упорных золотосодержащих руд и концентратов с применением азотной кислоты/ Известия Томского политехнического университета. Инжиниринг георесурсов. 2022. Т. 333. № 1. 214-223.
2. Меретуков М.А. Геотехнологические исследования для извлечения золота из минерального и техногенного сырья: учебное пособие / М.А. Меретуков, В.В. Рудаков М.Н. Злобин. Москва: Горная книга, 2011. 438 с.
3. Меретуков, М.А. Золото и природное углистое вещество //М.: Изд. дом «Руда и Металлы». 2007. 180 с.
4. Воробьев-Десятовский Н.В. Автоклавное окисление дважды упорных золотосодержащих руд. Проблемы и пути решения // Мат-лы 10-го горнопромышл. форума «Минерально-сырьевой комплекс России – новые рубежи и вызовы». Москва, 7–9 октября 2014.
5. Барченков В.В. Обогатительные и гидрометаллургические процессы извлечение золота из руд. 2022. 544 с.
6. Практикум по агрохимии: учеб. пособие. 2-е изд., перераб. и доп./ под ред. Академика РАСХН В.Г. Минеева. Изд-во МГУ, 2001. 689с.

Phase analysis of ore carbonate matter as a method for assessing sorption properties of low-sulfide gold-bearing ores

Zhukova O.I., Chinova N.B., Musaev V.V.

The paper presents a study of the features of extraction of organic carbon fraction from a sample of gold-bearing low-sulfide ore by acid-base solvents using classical agrochemical methods. The presence of humic and fulvic acids in this fraction, which have the ability to sorb gold-solvate complexes formed during hydrometallurgical extraction of gold from ores, was established.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА ИЗ ПИРИТСОДЕРЖАЩИХ ХВОСТОВ ФЛОТАЦИИ

В.В. Мусаев, А.М. Клюшников, К.К. Климов, Д.А. Шакиров
АО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Российская Федерация
e-mail: klyushnikov_am@umbr.ru

Изучен процесс цианидного выщелачивания золота из колчеданных хвостов флотации. Достигнуто извлечение до 29,3% золота. Рекомендован процесс кучного выщелачивания растворами 0,2-0,3 г/л NaCN с последующей переработкой продуктивных растворов на основе сорбционной технологии.

Хвосты флотации медно-цинковых колчеданных руд являются отвальным продуктом. При этом извлечение золота с медным концентратом невелико, достигает зачастую 30-35%. Так как хвосты содержат существенное количество золота (0,8-1,5 г/т), доизвлечение золота из них гидрометаллургическими методами может представлять интерес. Как следует из литературных данных по селективности и экономическим показателям, альтернатива цианистому натрию как растворителю золота отсутствует [1]. Поэтому в работе изучали процессы цианистого выщелачивания золота из пробы пиритных хвостов.

В работе использовали пробу хвостов текущей переработки с одного из месторождений медноколчеданных руд. Проба представлена материалом с содержанием класса -0,071 мм 90,7%.

Результаты фазового анализа на золото, выполненные по стандартной методике [2], показали, что доля цианируемого золота составляет 29,3% при балансовом содержании 1,50 г/т.

Изучена зависимость извлечения золота от начальных концентраций цианистого натрия и продолжительности выщелачивания. Попутно изучали также поведение серебра и меди, как основного элемента – потребителя свободного цианида.

Из полученных данных следует, что наиболее целесообразно проводить выщелачивание растворами 0,2-0,3 г/л с достижением извлечения золота около 20% при образующемся дефиците свободного цианистого натрия. Валовое извлечение золота составляет 0,3 г с 1 т руды. Повышение начальной концентрации NaCN нецелесообразно, так как не приводит к существенному росту извлечения. При этом резко повышается переход в раствор меди, что нежелательно, так как медь будет оказывать негативное воздействие при переработке раствора.

Из таблицы 1 следует, что кинетика извлечения меди носит экстремальный характер – достижение пиковых содержаний в течение 1 ч сменяется асимптотическим падением, что, однако, не сопровождается высвобождением свободного цианида. При составлении баланса по цианистым соединениям зафиксирована практически полная убыль общего цианида (связанного и свободного) из раствора, при том, что роданиды зафиксированы лишь в следовых количествах. Это можно объяснить образованием труднорастворимых цианистых соединений.

Поведение меди находит следующее объяснение. Медь из медных минералов восстанавливается до одновалентной меди (в виде растворимого комплексного соединения) по схеме [3]:

$$CuS + 3NaCN = Na[Cu(CN)_2] + Na_2S + ½(CN)_2\uparrow.$$

Таблица 1. Результаты цианирования пиритных хвостов естественной крупности (условия: Ж:Т=1,5:1, pH 11,0-11,5)

Продолжительность цианирования, ч	Концентрация в растворе, мг/л			Содержание в кеке, г/т				Извлечение в раствор, %			Остаточная концентрация NaCN, г/л	Расход реагентов		
	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu		Au	Ag	Cu		NaCN, кг/т	NaCN, кг/г Au	NaOH, г/л р-ра
Начальная концентрация NaCN 0,1 г/л (балансовое содержание Au –1,36 г/т, Ag – 11,6 г/т)														
1	0,05	<0,005	5,71	1,1	11	0,25		5,54	0,00	0,34	0,015	0,128	1,70	4,2
8	0,09	0,03	0,26					9,96	0,39	0,02	0,010	0,135	1,00	5,3
24	0,17	0,38	0,35					18,8	4,93	0,02	0,008	0,138	0,54	6,4
Начальная концентрация NaCN 0,2 г/л (балансовое содержание Au – 1,50 г/т, Ag – 12,8 г/т)														
1	0,14	0,01	19,3	1,2	12	0,25		14,0	0,1	1,16	0,02	0,270	1,29	4,2
8	0,19	0,04	0,70					19,0	0,5	0,04	0,013	0,280	0,98	5,3
24	0,20	0,52	0,45					20,0	6,5	0,03	0,008	0,288	0,96	6,4
Начальная концентрация NaCN 0,3 г/л (балансовое содержание Au –1,50 г/т, Ag – 11,8 г/т)														
1	0,15	0,02	50,7	1,2	11	0,24		15,0	0,25	3,17	0,02	0,420	1,87	4,2
8	0,19	0,11	0,85					19,0	1,40	0,05	0,012	0,432	1,52	5,3
24	0,20	0,55	0,56					20,0	6,98	0,04	0,005	0,443	1,48	6,4
Начальная концентрация NaCN 0,5 г/л (балансовое содержание Au –1,53 г/т, Ag –12,0 г/т)														
1	0,19	0,28	128	1,2	11	0,24		19,0	3,50	8,00	0,02	0,720	2,53	4,2
8	0,22	0,40	52,9					22,0	5,00	3,31	0,015	0,728	2,20	5,3
24	0,22	0,66	1,1					22,0	8,26	0,07	0,005	0,743	2,25	6,4
Начальная концентрация NaCN 1,0 г/л (балансовое содержание Au – 1,52 г/т, Ag – 12,4 г/т)														
1	0,19	1,00	233,8	1,1	10	0,24		19,0	12,1	14,61	0,022	1,467	5,15	4,2
8	0,23	1,32	172,5					23,0	16,0	10,78	0,016	1,476	4,28	5,3
24	0,28	1,57	72,1					28,0	19,1	4,51	0,005	1,493	3,55	6,4

Далее в условиях недостатка свободного цианида происходит разложение комплексного соединения цианистой меди (I) с выпадением труднорастворимой одновалентной цианистой меди и выделения свободного цианида натрия

$$Na[Cu(CN)_2] \leftrightarrow CuCN\downarrow + NaCN,$$

который далее вовлекается в химические процессы взаимодействия. Высвободившиеся молекулы свободного цианида реагируют также с образованием труднорастворимых цианистых соединений.

Очевидно, что в условиях осаждения меди при высокой длительности взаимодействия перспективна реализация цианистого выщелачивания в форме метода кучного выщелачивания хвостов. Предполагается, что хвосты будут окомковываться с цементом, складироваться в штабель на подготовленное основание, далее подвергаться орошению слабыми растворами NaCN (0,2-0,3 г/л). В результате ожидается получение продуктивных растворов с низким массовым соотношением меди к золоту (не более 2-3:1, таблица 1), что обеспечит получение готовой продукции – лигатурного золота, удовлетворяющего ТУ 117-2-7-75 по составу: содержание золота не менее 10 %.

Проведено тестовое исследование по сорбции раствора на угле. Была наработана укрупненная партия раствора при выщелачивании в агитационном режиме в течение суток раствором 0,3 г/л NaCN объемом 30 л, в условиях выщелачивания, представленных в таблице 1. Полученный раствор декантировали. Далее продуктивный раствор (содержание золота 0,20 мг/л, меди 0,56 мг/л) приводили в контакт с активированным углем ДХ-102 массой 0,2 г (раствор был в большом избытке, так что убыль концентрации золота в растворе составляла менее 5% [4]. Эксперимент проводили в течение 96 ч согласно рекомендациям [4]. В результате фактически получена емкость сорбента, соответствующая максимальной точке изотермы сорбции из данного раствора.

Уголь был проанализирован. Содержание золота в угле составило 0,45 кг/т, меди – 1,2 кг/т, что подтверждает изложенные выше рассуждения о совместной сорбции золота и меди, а также предполагаемом качестве лигатурного золота.

Для проверки способности хвостов к образованию окатышей проведены исследования по окомкованию хвостов с использованием портландцемента ЦЕМ I 42Н ГОСТ 31108-2016. Результаты представлены в таблице 2. Далее изучали водоустойчивость окатышей после выдержки в течение 3 суток на воздухе: по стандартной методике АО «Иргиредмет», десятикратным погружением в воду на сите 0,315 мм с оценкой потерь подрешетного класса. Из полученных данных следует, что расход цемента 10 кг/т является оптимальным, так как обеспечивает получение гранул, устойчивых при намокании.

Таблица 2. Результаты окомкования хвостов в тарельчатом грануляторе (D=1,0 м)

Расход цемента, кг/т	**Расход воды, масс. %**	**Продолжительность окомкования, мин**		**Потеря массы классом -0,315 мм при испытаниях на водоустойчивость, масс %**
		продолжительность смешения шихты	**общая продолжительность**	
0	13,5	1	4	25,78
5	14,0			15,03
10	14,5			6,47
15	14,5			6,01
20	15,0			5,64

Потери класса -0,315 мм являются приемлемыми. Дальнейший прирост расхода цемента практически не сопровождается упрочнением гранул, поэтому расход выше 10 кг/т не рекомендуется.

Рекомендуется следующая схема переработки текущих хвостов. Предполагается пульпу хвостов с содержанием твердого 20-25% обезвоживать в сгустителе, далее фильтровать на вакуум-фильтре с достижением влажности кека около 9-10%. Полученный кек окомковывать в грануляторе с добавлением оборотного цианистого раствора и цемента с получением окатышей влажностью 12-13%. Полученные окатыши после сушки на воздухе поступают на формирование штабеля кучного выщелачивания на гидроизоляционном основании. Орошение штабеля производится слабым цианистым раствором (не более 0,3 г/л NaCN). Схема включает сорбционное концентрирование золота на активированном угле из продуктивных растворов. Далее ведется переработка угля по технологии десорбции-электроэкстракции с получением лигатурного золота.

Список использованных источников

1. Минеев Г.Г. Растворители золота и серебра в гидрометаллургии / Г.Г. Минеев, А.Ф. Панченко М.: Металлургия, 1994 г. 241 с.
2. Зеленов В.И. Методика исследования золотосодержащих руд. М.: Недра, 1989 г. 302 с.
3. Кучное выщелачивание благородных металлов. Справочное издание / под ред. М.И. Фазлуллина / Москва: Изд-во Академии горных наук. 2001 г. 647 с.
4. Волков В.П. Сорбционные процессы действующих производств. М: Руда и Металлы, 2014. 158 с.

Development of sediment level control sensor in sumps

Musaev V.V., Klushnikov A.M., Kimov K.K., Shakirov D.A.

The process of cyanide leaching of gold from pyrite flotation tailings has been studied. Extraction of up to 29.3% gold has been achieved. The process of heap leaching with solutions of 0.2-0.3 g/l NaCN with subsequent processing of productive solutions based on sorption technology has been recommended.

БИОГИДРОМЕТАЛЛУРГИЯ СВИНЦОВО-ЦИНКОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ

А.В. Белый[1,2], Т.Р. Крикунова[1,2], М.Д. Мадасова[1,2]

[1] ФИЦ «Красноярский научный центр СО РАН»,
Международный научный центр исследований экстремального состояния организма,
г. Красноярск, Российская Федерация
[2] ФГАОУ ВО «Сибирский федеральный университет», г. Красноярск, Российская Федерация
e-mail: belyiav52@gmail.com

В работе рассмотрена возможность биоокисления коллективного свинцово-цинкового концентрата с целью селективного извлечения цинка и свинца. Показано, что при биоокислении коллективного свинцово-цинкового концентрата цинк практически полностью переходит в жидкую фазу, а весь свинец остается в твердой фазе пульпы.

Основным источником цветных металлов, в том числе свинца и цинка, являются сульфидные руды, для которых характерна устойчивая тенденция на снижение содержания металлов в рудах, повышение стоимости их добычи и переработки, осложнение химического и минералогического составов перерабатываемых руд и концентратов, а также снижение технологических показателей обогащения. В сложившихся условиях одним из перспективных

направлений интенсификации процессов обогащения цветных металлов является применение комбинированных технологий, в том числе биотехнологий для селективного разделения полиметаллических руд и концентратов, а также для повышения качества концентратов: обесцинкование свинцовых концентратов, обессвинцевание цинковых концентратов [1-5].

Настоящая работа посвящена исследованию процесса биоокисления коллективного свинцово-цинковых концентрата одного из месторождений Восточной Сибири, в которой сосредоточены более 40 % запасов свинцово-цинковой руды страны. Целью работы являлось показать возможность биоокисления коллективного сульфидного свинцово-цинкового концентрата для селективного получения свинцового и цинкового продуктов.

При проведении исследований ставились следующие задачи.

1. Подобрать и адаптировать ассоциацию микроорганизмов к окислению свинцово-цинкового сульфидного концентрата.

2. Провести адаптацию к повышенному содержанию концентрата в пульпе (150-200 г/л).

3. Провести биоокисление коллективного сульфидного свинцово-цинкового концентрата при содержании твердой фазы в пульпе 200 г/л, в периодическом процессе.

4. Показать возможность селективного разделения свинца и цинка в процессе биологического окисления.

В исследованиях использовали ассоциацию микроорганизмов, выделенную из зон окисления лежалых хвостов свинцово-цинкового ГОК. Первоначально ассоциацию адаптировали к постепенно повышающему содержанию концентрата в пульпе на шейкерной качалке в колбах Эрленмейера объемом 250 мл. По мере удовлетворительного роста на пульпе с содержанием концентрата 50 г/л, адаптацию начали проводить в лабораторных реакторах, с рабочим объемом 2,0 л. Исследования начали проводить после того, как ассоциация микроорганизмов стала удовлетворительно расти на пульпе с содержанием концентрата 150-200 г/л. В ходе процесса биоокисления отслеживалась динамика таких параметров как: pH, Eh, концентрации Fe^{3+}, Fe^{2+}, Pb, Zn и биомассы в жидкой фазе пульпы. Параллельно по мере проведения исследований анализировался минеральный состав твердой фазы. О полноте биоокисления судили по накоплению Fe^{3+} и Zn^{2+} в жидкой фазе пульпы.

В таблице 1 приведены данные фазового анализа исходного флотоконцентрата и подвергшего биоокислению в лабораторных реакторах.

Таблица 1. Минеральный состав исходного флотоконцентрата и продукта его биоокисления (БО)

Проба	**PbS, % галенит**	**$PbSO_4$ англезит**	**ZnS, % сфалерит**	**$FeCO_3$, % сидерит**	**$Pb_4(SO_4)(CO_3)_2(OH)_2$, % ледгиллит**
Исходный	30,01	14,00	33,20	9,27	3,74
После БО	0,00	77,85	8,20	0,00	3,93
Степень окисления	100	-	75,33	100	-

Основной задачей исследований являлось показать возможность селективного разделения свинца и цинка в процессе биологического окисления. Как видно из данных приведенных в таблице 1, основное содержание свинца находится в галените (PbS) и англезите ($PbSO_4$), основное содержание цинка находится в сфалерите. В процессе бактериально-химического окисления практически весь галенит окислился и полностью перешел в англезит. Сфалерит окислился на 75,33%.

В таблице 2 приведены данные по химическому анализу жидкой фазы пульпы после биоокисления коллективного сульфидного свинцово-цинкового концентрата.

Таблица 2. Содержание химических элементов в жидкой фазе пульпы и в смыве с твердой фазы продукта биоокисления коллективного сульфидного свинцово-цинкового концентрата

Образец/химический элемент	Fe	Pb	Zn
Жидкая фаза пульпы, мг/л	2500,0	4,5	20292,2
Смыв с твердой фазы, мг/л	680,0	920,0	960,0

Как видно из приведенных данных в жидкой фазе пульпы накапливается до 20,29 г/л цинка и только 4,5 мг/л свинца. Таким образом практически весь свинец содержался в твердой фазе в виде англезита, а цинк в основном переходил в жидкую фазу пульпы.

Появление железа в жидкой фазе пульпы вызвано разрушение сидерита ($FeCO_3$).

$$FeCO_3 + H_2SO_4 > FeSO_4 + H_2CO_3. \quad (1)$$

Это обусловлено тем, что в процессе биоокисления происходили затраты серной кислоты, которая частично расходовалась на разрушение сидерита ($FeCO_3$). Двухвалентное железо в $FeSO_4$ окислялось микроорганизмами до Fe(III), которое в кислых условиях является сильным окислителем и способствует более интенсивному окислению имеющихся сульфидов – галенита и сфалерита.

Проведенные исследования позволили решить следующие задачи:

1. Из зон окисления сульфидных минералов, месторождения свинцово-цинковых руд, выделена ассоциация хемоавтотрофных микроорганизмов.

2. Проведена адаптация выделенной ассоциации микроорганизмов к повышенному содержанию концентрата в пульпе (150-200 г/л).

3. Проведено биоокисление свинцово-цинкового концентрата при содержании твердой фазы в пульпе 200 г/л.

4. Показана возможность селективного разделения свинца и цинка в процессе биологического окисления.

5. На основе данных, полученных при исследованиях, прорисовываются возможные варианты технологии переработки коллективного сульфидного свинцово-цинкового концентрата.

Список использованных источников

1. Белый А.В., Алгебраистова Н.К., Трубников Ю.Н. и др. Биотехнологический потенциал Красноярского края в горнодобывающей промышленности. В сб: Металлургия цветных, редких и благородных металлов. сборник докладов XVI международной конференции имени чл.-корр. РАН Г.Л. Пашкова (05-08 сентября 2023). Красноярск, 2023; 17-30.
2. Патент 2639347 РФ: Способ флотационного обогащения сульфидных свинцово-цинковых руд /Алгебраистова Н.К., Прокопьев И.В. и др., 2017.
3. Vera, M., Schippers, A., Hedrich, S. et al. Progress in bioleaching: fundamentals and mechanisms of microbial metal sulfide oxidation – part A. // Appl Microbiol Biotechnol. 2022. V. 106. P. 6933–6952.
4. Roberto, F.F., Schippers, A. Progress in bioleaching: part B, applications of microbial processes by the minerals industries. // Appl Microbiol Biotechnol. 2022. V. 106. P. 5913–5928.
5. Maoyou Ye, Guojian Li, Pingfang Yan, et al. Removal of metals from lead-zinc mine tailings using bioleaching and followed by sulfide precipitation // Chemosphere. 2017. V. 185. P. 1189-1196.

Biogidrometallurgy of lead-zinc concentrates

Belyi A.V., Krikunova T.R., Madasova M.D.

The paper considers the possibility of biooxidation of a collective lead-zinc concentrate for the purpose of selective extraction of zinc and lead. It is shown that during biooxidation of the collective lead-zinc concentrate, zinc almost completely passes into the liquid phase, while all lead remains in the solid phase of the pulp.

РЕЗУЛЬТАТЫ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ТОНКОДИСПЕРСНОГО ЗОЛОТА ИЗ КОМПЛЕКСНЫХ ЖЕЛЕЗОМАРГАНЦЕВЫХ РУД*

А.В. Константинова, Н.А. Лаврик, Н.М. Литвинова

ФГБУН «Институт горного дела Дальневосточного отделения РАН»,
г. Хабаровск, Российская Федерация

e-mail: alexalavrikxx@gmail.com

В статье представлены результаты гидрометаллургических исследований по извлечению золота из комплексных железомарганцевых руд месторождения Поперечное Южно-Хинганского рудного поля с применением различных выщелачивающих растворов. Эффективным методом обогащения по результатам технологических испытаний оказался метод с применением активных хлоридных растворов. Результаты исследований подтверждают высокий уровень извлечения тонкодисперсного золота из различных руд и вмещающих пород.

Введение. Современные тенденции в горной и металлургической промышленности требуют внедрения новых методов переработки сложных и упорных руд. Увеличение объёмов производства благородных металлов приводит к значительному истощению запасов богатых и легкообогатимых руд. Это создает необходимость в переработке бедных и сложных по составу руд, которые, хотя и обладают низким содержанием ценных компонентов, могут стать источниками высокоценного сырья при использовании эффективных методов обогащения. Исследования, посвященные поиску альтернативных источников благородных металлов и разработке технологий для повышения качества продуктов обогащения упорного сырья, являются актуальными направлениями в условиях глобальных изменений в золотодобывающей промышленности.

Перспективным источником благородных металлов являются железорудные месторождения, которые в последние годы привлекают всё большее внимание благодаря высокому содержанию золота и платины в них помимо основного металла. Одним из таких примеров является железомарганцевое месторождение Поперечное, которое может стать источником попутного извлечения благородных металлов.

Месторождение Поперечное расположено на правом берегу ручья Столбуха (Еврейская АО). Оно является частью Южно-Хинганского рудного поля, второго по величине источника

Исследования проводились с использованием ресурсов Центра коллективного пользования научным оборудованием «Центр обработки и хранения научных данных Дальневосточного отделения Российской академии наук», финансируемого Российской Федерацией в лице Министерства науки и высшего образования РФ по проекту № 075-15-2021-663. Химический, микроскопические и минералогические исследования были выполнены на базе центра коллективного пользования «Центр исследования минерального сырья» ХФИЦ ДВО РАН.

марганца в РФ. Месторождение представляет собой крутопадающие рудные залежи средней мощности 3,2 м и протяжённостью 2,4 км, разделённые сбросами на несколько тектонических блоков. Руды этого месторождения, делятся на преимущественно марганцеворудные и преимущественно железорудные пласты, содержащие марганец до 21%, железо до 30%, а также фосфор и кремнезём. Марганцеворудные пласты представляют собой полосчатую породу, состоящую из браунита, гематита, гаусманита, родохрозита, халцедона, глинистых минералов и доломита. Железорудные пласты представлены полосчатыми и брекчиевыми разностями с преобладанием выделений гематита и магнетита. Рассеянная благороднометалльная минерализация, представленная золотом и платиной, отмечается как в рудных телах, так и во вмещающих карбонатных породах и углеродизированных сланцах [1-3].

Основное внимание в работе направлено на применение различных методов анализа благороднометалльной минерализации и поиску оптимального гидрометаллургического способа выщелачивания золота из различных типов руд и вмещающих пород месторождения Поперечное. Горные породы, содержащие золото и платину, имеют различные геохимические и минералогические характеристики, что делает необходимым использование комплексных методов для точного определения содержания этих металлов.

Методы исследования. Исследования, проведённые на железомарганцевых рудах и вмещающих породах месторождения Поперечное, базировались на комплексном подходе, который включает минералогический, химический и атомно-абсорбционный спектрофотометрический анализ. Этот подход позволил детально изучить формы нахождения благородных металлов в рудах, в том числе их дисперсные и химически связанные формы; для количественной оценки содержания золота в исходном материале и продуктах обогащения использовались высокочувствительные методы, такие как атомно-абсорбционная спектроскопия.

Технологические исследования включали несколько этапов. На первом этапе было проведено гравитационное обогащение с целью извлечения свободных форм золота. После гравитационного обогащения следующим этапом были проведены исследования возможности выщелачивания тонких и дисперсных форм золота из хвостов гравитации горячим цианидным раствором и активным хлоридным раствором.

Результаты. Минералогический анализ показал, что золото в руде встречается в различных формах: чистое золото, золото с примесью серебра и электрум; встречается золото с примесью других элементов (Fe, Cd, Pb). По результатам химического анализа содержание золота в руде гематит-браунитового типа составляет в среднем 1,29 г/т, а в магнетитовом типе – 1,38 г/т. Во вмещающих породах содержание золота варьирует от 0,67 до 0,79 г/т.

Обогащение руд с помощью гравитационных методов позволило извлечь значительное количество золота, однако, высокие содержания тонкодисперсных и химически связанных форм золота остаются в хвостах гравитационного обогащения. Содержание золота недоизвлеченного в гравитационный концентрат в рудах гематит-браунитового типа – 0,72 г/т и магнетитового – 0,89 г/т; во вмещающих породах от 0,46 до 0,54 г/т и 1,31 г/т в известняках доломитизированных.

Исследования по выщелачиванию тонкого и дисперсного золота из хвостов гравитации железомарганцевых руд месторождения Поперечное проводились с использованием стандартного горячего цианирования и активного хлоридного раствора. Метод выщелачивание сложноизвлекаемых форм золота из исследуемого упорного сырья продемонстрировал высокую эффективность извлечения золота в продуктивный раствор.

В таблице 1 представлены результаты извлечения золота с использованием различных реагентов.

Таблица 1. Выщелачивание тонкого и дисперсного золота из хвостов гравитации железомарганцевых руд месторождения «Поперечное» с использованием горячего цианирования и активного хлоридного раствора

Тип руды и вмещающих пород	Извлечение золота ε (Au), %	
	горячее цианирование	активный хлоридный р-р
Магнетитовая руда	17,65	96,76
Гематит-магнетитовая руда	60,19	91,49
Известняки доломитизированные	14,71	88,24
Известняки	8,09	93,11
Сланцы углистые	7,94	54,6

Результаты показали, что применение активных хлоридных растворов обеспечило значительно более высокое извлечение золота из руд (до 96%) по сравнению с цианидным выщелачиванием, где оно составляло до 60%. Особенно заметно повышение извлечения было при работе с углистыми сланцами и известняками, в которых извлечение золота с использованием хлоридных растворов составило 54,6 и 93,11% соответственно, что значительно превышает результаты цианидного выщелачивания (7,94 и 8,09%).

Методика приготовления активного гипохлоридного раствора включает электрохимический синтез гипохлорита натрия и ультрафиолетовое облучение. Реакции диссоциации и гидролиза, протекающие в процессе фото-электроактивации, приводят к образованию хлорноватистой кислоты, которая является сильнейшим окислителем. Активные окислители, образующиеся в растворе, приводят к окислению и пассивации соединений, препятствующих выщелачиванию золота, а также органического углерода.

Выводы. Результаты исследований подтверждают, что метод выщелачивания с использованием активного хлоридного раствора является эффективным для извлечения тонких и дисперсных форм золота из различных типов руд и пород. Руды месторождения Поперечное представляют собой важный источник для извлечения не только марганца и железа, но и высокоценных благородных металлов. Железомарганцевые руды, содержащие золото и платину, имеют высокую перспективу для дальнейшего освоения. Особенно это актуально для Дальневосточного региона России, где такие месторождения могут стать важным стратегическим ресурсом. Усовершенствованные методы извлечения золота способствуют максимальному использованию их природных запасов. Таким образом, исследования, проведённые на вмещающих породах и рудах железомарганцевого месторождения Поперечное, подтверждают высокий потенциал таких руд как источников благородных металлов, что открывает новые горизонты для улучшения экономической эффективности переработки комплексных руд и попутного извлечения благородных металлов.

Список использованных источников

1. Крюков В.Г. Генетические особенности древних месторождений Малого Хингана / Вопросы геологии и комплексного освоения природных ресурсов Восточной Азии: Третья Всерос. научн. конф.: сб. докладов в 2-х томах. - Благовещенск: ИГиП ДВО РАН. 2014. № 1. С. 111-115.
2. Ханчук А.И., Рассказов И.Ю., Крюков В.Г. и др. О находке промышленной платины в рудах Южно-Хинганского месторождения марганца / Доклады Академии наук 2016. Т. 470. № 6. С. 701-703.

3. Крюков В.Г., Литвинова Н.М., Лаврик Н.А. и др. Определение минеральных форм благородных металлов в железомарганцевых месторождениях Дальнего Востока России // Обогащение руд. 2017. № 4 (370). С. 42-48.
4. Лаврик А.В., Литвинова Н.М., Лаврик Н.А., Бубнова М.Б. Исследование вещественного состава железомарганцевой руды // Проблемы недропользования. 2019. № 2 (21). С. 107-114.
5. Лаврик А.В. Лаврик Н.А., Литвинова Н.М., Васянович Ю.А. О вариации состава и форм золота в рудах и вмещающих породах железомарганцевого месторождения Поперечное (Дальний Восток) // ГИАБ. 2019. № S 30. С. 68-77.

Learching results of fine grains of gold from the complex iron-manganess ores

Konstantinova A.V., Lavrik N.A., Litvinova N.M.

The article shows results of hydrometallurgical studies the gold extraction from complex iron-manganess ores of Poperechnoe deposit with using different leaching solutions. Effective approach was a mode with active chloride solution. The results confirm high degree of extraction fine grains of gold from ores and host rock.

ВЫСОКОТЕМПЕРАТУРНОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ НИКЕЛЬСОДЕРЖАЩЕГО ШЛАКА БИОРАСТВОРОМ СУЛЬФАТА ТРЕХВАЛЕНТНОГО ЖЕЛЕЗА*

Н.В. Фомченко, Г.В. Новиков, А.Е. Панюшкина, В.С. Меламуд, М.И. Муравьев

ФИЦ «Фундаментальные основы биотехнологии» РАН,
Москва, Российская Федерация

e-mail: maxmuravyov@inmi.ru

Исследования по высокотемпературному выщелачиванию никельсодержащего шлака биораствором трехвалентного железа показали, что извлечение никеля и меди из него зависели от значения pH. При этом его низкое значение позволило снизить выход осадка и повысить извлечение цветных металлов до 95%.

Шлаки являются отходом пирометаллургических процессов извлечения цветных металлов из сульфидного сырья. Отсутствие разработанной технологии, обеспечивающей высокое комплексное извлечение из шлаков цветных металлов, вынуждает накапливать шлаки в растущих отвалах. Шлаки являются потенциальным источником получения цветных металлов, содержание которых часто превышает содержание их в перерабатываемых рудах, что позволяет рассматривать шлаки как техногенное сырье. Поиск эффективных технологий переработки этих отходов является актуальной задачей.

Перспективным направлением по получению цветных металлов из шлаков может являться их химическое выщелачивание с использованием сульфата трехвалентного железа, полученного с применением хемолитотрофных микроорганизмов (биораствора).

В настоящей работе использовался шлак следующего состава (%): никель – 2,66, медь – 2,12, железо (III) оксид (Fe_2O_3) – 23,8, кремний оксид (SiO_2) – 36,7, кальций оксид (CaO) – 6,3, алюминий оксид (Al_2O_3) – 9,0, магний оксид (MgO) – 3,9.

* ***Работа выполнена при финансовой поддержке Российского научного фонда, грант №25-24-00187.***

Были проведены исследования по выщелачиванию никельсодержащего шлака биораствором для определения эффективности этого процесса. Опыты проводились одновременно в одинаковых реакторах при использовании сульфата трехвалентного железа, полученного с применением ацидофильных хемолитотрофных микроорганизмов (биораствора) с концентрации Fe^{3+} 9,8 г/л и при температуре 80°С.

Перед процессом выщелачивания в биораствор добавляли 2, 4 или 6 г шлака; при этом плотность пульпы составила 1, 2 или 3% соответственно. Исходное значение pH устанавливали на уровне 1,25, затем проводили выщелачивание в течение трех часов. В процессе определяли концентрацию железа в жидкой фазе, pH, а в конце процесса – выход твердой фазы и концентрацию цветных металлов в жидкой фазе.

На рисунке 1 представлены результаты по изменению концентраций железа в жидкой фазе. Из данных следует, что чем выше плотность, тем быстрее снижалась концентрация Fe^{3+}, а также повышалась концентрация Fe^{2+} в жидкой фазе. Кроме того, в процессе выщелачивания значения pH все время повышалось и при плотности пульпы 1% его конечное значение составило 1,3, при 2% – 1,34, а при 3% – 1,49. Конечная концентрация Fe^{3+} составила 7,0; 5,6 и 2,8, а Fe^{2+} – 1,5; 3,5 и 4,0 г/л при плотности пульпы 1; 2; 3% соответственно.

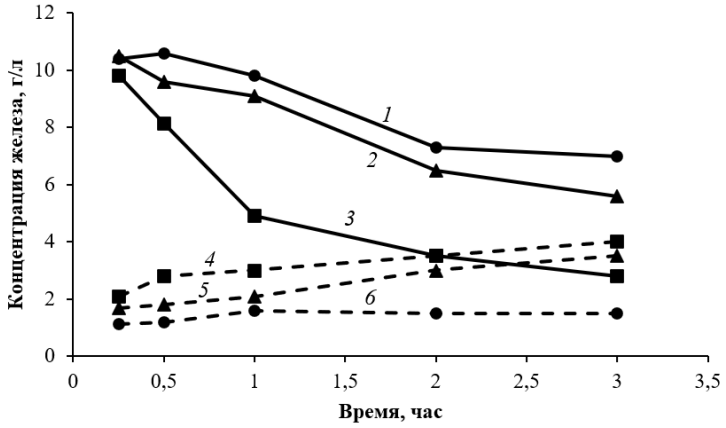


Рисунок 1. Концентрация трехвалентного (1, 2, 3) и двухвалентного (4, 5, 6) железа в процессе выщелачивания медно-никелевых шлаков биораствором в зависимости от плотности пульпы: 1% – 1, 6; 2% – 2, 5; 3% – 3, 4

По результатам выщелачивания был определен выход каждого осадка, а также извлечение меди и никеля из шлаков, которые представлены на рисунке 2. Как следует из данных, при плотности пульпы 1, 2 и 3% выход осадков был практически одинаковым – 130, 130 и 128% соответственно. Однако прирост массы осадков увеличивался с увеличением плотности пульпы и составил 0,59, 1,19 и 1,66 г. Это свидетельствовало о том, что чем выше была плотность, тем больше образовывалось вторичного осадка. Это связано с более высоким конечным значением pH, которое повысилось с 1,25 до 1,49 при максимальной плотности пульпы. Образование ярозита ($MFe_3(SO_4)_2(OH)_6$, где M – K^+, Na^+, NH_4^+, H_3O) связывает трехвалентное железо в сернокислой среде, причем, чем выше температура и pH, тем интенсивнее образуется этот осадок.

Расчет извлечения металлов показал, что при плотности пульпы 1 и 2% этот параметр отличался незначительно и составил 90,5 и 89,5% для меди и 91,8 и 90,8% для никеля. Однако при увеличении плотности пульпы до 3% извлечение меди снизилось до 82,9, а никеля – до 80,7%, что могло быть связано с более интенсивным образованием осадка ярозита.

Для определения влияния pH на эффективность выщелачивания и выход осадков было проведено выщелачивание медно-никелевых шлаков в течение трех часов при плотности

пульпы 1%, но при трех различных значениях pH исходного выщелачивающего раствора – 1,25, 1,12 и 1,0. Результаты опытов представлены на рисунке 3.

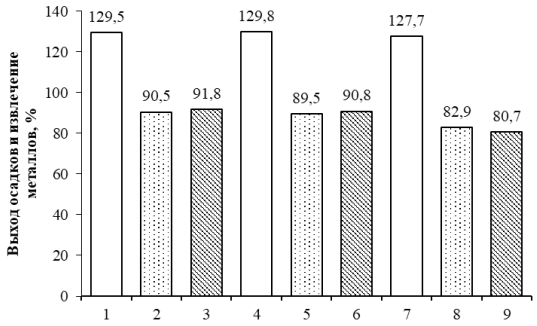


Рисунок 2. Выход осадков (1, 4, 7), извлечение меди (2, 5, 8) и никеля (3, 5, 9) при плотности пульпы 1, 2 и 3% соответственно

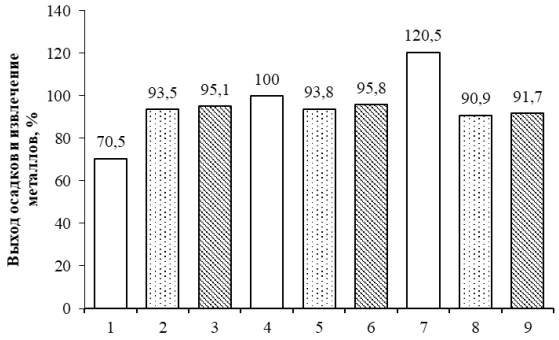


Рисунок 3. Выход осадков (1, 4, 7), извлечение меди (2, 5, 8) и никеля (3, 5, 9) в жидкую фазу при pH выщелачивающего раствора 1,0, 1,12 и 1,25 соответственно

Показано, что при низком исходном значении pH выход осадка был наиболее низким – 70,5%, при pH 1,12 – повысился до 100%, а при pH 1,22 – до 121%. При этом извлечение меди и никеля при pH 1,0 и 1,12 было близким и составило 93,5 и 93,8% для меди и 95,1 и 95,8% для никеля. При исходном значении pH 1,22 извлечение меди и никеля было несколько ниже и составило 90,9 и 91,7% соответственно. Поэтому наиболее эффективно выщелачивание протекало при исходном значении pH, равном 1,12.

Таким образом, показано, что никель и медь могут быть эффективно выщелочены из шлака биораствором сульфата трехвалентного железа, полученного с помощью железоокисляющих ацидофильных микроорганизмов. При этом при относительно низком значении pH биораствора (1,12) был зафиксирован минимальный выход осадка после выщелачивания (70,5%) при высоком извлечении цветных металлов в жидкую фазу – 95,1 и 95,8% для меди и никеля соответственно. Полученные данные свидетельствовали о том, что никель и медь присутствовали в исследуемом шлаке в форме, способной окисляться и растворяться в сернокислых растворах трехвалентного железа при температуре 80°C за относительно короткое время.

High-temperature leaching of non-ferrous metals from nickel-containing slag utilizing a bio-solution of ferric iron sulfate

Fomchenko N.V., Novikov G.V., Panyushkina A.E., Melamud V.S., Muravyov M.I.

Research on high-temperature leaching of nickel-containing slag utilizing a bio-solution of ferric iron indicated that the extraction of nickel and copper was influenced by the pH value. Furthermore, a lower pH value facilitated a reduction in residue yield while enhancing the extraction of non-ferrous metals to 95%.

ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ ЛЕЖАЛЫХ ХВОСТОВ ОБОГАТИТЕЛЬНОГО ПРОИЗВОДСТВА МЕТОДОМ БИОВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ*

В.Н. Дубровина, Ю.В. Невзорова, М.Д. Лапин, А.А. Горячев

ФИЦ «Кольский научный центр РАН»

Институт проблем промышленной экологии Севера, г. Апатиты, Российская Федерация

e-mail: samarina_lera@list.ru

Проведен подбор оптимального режима гранулирования лежалых хвостов обогащения медно-никелевых руд с последующих их кучным биовыщелачиванием. Эксперименты проводили с хвостами двух классов крупности: неизмельченными (преобладающий класс -250+100 мкм) и измельченными до класса -71 мкм. В качестве связующих компонентов рассмотрены 30% раствор серной кислоты, бактериальный раствор Acidithiobacillus ferrooxidans и поливинилацетатный клей (ПВА). Наибольшая прочность гранул (7,23 МПа) достигнута для образца, гранулированного с использованием ПВА и серной кислоты, что обусловлено синергетическим эффектом полимерной матрицы и активации поверхности частиц кислотой. Максимальные концентрации металлов на стадии кучного биовыщелачивания (Ni – 19,9 мг/л, Cu – 7,43 мг/л, Co – 0,98 мг/л) наблюдалось для гранул, приготовленных с использованием серной кислоты и бактериального раствора. Результаты показали обратную зависимость между прочностью гранул и степенью извлечения металлов. Для практического применения рекомендованы составы, обеспечивающие баланс этих параметров в зависимости от условий сооружения и эксплуатации рудного штабеля. Технология кучного биовыщелачивания с предварительным гранулированием позволяет эффективно перерабатывать техногенные отходы, сочетая экономическую выгоду с экологической безопасностью.

Лабораторные эксперименты проведены с использованием хвостов обогащения медно-никелевых руд опытной обогатительной фабрики около пос. Африканда. Исследования проводили с использованием медно-никелевых хвостов двух классов крупности исходного (преобладающий класс крупности -250+100 мкм) и измельченного до класса -71 мкм на вибрационном истирателе 75Т-ДрМ. В качестве связующих компонентов применялись 30%-ный раствор серной кислоты, бактериальный раствор *Acidithiobacillus ferrooxidans* и поливинилацетатный клей (ПВА) в различном сочетании. Список экспериментальных образцов гранулированных хвостов и их расшифровка представлены в таблице 1. Гранулирование осуществляли на лабораторном грануляторе ФЛ015-1К-02 (ООО «Дзержинсктехномаш», Россия), в результате чего получались гранулы в форме таблеток диаметром 3-4 мм и толщиной 1-1,5 мм.

Таблица 1. Характеристика экспериментальных образцов гранулированных хвостов

№ образца	Описание образца
1	Хвосты не измельченные : 30% H_2SO_4 = 200:48 (г : мл)
2	Хвосты не измельченные : 30% H_2SO_4 = 200:39 (г : мл)
3	Хвосты не измельченные : 30% H_2SO_4 : бактериальный р-р = 200:39:9 (г : мл : мл)
4	Хвосты не измельченные : 30% H_2SO_4 : бактериальный р-р = 200:30:9 (г : мл : мл)
5	Хвосты измельченные : 30% H_2SO_4 : бактериальный р-р = 200:39:9 (г : мл : мл)
6	Хвосты измельченные : 30% H_2SO_4 : бактериальный р-р = 200:30:9 (г : мл : мл)
7	Хвосты измельченные : ПВА : $H_2O_{дист.}$ = 200:16:54 (г : мл : мл)
8	Хвосты измельченные : ПВА : бактериальный р-р = 200:13:47 (г : мл : мл)
9	Хвосты измельченные : ПВА : 30% H_2SO_4 = 200:13:47 (г : мл : мл)

* ***Работа выполнена в рамках тем НИР №№ FMEZ-2025-0044 и FMEZ-2025-0046.***

Для оценки поведения гранул в условиях, имитирующих кучное биовыщелачивание, были собраны девять пластиковых колонок (h=20 см, d=6,5 см), в которые помещали полученные гранулы, масса загрузки составляла 130 г. Технологический цикл включал стадию влагонасыщения (двукратную подачу 100 мл дистиллированной воды на вершину каждой колонки) с последующим биовыщелачиванием в течение 5 суток с подачей 50 мл бактериального раствора в сутки рециркуляционным способом.

Прочность полученных гранул определяли согласно ГОСТ 8269.0-97 методом одноосного сжатия на прессе со скоростью нагружения (2,0±0,5) МПа/с. Расчет прочности на сжатие ($R_{сж}$) выполняли по формуле:

$$R_{сж} = R/F,$$

где R – разрушающая нагрузка (кгс), F – площадь поперечного сечения образца (см^2).

Исследования по моделированию кучного выщелачивания проводились при температуре окружающей среды плюс 19±1°С. У продуктивных растворов на протяжении экспериментов определяли концентрации меди и никеля по стандарту ПНД Ф 14.1:2:4.140-98 методом атомно-абсорбционной спектрометрии с электротермической атомизацией.

Установлено, что гранулирование с использованием комбинации серной кислоты и ПВА позволяет получать прочные гранулы (до 7,23 МПа), устойчивые к транспортировке за счет формирования полимерно-минеральной матрицы, способной выдерживать значительные механические нагрузки, однако снижает степень извлечения металлов, тогда как применение серной кислоты в сочетании с бактериальным раствором обеспечивает максимальные концентрации (Ni–19,9 мг/л, Cu–7,43 мг/л, Co–0,98 мг/л), но требует оптимизации прочности, При этом следует отметить, что критическим фактором является взаимодействие гранул с водой на стадии влагонасыщения и с бактериальным раствором на стадии непосредственно биовыщелачивания, по этим показателям наилучшим образом себя проявил образец №7.

Ключевыми факторами эффективности являются измельчение хвостов до класса -71 мкм, что повышает как прочность гранул, так и доступность металлов для выщелачивания, а также выявленная обратная зависимость между прочностью гранул и извлечением металлов, что требует оптимизации состава связующих в зависимости от условий эксплуатации.

Recovery of non-ferrous metals from stockpiled processing tailings of enrichment production through bioleaching

Dubrovina V.N., Nevzorova Yu.V., Lapin M.D., Goryachev A.A.

Optimization of the granulation regime for stockpiled copper-nickel ore processing tailings with subsequent heap bioleaching was conducted. Experiments were performed with tailings of two size fractions: non-ground (predominant class -250+100 μm) and ground to -71 μm class. As binding components, 30% sulfuric acid solution, Acidithiobacillus ferrooxidans bacterial solution, and polyvinyl acetate glue (PVA) were examined. The highest granule strength (7.23 MPa) was achieved for the sample granulated using PVA and sulfuric acid, which is attributed to the synergistic effect of the polymer matrix and acid-activated particle surfaces. Maximum metal recovery during heap bioleaching (Ni–19.9 mg/l, Cu–7.43 mg/l, Co–0.98 mg/l) was observed for granules prepared with sulfuric acid and bacterial solution. The results revealed an inverse relationship between granule strength and metal recovery efficiency. For practical applications, compositions providing a balance between these parameters are recommended, depending on transportation and storage conditions. The heap bioleaching technology with preliminary granulation enables effective processing of technogenic waste, combining economic benefits with environmental safety.

ПОЛУЧЕНИЕ ПРИРОДНОГО ВЫСОКОЧИСТОГО КВАРЦА ДЛЯ ПОЛУПРОВОДНИКОВОЙ ИНДУСТРИИ МЕТОДОМ ВЫСОКОТЕМПЕРАТУРНОГО ХЛОРИРОВАНИЯ В ПРИСУТСТВИИ ВОЗДУХА

Л.В. Кузьмин

ООО НПК «КРИН», г. Кыштым, Российская Федерация

e-mail: l.kuzmin@hpq-krin.ru

Разработан новый метод высокотемпературного хлорирования высокочистого кварца в присутствии воздуха. Химическая чистота полученной продукции полностью соответствует современным требованиям полупроводниковой промышленности при существенном снижение затрат в сравнении с традиционными способами.

Введение. Кварц является одним из самых широко распространенных минералов на Земле, при этом лишь очень немногие месторождения подходят по объему, качеству и пригодности для производства высокочистых кварцевых концентратов (ВЧК), где одну из решающих ролей играет химическая чистота зерен, слагающих исходный кварц.

Уникальные свойства кварцевого стекла и изделий, производимых из ВЧК, делают его одним из так называемых «базовых» материалов для целого ряда высокотехнологичных производств. В частности, традиционными сферами применения ВЧК являются полупроводниковая промышленность, солнечная энергетика, оптоволоконная промышленность, специальная оптика и многие другие.

В зависимости от применения предъявляются различные требования к химической чистоте ВЧК, но в целом текущие стандарты качества говорят о том, что общее содержание нормируемых элементов-примесей в нем должно превышать 20 ppm. При этом некоторые отрасли лимитируют содержание отдельных элементов в очень ограниченных пределах – например, для полупроводниковой промышленности содержание Fe должно быть не более 0,2 ppm, а содержание Cu, Cr, Ni – менее 0,005 ppm по каждому из этих элементов.

Химическую чистоту природного кварца в основном определяет два вида примесей: минеральные макропримеси; структурные примеси и минеральные микропримеси в зернах кварца.

Традиционный процесс получения ВЧК с использованием стандартных методов обогащения направлен, прежде всего, на удаление минеральных примесей макроуровня, входящие в состав кварцевой руды. При этом содержание структурных примесей и минеральных микропримесей внутри отдельных зерен кварца фактически невозможно снизить традиционными методами.

Традиционный метод бескислородного хлорирования ВЧК и его недостатки. Высокотемпературное хлорирование кварца применяется как высокоэффективный способ очистки высокочистого кварца с целью удаления структурных примесей. Наиболее эффективно это процесс работает в отношении Na, K и тяжелых металлов (Fe, Cu, Cr, Ni, Mn), низкое содержание которых особенно важно для полупроводниковой промышленности.

Традиционно хлорирование ВЧК производится в атмосфере, содержащей хлор и/или хлористый водород. При этом применяемые газовые смеси предполагают отсутствие воздуха/кислорода, а следовательно герметичность реактора, поскольку предполагалось, что отсутствие кислорода резко увеличивает эффективность процесса.

В связи с высокими температурами процесса, использованием многокомпонентных агрессивных обрабатывающих газов и сложным аппаратным оформлением себестоимость получаемой продукции при использовании традиционного метода очень высока.

Разработанный метод хлорирования ВЧК в присутствии воздуха, установка по его осуществлению. Целью данной работы является создание нового способа высокотемпературного хлорирования ВЧК, обеспечивающего необходимую эффективность очистки ВЧК и ее экономичность, а также минимальное воздействие на окружающую. Для этого был проведен анализ ряда факторов технологического процесса.

Выбор хлорирующего газа. Традиционно хлорирование ВЧК производится с помощью хлора и (или) хлористого водорода. Оба этих газа являются токсичными и агрессивными, однако к промышленному использованию хлора предъявляются гораздо более жесткие требования, чем к использованию газообразного хлористого водорода. Проведенные исследования по хлорированию высокочистого кварца показали, что использование хлора в качестве хлорирующего соединения не дает каких-либо преимуществ. В связи с этим в качестве хлорирующего газа выбран хлороводород.

Выбор температурного режима. Выбранная температура очистки обусловлена тем, что эффективная реакция элементов-загрязнений с газом начинается при минимальной температуре 1000°С. Чем выше температура, тем эффективнее реакция, однако при температурах выше 1200°С сокращается срок службы кварцевого реактора, поэтому оптимальной температурой определена температура 1200°С.

Выбор газового состава атмосферы, в которой проводится хлорирование. Одним из ключевых вопросов является возможность эффективного снижения элементов-примесей в процессе хлорирования в присутствии воздуха. Присутствие воздуха в газовой смеси позволяет существенно упростить конструкцию оборудования, снизить его стоимость и эксплуатационные издержки и, соответственно, уменьшить стоимость готового продукта. Учитывая это, в качестве газового состава смеси был выбран газообразный хлористый водород в присутствии воздуха.

Исследования проводились на специально сконструированной экспериментальной установке хлорирования.

Процесс очистки кварцевых зерен производится в нагретом до температуры 1200°С горизонтально расположенном вращающемся однокамерном негерметичном кварцевом реакторе, через который направляется непрерывный поток зерен кварца. Газообразный хлористый водород подается реактор через узел разгрузки с регулируемой скоростью в зависимости от режима обработки. За счет негерметичности реактора обеспечивается постоянный приток воздуха в камеру реакции. Образующаяся в реакторе газовоздушная смесь принудительно оттягивается из реактора со скоростью не менее 2500 л/ч через узел загрузки. При этом единовременно находящегося в реакторе хлористого водорода достаточно для прохождения необходимых реакций, а принудительная оттяжка обеспечивает быстрое удаление газообразных продуктов реакции хлористого водорода и загрязнений из реактора. Помимо этого, быстрая оттяжка газовоздушной смеси обеспечивает непрерывное поступление непрореагировавшего хлористого водорода к поверхности зерен кварца, что существенно ускоряет реакции очистки.

Проведенные опыты на экспериментальной установке хлорирования. На экспериментальной установке был проведен ряд опытов по хлорированию кварцевого концентрата марки RQ-2K производства ООО «Русский кварц».

Условия проведения опытов диктовались представлениями о кинетике процесса, необходимостью достижения заданного качества и производительности процесса, устойчивости работы установки в целом.

Таблица 1. Сравнение результатов хлорирования кварцевого концентрата RQ-2K с сортами ВЧК компании Sibelco, США

Продукт	Содержание элементов-примесей, ppm					
	Cr	**Cu**	**Fe**	**K**	**Na**	**Ni**
IOTA STD-SV	0,004	0,003	0,10	< 0,10	< 0,05	0,001
IOTA 4	0,007	0,004	0,30	0,40	1,00	0,002
IOTA 6	0,003	0,001	0,20	0,10	< 0,10	0,002
IOTA 6-SV	0,002	0,001	0,10	< 0,10	< 0,05	0,001
IOTA 8	0,001	< 0,001	< 0,05	< 0,05	< 0,05	< 0,001
Хлорированный RQ-2K (согласно способу в присутствии воздуха)	< 0,001	< 0,001	0,07	0,05	0,04	< 0,001

По результатам экспериментов оптимальный режим для промышленного хлорирования можно принять при расходе HCl в пределах 100–120 л/ч и подаче исходного материала около 10 кг/ч.

Для сравнения, способ непрерывного высокотемпературного хлорирования в бескислородной среде, согласно патенту компании Unimin (США), предусматривают подачу газообразного HCl в объеме 1650 л/ч при загрузке исходного материала 2,4 кг/ч.

Результаты проведенных опытов показали, что эффективность хлорирования ВЧК согласно предложенному способу не уступает методам с использованием бескислородной газовой смеси и позволяет проводить очистку по нормируемым элементам-примесям (Fe, Cr, Cu, Ni, Na, K), являющимся целевыми при проведении хлорирования, до уровня наиболее очищенных сортов ВЧК компании Sibelco, США, используемых в полупроводниковой промышленности (таблица 1).

Заключение. Проведенные опыты на экспериментальной установке по высокотемпературному хлорированию позволяют сделать следующие выводы по эффектности очистки ВЧК:

– успешно осуществлено непрерывное высокотемпературное хлорирование высокочистых кварцевых материалов в газовой атмосфере с присутствием воздуха/кислорода. Качество получаемых продуктов по содержанию нормируемых элементов-примесей полностью соответствует параметрам, предъявляемым современной полупроводниковой промышленностью;

– в условиях опытов наблюдается существенное снижение в ВЧК концентраций Na, K, тяжелых металлов и менее выраженное Ca и Mg.

Экономический эффект применения нового метода хлорирования заключается в значительном снижении себестоимости производства ВЧК за счет следующих факторов:

– снижение расхода газообразного хлороводорода более чем в 10 раз в сравнении с традиционным методом хлорирования;

– отсутствие необходимости применять дорогостоящие химически чистые нейтральные газы в процессе очистки;

– конструктивная простота реактора хлорирования;

– снижение затрат на нейтрализацию отходящих газов.

По результатам успешно проведенных испытаний метод высокотемпературного хлорирования в присутствии воздуха был запатентован (патент RU2691344).

Production of natural high-purity quartz for the semiconductor industry
by high-temperature chlorination in the presence of air

Kuzmin L.V.

A new method of high-temperature chlorination of high-purity quartz in the presence of air has been developed. The chemical purity of the products obtained fully meets the current requirements of the semiconductor industry with significantly reducing production costs compared to traditional methods.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ КОНСТРУКЦИИ ПРУЖИННЫХ ДИСПЕРГАТОРОВ ВОЗДУХА

В.Ю. Ишимников, Р.С. Мамонов, К.А. Водовозов
ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Российская Федерация
e-mail: Ishimnikov01@bk.ru

Предложена усовершенствованная конструкция пружинного диспергатора воздуха для дополнительной аэрации пульпы в камерах флотационных машин мелкодисперсными пузырьками воздуха.

Флотационное обогащение является одним из наиболее эффективных методов разделения минералов. Ключевым элементом этого процесса является флотируемость и дисперсный состав пузырьков воздуха в пульпе. Для эффективной флотации должна быть обеспечена высокая вероятность столкновения частиц с пузырьками. Под столкновением понимается сближение пузырька и частиц до расстояния, когда начинают преобладать не гидродинамические, а поверхностные силы. Вероятность столкновения характеризуется отношением массы малых частиц, столкнувшихся с пузырьками в единицу времени к общей массе частиц в пульпе.

Экспериментально показано, что увеличение размера пузырьков более 3,5 мм приводит к снижению количества закрепившихся на пузырьках частиц. Минеральная нагрузка, отнесенная к единице объема воздуха, для мелких пузырьков значительно выше по сравнению с крупными пузырьками.

Наличие во флотационной пульпе мелких пузырьков очень важно, так как даёт возможность:

1. Подвергать обогащению тонковкрапленные и легкошламующиеся руды.
2. Значительно повысить селективность разделения минералов и скорость флотации.

При этом большое значение имеет соотношение между размерами пузырьков и частиц: в большинстве случаев крупные частицы лучше закрепляются на больших пузырьках, мелкие – на маленьких.

Современные флотационные машины обеспечивают насыщение пульпы пузырьками воздуха от 1 до 10 мм. Для увеличения эффективности процесса флотации требуется наличие в пульпе мелкодисперсных пузырьков воздуха крупностью менее 1 мм. Предлагается дополнительное насыщение пульпы в камерах механических и пневмомеханических

флотационных машин мелкодисперсными пузырьками воздуха при помощи пружинных диспергаторов воздуха.

При диспергировании воздуха пружинными диспергаторами за счет колебательных движений витков рабочей пружины образуются мелкодисперсные пузырьки воздуха, обусловленные «срезающим эффектом» при отрыве пузырьков на выходе из щелей между витками рабочей пружины. В настоящее время используются пружинные диспергаторы воздуха, у которых рабочая пружина выполнена из стальной проволоки. Такие диспергаторы обеспечивают образование пузырьков воздуха в диапазоне от 0,5 до 8 мм. Объёмное содержание пузырьков воздуха крупностью менее 2 мм на выходе пружинного диспергатора достигает 20–25% от суммарного объёма образующихся пузырьков воздуха.

С целью повышения аэрированности пульпы в камерах флотационных машин мелкодисперсными пузырьками воздуха поставлена задача по совершенствованию конструкции пружинных диспергаторов воздуха, обеспечивающей повышение дисперсности образующихся в пружинных диспергаторах пузырьков воздуха.

На основе результатов стендовых испытаний пружинных диспергаторов различного конструктивного исполнения выполнен выбор оптимальных параметров диаметра проволоки рабочей пружины, диаметр и высота рабочей пружины.

Дальнейшее совершенствование конструкции пружинного диспергатора воздуха принято использование гуммирование рабочей пружины диспергатора. Показано, что гуммирование рабочей пружины обеспечивает компенсацию неравномерностей зазоров между витками рабочей пружины, приводящих к образованию значительного количества крупных пузырьков воздуха за счёт образования барботажных режимов выпуска воздуха в отдельных зонах рабочей пружины.

Выполнены эксперименты по гуммированию рабочей пружины диспергатора резиновым покрытием различной толщины и эластичностью резины, определены оптимальные параметры резинового покрытия, обеспечивающие значительное изменение гранулометрического состава получаемых в пружинном диспергаторе пузырьков воздуха в сторону увеличения количества мелкодисперсных пузырьков.

Установлено, что гуммирование рабочей пружины пудинг диспергатора воздуха обеспечивает образование мелкодисперсных пузырьков крупностью менее 1 мм объёмным содержанием 50–70% от общего объёма получаемых в пружинном диспергаторе пузырьков воздуха.

Разработанная конструкция пружинного диспергатора с гуммированной рабочей пружинной подвергнута долговременная промышленным испытаниям в камерах механической флотационной машины три флотации медной руды.

Показано, что использование пружинных диспергаторов воздуха с гуммированными рабочими пружинами в операциях основной и контрольной флотации медной руды обеспечило повышение извлечения меди в кондиционный медный концентрат на 3,2%.

Испытания разработанной конструкции пружинных диспергаторов в течение полутора лет показали высокую эксплуатационную надёжность и работоспособность диспергаторов.

Разработанная конструкция пружинного диспергатора доведена до промышленного производства и открывает дополнительные возможности повышения эффективности флотационного обогащения руд за счёт дополнительной аэрации пульпы в камерах флотационных машин мелкодисперсными пузырьками воздуха.

Список использованных источников

1. Классен В.И. Вопросы теории аэрации и флотации: учеб. пособие для вузов / В.И. Классен. Изд.: Госхимиздат, 1959. 188 с.
2. Самыгин В.Д., Чертилин Б.С., Небера В.П. Влияние размера пузырьков на флотируемость инерционных частиц // Коллоид. журн. 1977. Т. 39, № 6. С. 1101-1107.
3. Морозов Ю.П., Упорова, И.В., Мамонов Р.С. Совершенствование процесса флотации на основе дополнительной аэрации пульпы пружинными диспергаторами воздуха // ГИАБ. 2024. № 12-1. С. 258-269.

Improvement of the design of spring air dispersors

Ishimnikov V.Yu., Mamonov R.S., Vodovozov K.A.

An improved design of a spring air disperser has been proposed for additional aeration of pulp in the chambers of flotation machines with fine air bubbles

ТЕХНОЛОГИЯ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО АТМОСФЕРНОГО ОКИСЛЕНИЯ УПОРНЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ КОНЦЕНТРАТОВ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ В КАЧЕСТВЕ ОКИСЛИТЕЛЕЙ ПРОДУКТОВ АВТОКЛАВНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Р.Р. Анохин, Н.А. Кравченко

Nietz Technologies, Санкт-Петербург, Российская Федерация

e-mail: Anohin-r@gidrometall.ru

Выполнены лабораторные исследования по подбору параметров предварительного атмосферного окисления пирит-арсенопиритного концентрата в периодическом режиме. Определено влияние процесса атмосферного окисления на дальнейшие технологические операции переработки концентрата.

*Введение***.** В настоящее время на предприятиях, занимающихся автоклавно-гидрометаллургической переработкой упорного сульфидного золотосодержащего сырья, возникает потребность в повышении производительности сверх проектной мощности, что можно реализовать принципиально разными способами. Перспективным является вариант предварительного атмосферного окисления (АтмО), где в качестве окисляющих реагентов используют автоклавный абгаз, содержащий до 80% кислорода, и раствор кондиционирования пульпы автоклавного окисления с содержанием Fe^{3+} 30-40 г/л. Описанный способ атмосферного окисления применяется в технологиях переработки цветных металлов, например, цинковых концентратов [*Svens K. Outotec atmospheric zinc concentrate direct leaching process – Past, present and future // World of Metallurgy. ERZMETALL. 2010. T 63, № 3. P. 136-144*], в котором в качестве основного окислителя сульфидов выступают ионы Fe^{3+}. При этом в пульпу подают газообразный кислород, который окисляет образующиеся ионы Fe^{2+}, а также сульфидные минералы. Преимуществом данного способа является более высокая скорость процесса окисления сульфидов, по сравнению с окислением кислородом, недостатком – преимущественное окисление сульфидной серы до элементной формы (до 80–85%).

Исходные материалы. Опыты проводились на технологической пробе пирит-арсенопиритного концентрата следующего состава (%): As 5,1, Fe 24,9, $S_{общ}$ 24,6, S^{o} 0,1, S^{2-} 24,4, $C_{общ}$ 1,4, $C_{орг}$ 0,8, Au 19,9 г/т, Ag 13,6 г/т. Проба относилась к сырью двойной упорности из-за

присутствия органического углерода. Крупность исходного материала составляла 83,3% -71 мкм и 66,8% -45 мкм.

Результаты и обсуждение. Для подбора условий процесса атмосферного окисления были проведены серии экспериментов с целью уточнения влияния на процесс следующих параметров: Ж:Т пульпы: 2:1-4:1 мл/г, продолжительность окисления: 3-12 ч, концентрация Fe^{3+} в растворе: 10-30 г/л, концентрация H_2SO_4 в растворе: 10-40 г/л, концентрация кислорода в газовой фазе: 80-95%.

Во всех опытах концентрат предварительно доизмельчали в умеренном режиме для соответствия размера частиц стандартной крупности сырья перед автоклавным окислением (90–95% класса частиц -45 мкм), температура процесса составляла 100 ºС, а избыточное давление кислорода 1,4 бар. Опыты по определению влияния концентрации кислорода в газовой фазе проводили при атмосферном давлении.

Основные условия и результаты тестов по атмосферному окислению концентрата приведены в таблице 1.

Таблица 1. Основные условия и результаты исследований процесса атмосферного окисления

Шифр опыта	**CFe^{3+}/H_2SO_4, (г/л)**	**$C(O_2)$, %**	**Ж:Т, мл/г**	***t*, ч**	**$pH_{кон}$**	**$Y_{кека}$, %**	**βs, %**	**CS^{2-}, %**	**CS^{o}, %**
АВ1	20/25	99	2:1	6	0,95	91,4	18,4	21,7	1,3
АВ2	20/25	99	3:1	6	0,85	84,8	22,0	22,4	2,1
АВ3	20/25	99	4:1	6	0,80	82,7	24,1	22,3	2,2
АВ4	20/25	99	3:1	3	1,00	92,6	11,1	23,4	0,7
АВ5	20/25	99	3:1	9	0,85	79,4	38,0	19,0	3,0
АВ6	20/25	99	3:1	12	0,83	74,7	42,6	18,7	4,1
АВ7	10/25	99	3:1	6	0,99	91,4	20,0	21,3	1,4
АВ8	30/25	99	3:1	6	0,84	82,5	25,7	21,9	2,4
АВ9	20/10	99	3:1	6	1,08	97,2	19,8	20,1	1,4
АВ10	20/40	99	3:1	6	0,79	82,2	26,7	21,7	2,2
АВ11	30/35	95	3:1	6	1,01	89,5	12,9	23,7	1,1
АВ12	30/35	80	3:1	6	0,98	89,9	11,2	24,1	0,7

Примечание: CFe^{3+}/H_2SO_4 – концентрация Fe^{3+} и H_2SO_4 в пульпе окисления; *t* – продолжительность окисления; $pH_{кон}$ – pH в фильтрате после окисления; $Y_{кека}$ – выход кека относительно исходного концентрата; βs – степень окисления сульфидной серы; CS^{2-} – содержание сульфидной серы в остатке окисления; CS^{o} – содержание элементной серы в остатке окисления; $C(O_2)$ – содержание кислорода в газовой фазе.

Увеличение параметров Ж:Т пульпы, концентраций Fe^{3+} и H_2SO_4 в растворе, содержания кислорода в газовой фазе и продолжительности опыта закономерно повышало степень окисления сульфидной серы. В зависимости от условий процесса удавалось окислить от 11% до 43% S^{2-}. Концентрация элементной серы в остатках окисления изменялась пропорционально полноте окисления сульфидов: чем выше был показатель βs, тем больше S^{o} накапливалось в кеках АтмО.

Приведенные результаты лабораторных исследований предварительного АтмО позволяют предложить следующие параметры атмосферного окисления: Ж:Т пульпы: 3:1 мл/г, концентрации Fe^{3+} и H_2SO_4 в растворе 20 и 25 г/л соответственно, продолжительность 6 ч в периодическом режиме.

Для оценки влияния процесса АтмО на дальнейшие технологические операции по переработке концентрата (автоклавное окисление и сорбционное цианирование) было

выполнено два автоклавных теста: на исходном доизмельченном концентрате и на остатке атмосферного окисления, наработанном в ранее определенном режиме. Условия и результаты опытов приведены в таблице 2.

Таблица 2. Основные условия и результаты исследований автоклавного окисления и сорбционного цианирования

Шифр опыта	Материал	Ж:Т, мл/г	*Т*, °С	$PO_{2изб}$, бар	$Y_{кека\ скв}$, %	βs, %	GKCN, кг/т	E_{Au}, %
РО1	Исходный концентрат	5,4:1	225	6	48,0	99,0	12,4	89,7
РО2	Остаток АтмО	5,2:1	225	6	47,3	99,9	13,7	90,4

Примечание: *Т* – температура автоклавного окисления, $PO_{2изб}$ – избыточное давление кислорода автоклавного окисления, $Y_{кека\ скв}$ – сквозной выход кека, GKCN – удельный расход KCN на операции сорбционного цианирования, E_{Au} – извлечение золота.

Как видно из данных, приведенных в таблице 2, процесс предварительного атмосферного окисления оказывает положительное влияния на дальнейшие технологические операции по переработке сырья. За счёт разложения карбонатов, входящих в состав концентрата, удастся повысить степень использования кислорода на этапе автоклавного окисления. Сокращение выхода остатка окисления АтмО позволит увеличить удельную производительность автоклавов. Возросшая с 89,7% до 90,4% степень извлечения золота при автоклавном окислении остатка АтмО, по сравнению с исходным концентратом, может быть связана с более глубоким окислением сульфидных минералов. На рисунке 1 приведена принципиальная технологическая схема предлагаемого способа переработки.

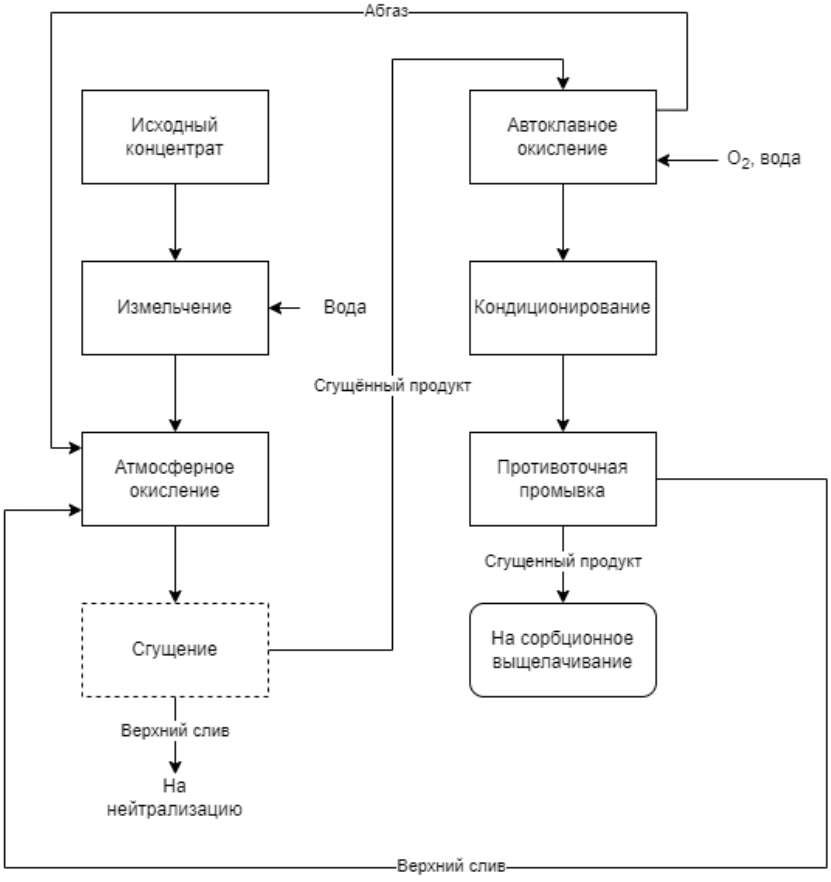


Рисунок 1. Принципиальная технологическая схема

Выводы. Определены условия предварительного атмосферного окисления пирит-арсенопиритного золотосодержащего концентрата: Ж:Т пульпы 3:1 мл/г, продолжительность процесса 6 ч (в периодическом режиме), концентрация Fe^{3+} и H_2SO_4 в растворе 20 и 25 г/л соответственно. Показано, что процесс АтмО положительно влияет на дальнейшие технологические операции по переработке концентрата. Описанный в работе способ позволяет повысить на 10–15% производительность предприятий, занимающихся автоклавной переработкой упорного сульфидного золотосодержащего сырья без установки дополнительного автоклавного оборудования.

Technology of atmospheric oxidation of refractory gold concentrates using pressure oxidation products as oxidants

Anohin R.R., Kravchenko N.A.

Laboratory studies were conducted to determine the parameters of preliminary atmospheric oxidation of pyrite-arsenopyrite concentrate in batch mode. The influence of preliminary atmospheric oxidation process on subsequent technological processing steps of the concentrate was evaluated.

СТРУКТУРА И УСЛОВИЯ ФОРМИРОВАНИЯ ГЛИНИСТЫХ ОКАТЫШЕЙ ПРИ ПРОМЫВКЕ ВЫСОКОГЛИНИСТЫХ ПЕСКОВ

Г.В. Ширман

ФГБУН ФИЦ «Якутский научный центр Сибирского отделения РАН»,
Институт горного дела Севера им. Н.В. Черского, г. Якутск, Российская Федерация

e-mail: shirman@inbox.ru

Рассмотрены условия формирования глинистых окатышей при промывке высокоглинистых песков. Установлена роль влажности, структуры глины и включений в агломерации частиц. Показано влияние добавления щебня и гальки на дезинтеграцию. Результаты могут быть использованы для повышения эффективности промывочного оборудования.

Плотные глинистые окатыши, формирующиеся при промывке песков, являются серьёзной проблемой в технологиях гравитационного обогащения. Их образование снижает эффективность промывочного оборудования, затрудняет переработку и ухудшает качество концентратов. Исследования проводились на материале из россыпного месторождения золота р. Большой Куранах (Республика Саха (Якутия), характеризующегося песками с содержанием глины более 40%.

Окатыши эллипсоидной формы массой до 3 кг отбирались с дражного полигона и исследовались путём последовательного удаления внешнего слоя. Выделенные фракции анализировались методом ситового анализа. Установлено, что ядро окатышей на 73% состоит из илисто-глинистых частиц, в то время как внешний слой содержит до 53% глинистого материала с включениями более крупных частиц. Для сравнения, исходные пески месторождения содержат лишь 32% глины. Это указывает на активное накопление мелкодисперсного материала из промывочной среды на глинистом ядре.

С целью моделирования процесса дезинтеграции глинистые комки (влажность 20%, содержание глины 50%) подвергались промывке в закрытом барабане с имитацией промывочной среды (галька и глина с влажностью 50%). В различных вариантах применялись:

добавление щебня, гальки и без дополнительных материалов. Наблюдалось, что в первые 5 мин комки активно наращивали массу за счёт налипания окружающего глинистого материала. При отсутствии дополнительных пород вес окатышей достигал 550 г, тогда как при добавлении щебня и гальки масса была ниже. Щебень и галька выполняли функцию дезинтегрирующих агентов, разрушая мелкие комки, однако сами могли встраиваться во внешний слой.

После наращивания внешнего слоя происходило его уплотнение, что существенно снижало эффективность дезинтеграции. Учитывая, что в промышленных условиях время промывки в барабанах ограничено (в среднем не более 5 минут), такие окатыши формируются достаточно быстро и не разрушаются при продолжении промывки. Это объясняет сложность их разрушения и, как следствие, присутствие в отвалах промывочных аппаратов.

Полученные результаты свидетельствуют о необходимости совершенствования конструкции промывочного оборудования, увеличения интенсивности механических и гидравлических воздействий, а также возможность применения дезинтегрирующих добавок для предупреждения формирования плотных глинистых агломератов. Развитие исследований в этом направлении имеет важное значение для повышения эффективности переработки труднопромывистых песков.

Structure and formation conditions of clay pellets during washing of high-clay sands

Shirman G.V.

The conditions of clay pellet formation during washing of high-clay sands are examined. The role of moisture, clay structure, and inclusions in particle agglomeration is established. The effect of adding crushed stone and gravel on disintegration is demonstrated. The results can be used to improve the efficiency of washing equipment.

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА ИЗ РУД С ПРИМЕСЯМИ ВИЛЛЕМИТА (Zn_2SiO_4)

И.Е. Васильев, О.А. Ивашова, Г.Ю. Колосов

Исследовательский центр ООО «Полюс Проект», г. Красноярск, Российская Федерация

e-mail: VasilevIE@polyus.com; IvashovaOA@polyus.com; KolosovGYu@polyus.com

Исследовано влияние виллемита (Zn_2SiO_4) на гидрометаллургические процессы, показавшее снижение извлечения золота на 4-5%. В статье рассмотрены методы повышения эффективности переработки: изменение pH по линии сорбции; оптимизация времени нахождения сорбента; сорбционное выщелачивание по технологии CIP.

Золотоносные руды содержащие виллемит (Zn_2SiO_4) представляют собой сложный объект для переработки, из-за негативного влияния на гидрометаллургические процессы. Цинк, основной компонент виллемита, конкурирует с золотом за цианид, формируя устойчивые цианидные комплексы, которые активно насыщают сорбент снижая его сорбционную активность что препятствует осаждению золота и увеличивают расход реагентов. В связи с этим актуальной задачей является разработка методов, позволяющих повысить извлечение золота, нивелируя негативный эффект виллемита при сорбционном выщелачивании.

Проведены лабораторные и пилотные исследования по оптимизации технологических параметров сорбционного выщелачивания из результатов, которых выявлены наиболее эффективные методы:

1. Регулирование pH как инструмент контроля растворимости цинка. Результаты исследований показывают, что повышение pH с 10 до 12 подавляет переход цинка в жидкую фазу из виллемита по линии сорбционного выщелачивания. Концентрация цинка в жидкой фазе менее 1 мг/л.

2. Оптимизация времени контакта сорбента с цинком. Длительное взаимодействие сорбента (смолы) с раствором увеличивает адсорбцию цинка. Исследования показали, что сокращение времени контакта сорбента с пульпой позволяет снизить остаточные содержания золота и цинка в жидкой фазе, при этом содержание золота и цинка на насыщенном сорбенте не меняется.

3. Технология Carbon-in-pulp (CIP) для селективного извлечения золота. CIP предполагает добавление активированного угля в непосредственно в пульпу. По результатам исследований удалось достичь прироста извлечения ценного компонента на 1,1% за счет низкого содержания цинка на угле от 0,3 до 0,7 г/кг. Применение данной технологии позволяет повысить качество регенерированного сорбента.

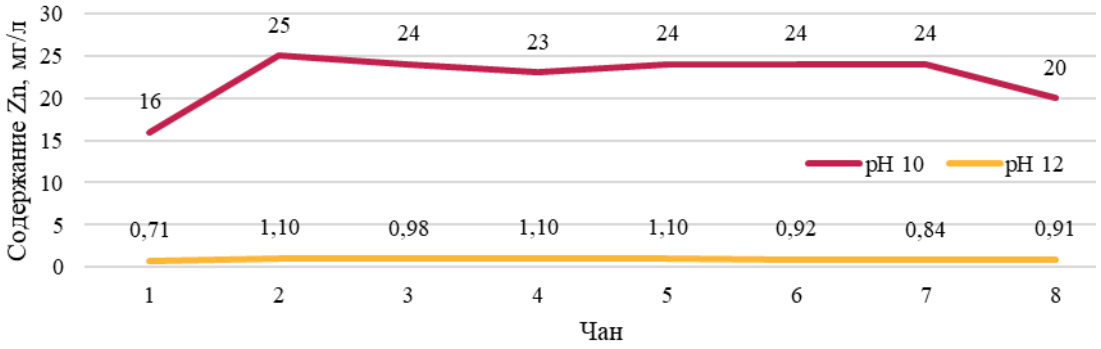


Рисунок 1. Содержание цинка в чанах по процессу сорбционного выщелачивания при разных значениях pH

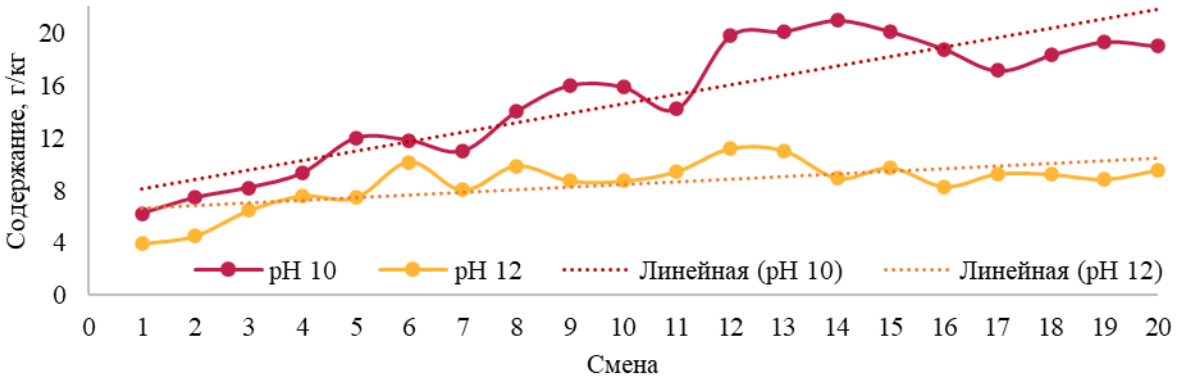


Рисунок 2. Динамика насыщения смолы цинком в процессе сорбционного выщелачивания при разных значения pH

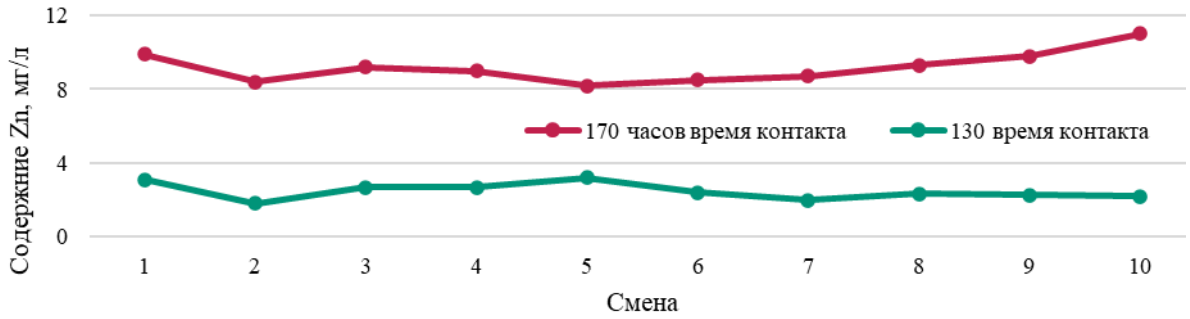


Рисунок 3. Остаточная концентрация цинка
в жидкой фазе хвостов сорбционного выщелачивания

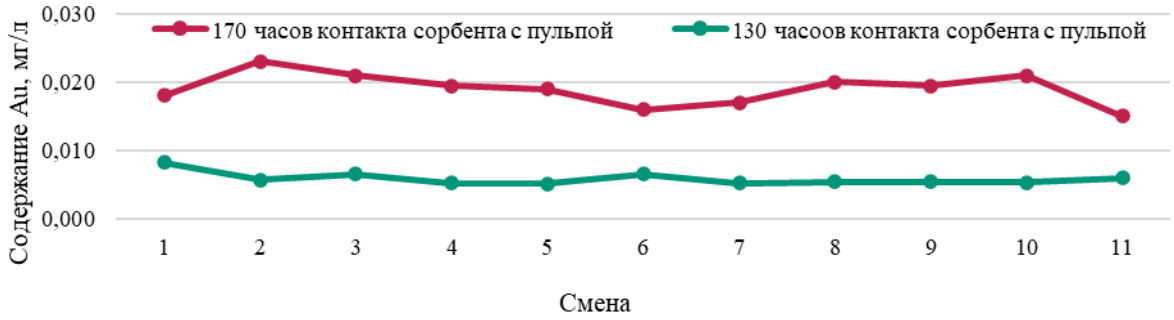


Рисунок 4. Остаточная концентрация золота
в жидкой фазе хвостов сорбционного выщелачивания

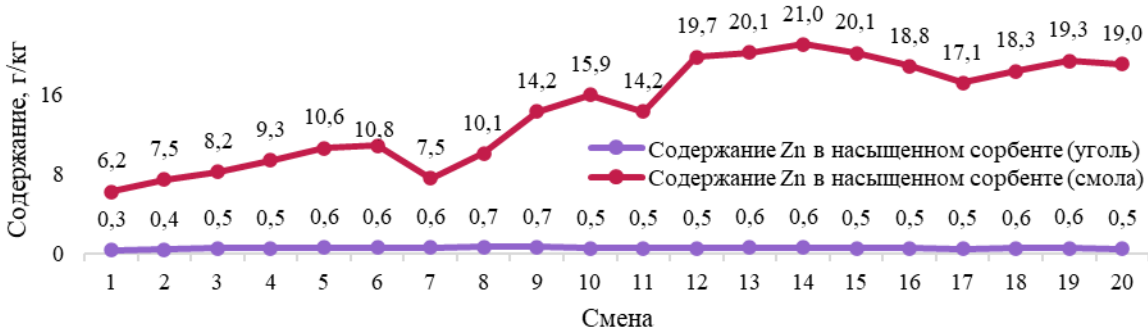


Рисунок 5. Насыщение сорбентов цинком в процессе сорбционного выщелачивания



Рисунок 6. Содержание цинка в процессе сорбционного выщелачивания
по технологиям RIP и CIP

Таким образом, в ходе работ установлено:

1. Повышение pH позволяет подавить растворение цинка, что приводит к увеличению извлечения золота, снижению накопления цинка на сорбенте и повышению качества регенерированного сорбента, а также повышению числа циклов его эксплуатации;

2. Снижение времени контакта сорбента с пульпой позволяет снизить остаточную концентрацию золота и цинка в жидкой фазе. Содержание цинка на сорбенте не меняется.

3. Технология CIP обеспечивает более селективное извлечение золота, что снижает его потери с жидкой фазой, обеспечивает минимальное накопление цинка на сорбенте и высокое качество регенерированного сорбента.

Список использованных источников

1. Smith, J. et al. (2022). Control of Zinc Interference in Gold Leaching. Hydrometallurgy Journal.
2. Gupta, A. (2021). CIP Technology in Modern Metallurgy. Springer.
3. Wang, L. (2020). pH Optimization in Hydrometallurgical Processes. Minerals Engineering.

Improving the efficiency of gold extraction from ores containing willemite (Zn_2SiO_4) impurities

Vasiliev I.E., Ivashova O.A., Kolosov G.Yu.

The effect of williamite (Zn_2SiO_4) on hydrometallurgical processes has been studied, showing a decrease in gold recovery by 4-5%. The article discusses methods for improving the efficiency of processing: changing the pH along the sorption line; optimizing the residence time of the sorbent; sorption leaching using CIP technology.

ОСАЖДЕНИЕ ВАНАДИЯ ИЗ ПРОДУКТИВНЫХ РАСТВОРОВ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

В.В. Мусаев, О.И. Жукова, К.К. Климов, В.А. Меньщиков
АО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Российская Федерация
e-mail: zhukova_oi@umbr.ru

Исследованы процессы осаждения ванадия из растворов выщелачивания обожжённого титаномагнетитового концентрата с добавкой известняка с использованием в качестве высаливателей разных аммонийных солей.

Титаномагнетитовые концентраты (ТМК), получаемые в качестве побочного продукта при обогащении медно-железо-ванадиевых руд, в России пока не находят широкого применения. Это связано с высоким содержанием двуокиси титана (более 5,5 масс. %), и относительно невысоким содержанием железа (55-59%), что осложняет их прямое использование в металлургии железа, в частности, в доменном процессе.

В отечественной практике пятиокись ванадия получают из металлургических шлаков производства стали дуплекс-процессом из ванадийсодержащих железорудных окатышей [1]. Технологические схемы включают окислительный обжиг шлаков с добавками соды или известняка для перевода ванадия в высшую степень окисления с получением соединений, пригодных для водного или слабокислотного выщелачивания ванадия.

Комплексная переработка ТМК гидрометаллургическими методами, включающими солянокислотное выщелачивание ванадия и железа [2], и переработкой растворов с получением

ванадиевого и железосодержащего продукта, или сольвометаллургическая переработка с использованием 1-октанольного хлороводородного экстракта [3], требуют существенной доработки в части оптимизации технологических схем, а также технико-экономического анализа реализации технологий и их аппаратурного оформления на практике.

В настоящей работе ТМК на первой стадии технологии переработки подвергали окислительному обжигу с добавками известняка. Температура обжига составляла 850-900°С, время обжига 4 ч, добавки известняка в шихту обжига составляли 2-5 масс. % дополнительно к навеске ТМК, принятой за 100 масс. %. Огарки подвергали двухстадийному выщелачиванию. На первой стадии проводили выщелачивание слабым раствором серной кислоты при поддержании pH=2,5-3,2, при температуре 60°С, в течение 4 часов при Ж:Т=4. Кеки первой стадии выщелачивали раствором 5% серной кислоты в течение 30 мин при комнатной температуре и Ж:Т=4.

Основные компоненты исследуемого ТМК следующие, масс.%: $Fe_{общ}$–52,3; SiO_2–6,58; TiO_2–5,85; Al_2O_3–4,04; V_2O_5–1,38; CaO–1,2; MgO–4,48; MnO–0,48; P_2O_5–0,19. Небольшое содержание ванадия в исходном ТМК обуславливает получение бедных растворов выщелачивания, содержание целевого компонента в которых колеблется около 1 г/л. В работе проведен эксперимент по осаждению ванадия при pH 1,6-1,98, температуре раствора 96-100°С и добавлении в качестве высаливателей NH_4Cl и $(NH_4)_2SO_4$ (для NH_4Cl с концентрацией солей в растворе 100 г/л, $(NH_4)_2SO_4$ задавали в сухом виде). Высаливание проводили в течении 3 ч при постоянном перемешивании. Величину pH растворов контролировали добавлением химически чистой H_2SO_4. Полученные осадки отделили и промывали на фильтрах вначале 1%-ми растворами соответствующих солей, затем дистиллированной водой. Осадки имеют явные различия в цвете и растворимости в воде. Осадок, полученный в системе с высаливателем NH_4Cl растворяется в воде, нагретой до 55-60°С. Полученные твердые продукты высушивали и анализировали на содержание ванадия. Согласно данным полуколичественного рентгенофлуоресцентного анализа в полученных осадках содержится 54,5-54,6% ванадия в расчете на элемент. Остаточные содержания ванадия в растворах после осаждения находятся в пределах 0,002-0,01%.

На основе результатов экспериментов можно сделать следующие выводы:

1. Двустадийное выщелачивание ТМК, обожженного с добавкой 5% $CaCO_3$, позволяет извлекать в раствор целевой компонент – ванадий, в концентрации менее 1 г/л.

2. Использование хлорида и сульфата аммония в качестве высаливателей из раствора выщелачивания, обеспечивает осаждение различных по свойствам осадков, содержащих ванадий, с высоким процентом металла в составе.

3. Дальнейшие исследования необходимо направить на изучение возможных процессов концентрирования бедных ванадийсодержащих растворов выщелачивания.

Список использованных источников

1. Мизин В.Г., Рябинович Е.М. Сирина Т.П. и др. Комплексная переработка ванадиевого сырья. Екатеринбург: УрО РАН. 2005.
2. Щелокова Е.А., Копкова Е.К., Громов П.Б. Хибинский титаномагнетитовый концентрат и его взаимодействие с растворами хлороводородной кислоты. ФГБУН ИХТРЭМС им. И.В. Тананаева КНЦ РАН. Апатиты, 2012. 30 с. Деп. в ВИНИТИ 23.03.2012. № 97-В2012.
3. Копкова Е.К., Щелокова Е.А., Громов П.Б. и др. Разложение ванадийсодержащего титаномагнетита в среде неводного растворителя на основе алифатических спиртов // Цветные металлы. 2012, № 6. С. 54-59.

Precipitation of Vanadium from productive leaching solutions

Musaev V.V., Zhukova O.I., Klimov K.K., Menshchikov V.A.

The processes of vanadium precipitation from leaching solutions of roasted titanomagnetite concentrate with the addition of limestone using various ammonium salts as salting-out agents were studied.

ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ РУД С ДВОЙНОЙ УПОРНОСТЬЮ МЕСТОРОЖДЕНИЯ КЫРГЫЗСТАНА ФЛОТАЦИОННЫМ СПОСОБОМ

А.К. Кожонов, К.А. Ногаева, У.У. Усенгазиев

Кыргызский государственный технический университет им. И. Раззакова,
г. Бишкек, Кыргызстан
Кыргызский горно-металлургический институт им. У. Асаналиева,
г. Бишкек, Кыргызстан

e-mail: kozhonov@mail.ru; knogaeva@yahoo.com; usengazievulan01@gmail.com

Технология переработки руд месторождения Кыргызстана осложнена двойной упорностью, а именно, высоким содержанием углерода и тонкодисперсным золотом. Установлена оптимальная крупность питания и режим флотации с применением реагентов различного назначения. Показана эффективность использование собирателя для флотации органического углерода HB-808 и собирателя SIAX (изобутилксантогенат натрия) для флотации сульфидов. Предложенный подход способствует повышению качества концентрата и извлечения золота в концентрат. Установлен эффективный режим тонины помола и реагентный режим с добавлением различных модификации флотационных реагентов. Эффективным собирателем для Применение собирателя для органического углерода является реагент HB-808 и собирателя сульфидной флотации SIAX – изобутилового ксантогената натрия являются эффективными. Данная тенденция обеспечивает повышение качества концентрата и извлечения золота в концентрат.

Проведены ряд опытов по подбору оптимальной крупности питания флотации и выбору флотационных реагентов. Для опытов по флотации использовались навески шихты руд, предварительно измельченные от 64-86% класса -0,074 мм [1-6].

Выбор крупности питания флотации проводился при расходе собирателя SIAX – 200 г/т и расходе пенообразователя MIBC – 25 г/т. Схема флотации включала две основных операции и одну контрольную. Результаты испытания показаны в таблице 1.

Установлено, что с увеличением тонины помола извлечение золота увеличивается. Максимальное значение извлечения золота (89,44%) достигнуто при крупности 80,22% класса -80 меш (или -0,177мм).

Определена эффективность предварительного выделения углеродного концентрата, и при этом уровень сквозного извлечения золота повышается. Выход углеродного концентрата 1,5%, содержание золота в углеродном концентрате 14,51 г/т. Извлечение золота в углеродный концентрат 14,6%. Результаты сравнительного испытания на углеродную флотацию показаны в таблице 2. Результаты показывают, что проведение предварительной флотации углерода повышает извлечение золота в объединенный продукт после выделения хвостов флотации. Испытаны различные флотационные сульфгидрильные собиратели производства Humon Chemical Auxiliary. Применены собиратели золота SIAX, HB-421B, HB-A3, HB-A9. При одинаковой дозировке реагента коэффициент извлечения при использовании SIAX был максимальным, и этот реагент принят как основной собиратель золота. SIAX – изобутиловый

ксантогенат натрия является эффективным собирателем для флотации различных сульфидных руд цветных металлов.

Таблица 1. Результаты испытания на тонину помола

Крупность измельчения, % (-80 меш)	Наименование продукта	Выход, %	Содержание Au, г/т	Извлечение Au, %
64,98	Концентрат	31,06	4,15	85,39
	Хвосты	68,94	0,32	14,61
	Исходная руда	100,00	1,51	100,00
72,42	Концентрат	27,65	4,70	86,93
	Хвосты	72,35	0,27	13,07
	Исходная руда	100,00	1,49	100,00
80,22	Концентрат	28,91	4,58	89,44
	Хвосты	71,09	0,22	10,56
	Исходная руда	100,00	1,48	100,00
85,97	Концентрат	33,29	3,96	88,77
	Хвосты	66,71	0,25	11,23
	Исходная руда	100,00	1,49	100,00

Таблица 2. Результаты сравнительного испытания на углеродную флотацию

Условия флотации	Наименование продукта	Выход, %	Содержание Au, г/т	Извлечение Au, %
Предварительная флотация углерода	Углеродный концентрат	1,50	14,51	91,86
	Золотой концентрат	19,30	5,86	
	Промежуточный продукт	2,43	1,56	
	Хвосты	76,77	0,16	8,14
	Исходная руда	100,00	1,51	100,00
Без флотации углерода	Золотой концентрат	26,78	4,89	89,55
	Промежуточный продукт	2,19	1,35	
	Хвосты	71,03	0,22	10,45
	Исходная руда	100,00	1,50	100,00

При определении оптимального расхода реагента испытаны варианты 150, 200, 250 и 300 г/т. Оптимальные результаты по извлечению золота достигнуты при расходе SIAX 250 г/т.

В установленных условиях (крупность 80,22% класса -80 меш, расход HB-808 50 г/т при флотации углерода, расход SIAX 250 г/т и пенообразователя MIBC 35 г/т при флотации золота) в открытом цикле флотации достигнут уровень извлечения золота 93,3%. При этом содержание золота в хвостах флотации снижено до 0,13 г/т.

В замкнутом цикле флотации в тех же условиях выше достигнут уровень извлечения золота 90,72% при выходе углеродного концентрата – 2,15% и сульфидного концентрата 5,16%. Содержание золота в хвостах флотации составило 0,15 г/т. Результаты испытания в замкнутом цикле показаны в таблице 3.

Таблица 3. Результаты испытания в замкнутом цикле

Наименование продукта	Выход, %	Содержание Au, г/т	Извлечение Au, %
Углеродный концентрат	2,15	14,52	90,72
Золотой концентрат	5,16	20,33	
Хвосты	92,70	0,15	9,28
Исходная руда	100,00	1,50	100,00

Заключение. При увеличении тонины помола до 80,22% класса-80 меш извлечение золота увеличивается. Оптимальным собирателем для сульфидной флотации является SIAX – изобутиловый ксантогенат натрия с дозировкой 250 г/т. Эффективным собирателем для извлечения органического углерода является реагент НВ-808 с расходом 50 г/т.

Список использованных источников

1. Лодейщиков В.В. Технология извлечения золота и серебра из упорных руд / В.В. Лодейщиков. Иркутск: ОАО «Иргиредмет». 1 том.1999. 342 с.
2. Кожонов А.К. Обзор и классификация промышленных отходов рудных месторождений Кыргызской Республики / Кожонов А.К., Ногаева К.А., Молмакова М.С. // Известия КГТУ им. И. Раззакова. 2016. ТОМ39, №1. С. 259-263.
3. Кожонов А.К. Технологические аспекты вовлечения в переработку техногенного сырья горнодобывающей промышленности Кыргызской Республики // Известия Кыргызского Государственного Технического Университета им. И. Раззакова, 2013, №28.
4. Кожонов А.К. Ресурсосберегающие технологии переработки минерального сырья в горнодобывающем секторе Кыргызской Республики / А.К. Кожонов. К.А. Ногаева. У.Ж. Садыралиева и др. // Известия Кыргызского Государственного Технического Университета им. И. Раззакова. 2022. №3 (63). С. 121-130.
5. Nogaeva K. Technological basis of processing of serpentinite copper-gold ores in the Kyrgyz Republic / K. Nogaeva, Y. Alpiyev, A. Kozhonov et al. // E3S Web of Conferences 280, 08005 (2021) ICSF 2021.
6. Kozhonov A. Studies on Hydrometallurgical Treatment of Oxdized Gold-Bearing Copper Ore / A. Kozhonov, K.Nogaeva // Materials Science Forum, vol. 989, Trans Tech Publications, Ltd., May 2020, Pp. 519–524.

Flotation processing technology for double-refractory ores from the Kyrgyzstan deposit

Kozhonov A.K., Nogaeva K.A., Usengaziev U.U.

The ore processing technology for a deposit in Kyrgyzstan involves double-refractory characteristics, specifically high-carbonaceous ores and finely disseminated gold. An effective grinding fineness and reagent regime has been established through the use of various modified flotation reagents. The use of the HB-808 collector for organic carbon and the sulfide flotation collector SIAX (sodium isobutyl xanthate) has proven to be effective. This approach contributes to improved concentrate quality and enhanced gold recovery into the concentrate.

ВОЗМОЖНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ ХИМИЧЕСКОГО ОБОГАЩЕНИЯ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ КАЧЕСТВА УГЛЕРОДСОДЕРЖАЩИХ КОНЦЕНТРАТОВ*

А.В. Афанасова, В.А. Люблянова

ФГБОУ ВО «Санкт-Петербургский горный университет императрицы Екатерины II», Санкт-Петербург, Российская Федерация

e-mail: Afanasova_AV@pers.spmi.ru; lyubluanova.spb.lera@yandex.ru

В работе представлены результаты исследования возможности применения химического обогащения путем микроволновой обработки образцов в присутствии обоснованных химических реагентов, позволяющих осуществить перевод в жидкую фазу тяжелых металлов и вредных примесей, что дает возможность повысить качество углеродсодержащих концентратов.

* ***Работа выполнена при поддержке Российского научного фонда, проект № 23–47–00109.***

К углеродистому типу сырья можно отнести уголь, углеродистые руды, в том числе благороднометалльные, черносланцевое сырья, техногенные отходы, например золошлаковые, а также нетрадиционное сырье, например, шунгитовые породы, диктионемовые сланцы и др. Существующие в углеродистом сырье типоморфные ассоциации редких, благородных и критических металлов позволяют определить перспективность их переработки с целью получения не только как углеродсодержащего концентрата, используемого, в том числе в энергетической сфере, но также и как нетрадиционного источника ценных компонентов.

Шунгитовые породы представляют собой углеродсодержащее сырье, содержащее аморфный углерод с метастабильной молекулярной структурой, при этом не склонный к графитизации, характеризующийся высоким значением коэффициента пористости, что предопределяет его использование в качестве сорбента. В то же время шунгитовые породы содержат сульфидные минералы (пирит, халькопирит, пирротин, галенит и др.), что может ухудшать качество сорбента и способствовать переходу в воду тяжелых металлов, таких как медь, мышьяк, свинец и т.д.

Таким образом, целью работы является повышение качества шунгитового углеродсодержащего концентрата за счет снижения содержания в нем тяжелых металлов и вредных примесей посредством применения химического обогащения. Объектом исследования в работе были технологические пробы шунгитовых пород. Для исследуемых образцов определено содержание шунгитового углерода 31,5%. Основным минералом породы является кварц, содержание диоксида кремния в образцах составило 39,97%. Содержание тяжелых металлов и вредных примесей, таких как мышьяк, свинец, цинк, медь и никель составляет 0,417; 0,044; 0,031; 0,022 и 0,026% соответственно.

Для исследования возможности химического обогащения шунгитовых пород были подготовлены флотационные углеродсодержащие концентраты, с использованием в качестве собирателя шунгитового углерода эмульсии веретенного масла в 5% растворе ПАВ при соотношении 30:70 и с расходом 1500 г/т и депрессора железосодержащих сульфидных минералов извести с расходом 500 г/т. Состав флотационного шунгитового концентрата по содержанию шунгитового углерода, оксида кремния, тяжелых металлов и вредных примесей, представлен в таблице 1.

Таблица 1. Компонентный состав шунгитового флотационного концентрата

Наименование продукта	**Содержание, %**						
	$C_{общ}$	**SiO_2**	**Cu**	**Zn**	**Pb**	**Ni**	**As**
Шунгитовый концентрат	88,71	6,01	0,018	0,022	0,031	0,008	0,190

На рисунке 1 представлены результаты исследования флотационного концентрата с применением сканирующей электронной микроскопии. В таблице 2 приведен элементный состав образцов, в исследуемых точках. Шунгитовый флотационный концентрат состоит преимущественно из углерода, с содержанием 88,71%, однако в концентрате также присутствуют тяжелые металлы и вредные примеси.

Таблица 2. Элементный состав образцов (рисунок1)

Номер спектра	**Содержание, вес. %**										
	C	**O**	**Fe**	**S**	**Si**	**Mg**	**Al**	**K**	**Cu**	**Zr**	**Zn**
Спектр 15	31,10	27,13	4,45	8,81	15,84	-	0,23	-	12,13	0,32	-
Спектр 16	65,37	7,36	1,83	6,66	1,18	0,08	0,25	0,09	0,19	0,37	16,64

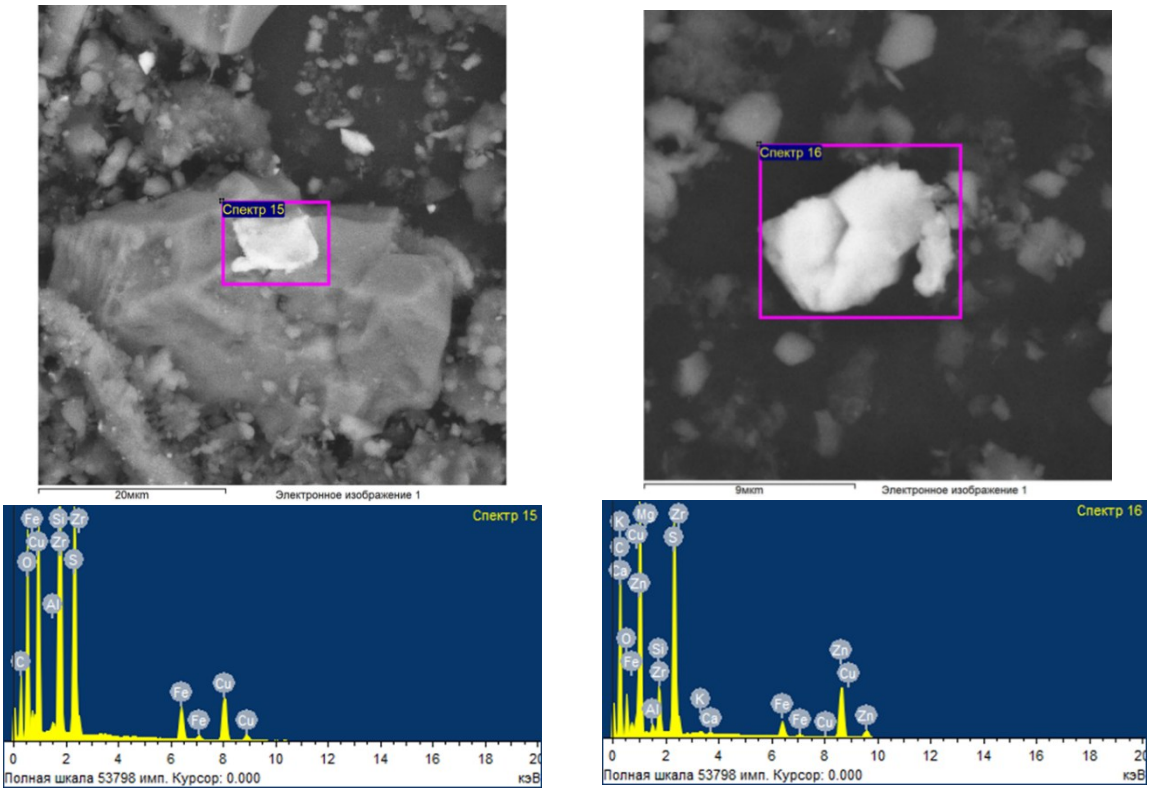


Рисунок 1. Микрофотографии включений, содержащих тяжелые металлы, во флотационный шунгитовый концентрат

Для исследования возможности снижения в концентрате вредных примесей и тяжелых металлов с применением химического обогащения, использован комплекс методов, включающий обработку флотационных концентратов с кислотами и последующую обработку с применением микроволнового воздействия. Интерпретация, полученных с применением химического обогащения результатов, позволяет определить, что химическая обработка шунгитового концентрата позволяет повысить качество концентрата за счет снижения содержания в нем тяжелых металлов, переходящих при обработке в жидкую фазу. Отмечается снижение содержания меди, никеля, свинца, мышьяка и цинка. Микроволновая обработка при мощности 400-600 Вт позволяет интенсифицировать процесс и сократить время химической обработки, при этом повысив извлечение тяжелых металлов и вредных примесей в жидкую фазу и одновременно, за счет нагрева, отмечается повышение сорбционной способности отмытых от кислоты шунгитовых концентратов.

Possibilities of application of chemical beneficiation to increase the quality of carbon-containing concentrates

Afanasova A.V., Lyublyanova V.A.

The paper presents the results of the study of the possibility of using chemical beneficiation by microwave processing of samples in the presence of reasonable chemical reagents that allow the removal of heavy metals and harmful impurities into the liquid phase, which makes it possible to increase the quality of carbon-containing concentrates.

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ МЕТАЛЛОВ ИЗ ЖИДКИХ ОТХОДОВ ХИМИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА

Д.Б. Холикулов[1], У.У. Музаффаров[2], И.И. Шайманов[1], Ш. Худайкулов[1]

[1] Алмалыкский филиал Ташкентского государственного технического университета, г. Алмалык, Узбекистан

[2] Навоийский государственный горно-технологический университет, г. Навои, Узбекистан

e-mail: doniyor_xb@mail.ru

В работе исследовано возможности извлечение ценных компонентов из жидких отходов химического производства. Разработанная технология позволяет расширить сырьевую базу производства металлов, уменьшить себестоимость извлечения ценных компонентов и предотвратить накопление техногенных отходов.

В мире проводятся научно-исследовательские работы, направленные на использование техногенных отходов, в виде дополнительного сырья при получении металлов, так как из-за большого их объёма, массовое количество ценных металлов превышает количество металлов в первичных рудах. Техногенного загрязнения на поверхности, глобальные негативные изменения в окружающей среде, в настоящее время, требуют понимания того, что необходимо менять стратегию потребления природных ресурсов в пользу сбалансированного развития с использованием наукоемких технологий. В связи с чем важное значение, приобретают безотходные производства, переход к экологически безопасным технологиям, минимизирующим экологический риск и негативное воздействие на окружающую среду. Это важно для предприятий химической отрасли, так как в отличие от большинства других отраслей, оказывает воздействие на атмосферу. Специфическая особенность – наложение техногенного загрязнения на поверхности – в почвах, растениях, водах, атмосфере [1, 2].

При этом, к наиболее опасным загрязнителям окружающей среды, поступающим в поверхностные водоемы при сбросе промышленных сточных вод, относятся бионеразлагаемые металлосодержащие соединения, оказывающие неблагоприятное воздействие на природу, которое проявляется уже при незначительных концентрациях.

Химическая отрасль отрицательно воздействует на элементы биосферы: сильно воздействует на поверхностные и подземные воды, а также воздушный бассейн, воздействует со средней силой на земную поверхность, флору и фауну.

В Узбекистане химическая промышленность обеспечивает значительную часть внутреннего валового продукта и валютных поступлений в экономику страны. По прогнозным показателям многих видов полезных ископаемых Узбекистан входит в число мировых лидеров.

Разработаны технологии очистки сточных вод, в которых используются окислительные процессы. Экологически чистыми окислителями являются кислород, пероксид водорода, озон, а основными продуктами химических реакций, лежащих в основе процессов водоочистки, являются безвредные вещества: H_2O, CO_2, O_2. Однако эти окислители, не получили еще достаточно широкого распространения, из-за их сравнительно низкой реакционной способности без предварительной активации [3, 4].

Одной из «экологически чистых» технологий извлечения металлов из растворов и их очистки, является технология очистки с помощью озона [5-7]. К озонированию относят как процессы окисления органических и неорганических соединений или обезвреживания

растворенным в воде озоном, так и окислительные процессы, протекающие при участии гидроксильных радикалов, образующихся в результате химических трансформаций озона.

Утилизация отходов нейтрализации позволяет защитить окружающую среду от вредного и опасного воздействия химических веществ. Нейтрализация отходов – физическая, химическая или биологическая обработка отходов с целью снижения или полного устранения их вредного воздействия на человека и окружающую среду.

Целью исследования является разработка эффективной технологии извлечения металлов из жидких отходов химического производства.

Объектом исследования являются техногенные образования в виде металлсодержащих технологических растворов АО «Navoiyazot» (таблица 1, рисунок 1):

А – медьсодержащие кислые растворы цеха №014;

В – тиомочевинасодержащие сточные растворы цеха №201.

Промышленный интерес для извлечения металлов представляют цинк, медь, никель, железо и др. До настоящего времени технологические растворы АО «Navoiyazot» утилизируются реагентами, металлы из них не извлекается из-за отсутствия эффективной технологии извлечения металлов из растворов с высоким содержанием кислоты.

Таблица 1. Результаты качественно-количественного анализа, мг/л

Образец	Al	Ca	Cr	Cu	Fe	K	Mg	Na	Ni	Ti	Zn
A	54,6	165	2,73	5830	410	80,6	43,9	73,1	1,02	2,05	75,4
B	6,61	257	0,099	7,21	0,97	60,2	20,4	17,8	0,977	0,0646	68,1

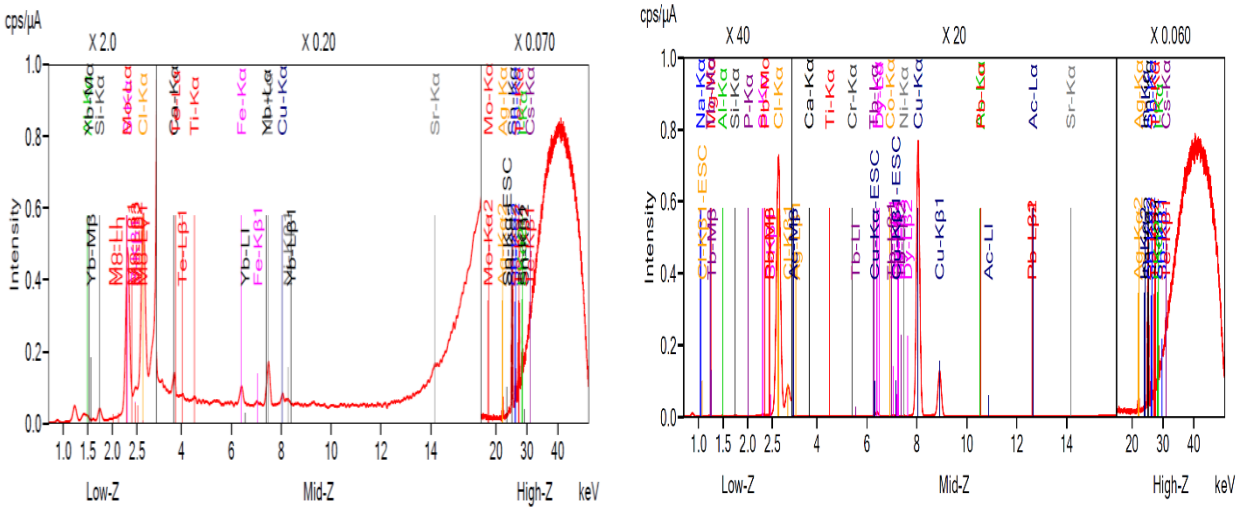


Рисунок 1. Спектры качественного анализа раствора А (слева) и В (справа)

Результаты исследований нейтрализации медьсодержащих кислых растворов цеха №014 (pH=1,62) с отходами цеха №201, тиомочевина-содержащие сточные растворы (pH=10,3) показали, что с увеличением расхода отхода цеха №201 увеличивается образование осадка (таблица 2).

Выход осадка составляет до 2,5% от объема растворов. Состав осадка, %: Cu – 10-12, Ni – 1-1,2, Fe – 1-5,3, Zn – 0,5-1,5. Полученный осадок подвергается химическому анализу и по составу осадка отправляется на извлечение металлов по традиционной схеме, на медеплавильном заводе АО «Алмалыкский ГМК».

Таблица 2. Результаты лабораторных исследований

Номер опыта	Соотношение растворов	Объём отхода, мл		pH
		A	B	
1	1÷0	200	0	1,62
2	0÷1	0	200	10,30
6	1÷0,75	200	150	3,23
A1	1÷1	200	200	3,84
A2	1÷1,5	200	300	3,97
3.2	1÷2	200	400	5,04
4	1÷2,5	200	500	5,74
3.1	1÷3	200	600	6,09
3.2	1÷3,5	200	700	6,49
8	1÷4	200	800	6,80
9	1÷4,5	200	900	6,94
10	1÷5	200	1000	6,97

Предварительно очищенный раствор подвергается процессу озонирования. Результаты экспериментальных исследований показывают, что остаточные металлы переходят в осадок в значительных количествах за короткое время. Причем количество выделяющегося осадка зависит от соотношения растворов. Чем ниже кислотность, тем быстрее система приходит в стабильное состояние и количество осадков увеличивается.

В ходе исследования изучены зависимости концентрации ионов металлов в растворе от времени обработки, за 1 час обработки концентрации металлов уменьшились до уровня <0,01 мг/л, что на порядок ниже ПДК металлов в воде. Отфильтрованная жидкость при времени обработки больше 1 ч была прозрачной и бесцветной.

Очищенная вода используется для технологических нужд: в парокотельных и для бытового использования.

Разработанная технология позволяет расширить сырьевую базу производства металлов, уменьшить себестоимость извлечения ценных компонентов и предотвратить накопление техногенных отходов.

Список использованных источников

1. Воробьев А.Е., Каргинов К.Г., Ананикян С.А. и др. Оценка воздействия на окружающую среду предприятий горной промышленности // Экологическая экспертиза. 2002. №3. С. 96-104.
2. Трубецкой К.Н., Галченко Ю.П. Человек и природа: противоречия и пути их преодоления // Вестник РАН. 2002. Т. 72, № 5. С. 405-409.
3. Вересинина Е.Э., Прейс С.В., Сийрде Э.К. Озонирование цианид содержащих сточных вод // Химия и технология воды. 1989. Т. 11. № 11. С. 634–639.
4. Моисеев И.И. Окислительные методы в технологии очистки воды и воздуха // Изв. Акад. наук. Сер.: хим. 1995. № 3. С. 578-588.
5. Kholiqulov, D., Samadov, A., Boltaev, O., & Akhtamov, F. (2018). The results of laboratory research processing of zinc cake zinc plant JSC "Almalyk MMC". European Science Review, 1(11-12), H/ 96-99.
6. Холикулов Д.Б., Нормуротов Р.И. Исследования по очистке сточных вод медного и цинкового производства озоном // Горный вестник Узбекистана. 2020. № 1 (80). С. 90–95.
7. Холикулов Д.Б., Болтаев О.Н., Самадов А.У., Абдурахмонов С. Изучение возможности извлечения никеля из отходов медного производства АО «Алмалыкский ГМК» // ADVANCED SCIENCE. Сборник статей V Международной научно-практической конференции. Пенза, 20 ноября 2018 г. С. 234.

Development of technology for extraction of metals from liquid waste of chemical production

Kholikulov D.B., Muzaffarov U.U., Shaimanov I.I., Khudaykulonov Sh.

The paper studies the possibilities of extracting valuable components from liquid wastes of chemical production. The developed technology allows to expand the raw material base of metal production, reduce the cost of extracting valuable components and prevent the accumulation of man-made waste.

АНАЛИЗ ВОЗМОЖНОСТЕЙ РЕАЛИЗАЦИИ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИИ ПОДЗЕМНОГО СКВАЖИННОГО ИЗВЛЕЧЕНИЯ МЕТАЛЛОВ ИЗ СУЛЬФИДНЫХ РУД МЕТОДОМ ГИДРОХЛОРИНАЦИИ

М.Ж. Битимбаев[1], Ю.П. Морозов[2], М.С. Кунаев[3], А.И. Вальцева[4], В.Г. Фризен[2]

[1] Институт геологических наук им. К.И. Сатпаева, г. Алматы, Казахстан
[2] ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Российская Федерация
[3] Caspian Services Inc. JSC, г. Алматы, Казахстан
[4] ФГБОУ ВО «Уральский федеральный университет
им. первого Президента России Б.Н. Ельцина», г. Екатеринбург, Российская Федерация

e-mail: tails2002@inbox.ru

Выполнен теоретический анализ и сформулированы перспективы реализации подземного скважинного гидрохимического извлечения металлов из сульфидных руд. Определены условия эффективного использования подземной физико-химической геотехнологии.

В мировом масштабе развитие производства металлов должно осуществляться в формате нового научного понятия «созидательного освоения недр», которое предусматривает увеличение объёма и ассортимента получаемых из недр товарных продуктов при минимизации воздействия на окружающую среду.

«Созидательное освоение недр» предусматривает развитие технологий, действующих в условиях ресурсопроизводства, ресурсосбережения и сохранение качественной природной среды. Ресурсопроизводство включает создание новых георесурсов в виде готового продукта, его возврат в состояние нового георесурса. Реализуется возвратный, теоретически бесконечный, цикл циркуляции экономики.

Ресурсосбережение предусматривает снижение вплоть до полного исключения потерь при добыче, достижение максимального извлечения в процессах переработки добытой массы, вовлечение в переработку забалансовых руд, вскрышных пород, хвостов обогащения, отходов металлургического производства.

Сохранение качественной окружающей среды предусматривает максимальное использование технологий, направленных на сохранение флоры и фауны, атмосферы и водных потоков, рельефа местности и плодородной почвы.

Система геотехнологий производства включает физико-технические (ФТГТ), физико-химические (ФХГТ), комбинированные (КГТ) и технологии циркуляционной экономики по повторному возврату однажды произведённого металла (ЦГТ).

С точки зрения «созидательного освоения недр» наиболее перспективной является физико-химическая геотехнология, обеспечивающая подземное извлечение металлов путём

перевода их в подземном ископаемом в подвижное жидкое состояние в виде продуктивных растворов.

Подземная физико-химическая геотехнология позволяет исключить потери и разубоживание, обеспечить достаточно полное извлечение металлов при сохранении целостности массива недр и качественного состава окружающей среды.

Для реализации подземной физико-химической геотехнологии (ФХГТ) извлечения металлов из скального монолитного массива должен быть решён комплекс задач, связанных главным образом с отсутствием необходимой трещиноватости, пористости и проницаемости перерабатываемого массива.

Для разработки технологии предварительного создания полномасштабной сети трещин с порообразованием, обеспечивающей полный охват в соответствии с картой технологической минералогии всех участков оруденения рабочим раствором, предложено создание трещиноватости взрывами кумулятивных зарядов в заранее обуренных скважинах, которые оказывают импульсное направленное давление. Минимальное значение напряжения $\sigma_{скв}$ на контуре скважины для образования трещин в радиусе зоны трещиноватости $R_{тр}$ определяется по формуле:

$$\sigma_{скв}=\sigma_{сж}\sqrt{R_{тр}/r},$$

где $\sigma_{сж}$ – предельное напряжение сжатия, МПа; r – радиус скважины, м.

Минимальная продолжительность τ импульсного воздействия на массив непрерывной волной сжатия определяется с учётом условия разрушения по критерию Гриффитса из уравнения:

$$\tau=\pi^2\cdot l/v_{зв},$$

где l – длина трещины, м; $v_{зв}$ – скорость звука в массиве, м/с.

При скорости звука в массиве $v_{зв}$ = 900 м/с, длина трещины в массиве руды l может достигать 9-13 м.

При реализации подземной физико-химической геотехнологии на конкретном рудном теле требуется решение вопросов создания искусственных экранов, противодействующих распространению продуктивных растворов за пределы обрабатываемого массива.

Перспективным направлением подземной физико-химической геотехнологии является использование гидрохлоринации, включающей получение газообразного хлора, получение путём растворения газообразного хлора хлорной воды, подачу хлорной воды в закачные скважины, получение в массиве продуктивных растворов и выделение их через откачные скважины.

Продуктивные растворы подвергаются обработке с селективным получением осадков гидроокислов металлов путём ступенчатого изменения pH раствора и последующей сорбцией золота и серебра из продуктивных растворов. Насыщенный угольный сорбент подвергается озолению и плавке с получением золотосеребряного сплава.

Селективное осаждение катионов металлов и сорбционное извлечение благородных металлов позволяет получать товарную продукцию в виде железного, медного и цинкового концентратов для металлургической переработки и золотосодержащий сплав для аффинажа золота и серебра.

Достоинством рассматриваемой технологии являются комплексное использование получаемых побочных продуктов. Щелочной католит используется для осаждения катионов металлов, отработанный раствор после сорбции благородных металлов отправляется в оборот в процесс получения газообразного хлора и хлорной воды. При этом получаемые при

электролизе хлорида натрия газообразные водород и кислород предлагается использовать в технологии получения электрической энергии в количестве, большем потребности электроэнергии на собственные нужды технологии.

В целом, рассмотренная физико-химическая геотехнология с использованием подземной гидрохлоринации позволяет сохранить природное разнообразие окружающей среды и целостность массива недр, максимально реализует ресурсовоспроизводство и ресурсосбережение, обеспечивает существенное увеличение извлекаемых из недр металлов.

Технология является основой нового облика подземного способа освоения недр, является наиболее экономически эффективной и экологически безопасной.

Комплексное использование получаемых в процессе хлоринации побочных продуктов существенно повышает экономическую эффективность технологии.

Практическая реализация предлагаемой геотехнологии переработки руд цветных металлов потребует от учёных и производственников решения сложных задач в области горнопромышленной геологии, физики горных пород, обеспечения в скальном монолитном массиве полнообъёмной искусственной проницаемости.

Список использованных источников

1. Горные науки. Освоение и сохранение недр Земли / под ред. ак. РАН Трубецкого К.Н. М: Изд. Академии горных наук. 1997. С. 176-196.
2. Битимбаев М.Ж., Кунаев М.С. Научное открытие «Свойство ореольного пространства формировать самостоятельные рудные месторождения» // Диплом № 538. М.: 12 октября 2023 г. Реестр № 696.
3. Кунаев М.С., Битимбаев М.Ж. Научное открытие «Явление образования совмещенных скоплений металлов в рудных месторождениях» // Диплом № 547. М.: 12 марта 2025 г., Реестр № 705.
4. Битимбаев М.Ж., Морозов Ю.П., Фризен В.Г. Возможности использования гидрохимической хлоринации при шахтной добыче цветных и благородных металлов // Мат-лы XXVIII Международной научно-технической конференции «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья». 06-07 апреля 2023. Екатеринбург. 2023. С. 406-410.
5. Аренс В.Ж. Физико-химическая геотехнология: Учебное пособие. М.: ИМГГУ, 2001. 656 с.
6. Кирюков В.В., Очкур Н.П., Пожидаева М.Ф. Шахтная геология.: Уч. пособие Л.: ЛГИ, 1985.
7. Ржевский В.В., Новик Г.Я. Основы физики горных пород. Изд. 3-е. // М.: Недра, 1978. 390 с.
8. Плаксин И.Н. О влиянии минералогического состава на условия извлечения благородных металлов при обогащении полиметаллических руд // Изв. АН СССР, 1943. № 9-10. С. 39-45.
9. Ревнивцев В.И. Роль технологической минералогии в обогащении полезных ископаемых // Зап.ВМО. 1982. № 4. С. 443-449.
10. Гальперин А.М., Ермолов В.А. Некоторые проблемы горнопромышленной геологии // Изв. вузов. Сер. Геология и разведка, № 3. М.: 1993.
11. Быбочкин А.М. Экологическая безопасность при разведке и разработке твердых полезных ископаемых // Экологические проблемы горного производства, переработка и размещение отходов. М.: МГГУ, 1995.
12. Аренс В.Ж. Геотехнологические методы добычи полезных ископаемых. М.: Недра, 1975. 263 с.
13. Битимбаев М.Ж., Кунаев М.С., Абен Е.Х. и др. Комплексное освоение недр и сохранение качественной природной среды – основа устойчивого социального развития: монография. Алматы: Сатпаев Университет. 2023. с. 335.
14. Морозов Ю.П., Вальцева А.И., Битимбаев М.Ж. и др. Повышение экономической и экологической безопасности процесса гидро- и электрохлоринации путем использования электролизного водорода для получения электрической энергии // В сб.: Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья. Екатеринбург: Изд-во ИП Русских А.В. 2024. С. 81-84.

15. Морозов Ю.П., Вальцева А.И., Битимбаев М.Ж., Кунаев М.С. Математическое моделирование процесса получения хлорной воды для хлоринации // В сб.: «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья». Екатеринбург: Изд-во ООО «Типография ФортДиалог» 2023. С. 56-61.
16. Морозов Ю.П., Битимбаев М.Ж., Вальцева А.И. и др. Подземная электрохлоринация забалансовых медных руд, вскрышных пород и хвостов цианирования // В сб.: «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья». Екатеринбург: Изд-во ООО «Типография ФортДиалог», 2025. С. 7-8.

Analysis of the possibilities of implementing physic-chemical geotechnology of underground borehole extraction of metals from sulfide ores by the method of hydrochlorination

Bitimbayev M.Zh., Morozov Yu.P., Kunaev M.S., Valtseva A.I., Friezen V.G.

A theoretical analysis has been performed and prospects for the implementation of underground borehole hydrochemical extraction of metals from sulfide ores have been formulated. The conditions for the effective use of underground physico-chemical geotechnology have been determined.

РАЗРАБОТКА ОДНОСТАДИЙНОГО ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО МЕТОДА ПЕРЕРАБОТКИ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ, СОДЕРЖАЩЕГО ИРИДИЙ*

Р.В. Борисов, О.В. Белоусов, А.А. Акименко, А.А. Шумкова
ФИЦ «Красноярский научный центр Сибирского отделения РАН»
Институт химии и химической технологии, г. Красноярск, Российская Федерация
e-mail: borisov.rv@icct.krasn.ru

В работе проведено комплексное исследование процессов растворения металлического иридия различной крупности в солянокислых средах с использованием окислителей в интервале температур 170–215°C. Определены закономерности процесса в зависимости от температуры, времени, размера частиц и типа окислителя. Подтверждено, что растворение протекает в кинетическом режиме, и установлена зависимость энергии активации от дисперсности материала. Предложенный метод обеспечивает экологически чистую и эффективную технологию перевода иридия в растворимую хлоридную форму, удобную для аналитических и аффинажных целей.

Развитие современной техники и технологической инфраструктуры неизбежно ведет к увеличению объемов производства, потребления и утилизации изделий, содержащих редкие и дорогостоящие элементы, среди которых особое место занимает иридий. Благодаря своим уникальным свойствам устойчивости к коррозии, высоким температурам плавления и прочности, иридий широко применяется в производстве специализированных приборов, автомобильных катализаторов, аэрокосмических двигателей и ювелирных изделий. Отходы производства и электронный лом, как и концентраты первичного сырья, содержащие платиновые металлы поступают в переработку на аффинажные предприятия, где для регенерации иридия используются технологии, основанные на сочетании пирометаллургических и гидрометаллургических процессов [1]. Традиционно применяемые методы переработки иридия

* ***Работа выполнена при финансовой поддержке Российского научного фонда, проект 25-29-00159.***

характеризуются сложностью и многоступенчатостью, высокими энергетическими затратами и низкой производительностью. Между тем внедрение инновационных подходов в переработку и регенерацию иридия способно значительно увеличить экономические выгоды и уменьшить негативное воздействие на окружающую среду. Одним из перспективных направлений развития становится создание одностадийных гидрометаллургических методов, позволяющих эффективно переводить иридий из тугоплавких и инертных состояний в растворимую форму, готовую для дальнейшей переработки и использования [2, 3].

Такие методы основываются на взаимодействии иридия с сильнодействующими реагентами, такими как смесь минеральных кислот с добавками окислителей, под воздействием высоких температур и давления. Гидротермальное растворение в солянокислых средах с добавками сильных окислителей, таких как пероксид водорода, диоксид марганца, перхлораты щелочных металлов, позволяет преодолеть проблему кинетической инертности иридия и обеспечить высокие показатели выхода целевых продуктов. Дальнейшее совершенствование подобных технологий позволит расширить диапазон вовлекаемых в переработку источников иридия, ускорив и упростив процессы переработки техногенного сырья, содержащего этот химически инертный элемент.

В настоящей работе проведено комплексное исследование процессов растворения иридия в солянокислых средах с использованием набора различных окислителей: $KMnO_4$, H_2O_2, HNO_3, $NaClO_4$, $FeCl_3$. Хлоридная форма иридия удобна для аналитических целей и последующих этапов аффинажа. Исследования проводили с использованием модельного сырья, которое представляло собой порошки металлического иридия различного гранулометрического состава: аффинированный (размер частиц 30–150 мкм), высокодисперсный (150–200 нм) и нанокристаллический (8–15 нм). Морфология и химический состав образцов были определены методами рентгенофазового анализа, адсорбционными измерениями удельной поверхности, химического анализа и электронной микроскопии (просвечивающей и сканирующей). Такое модельное сырье отражает различные типы иридийсодержащего сырья, как первичного, так и техногенного, в том числе и после пирометаллургических операций. Эксперименты проводились при температуре 170–215°C в оригинальных кварцевых реакторах объемом 25-28 мл с возможностью визуального контроля, закрепленных в стальном кожухе и в титановых автоклавах с кожухами из фторопласта, объёмом 32 мл [2, 4].

Установлены количественные характеристики растворения металлического иридия в зависимости от крупности в зависимости от температуры, времени процесса, выбора сочетания окислителей. Некоторые результаты, при использовании в качестве окислителя пероксида водорода, приведены в таблице 1.

Таблица 1. Растворимость иридия (0) различной крупности (6M HCl + 5% об. H_2O_2)

Крупность, мкм	***T*, °C**	***t*, мин**	**Доля перевода в раствор, %**
30-150	200	2800	20
	210	2800	50
0,15-0,2	190	300	10
	200	300	15
	210	300	30
0,008-0,015	190	200	25
	200	200	45
	210	200	80

Проведенные исследования и последующая математическая обработка результатов [5] с применением модели «сжимающегося ядра» показали, что процесс растворения проходит в кинетическом режиме. Полученные данные позволили рассчитать энергию активации растворения образцов иридия: 145 кДж/моль для аффинированного, 108 кДж/моль для высокодисперсного и 88 кДж/моль для нанокристаллического иридия. Наблюдаемое уменьшение энергии активации с увеличением дисперсности согласуется с предположением о росте доступности поверхностных центров взаимодействия.

Методом спектрофотомерии подтверждено присутствие иридия в растворах в виде стабильных хлоридных комплексов $[IrCl_6]^{2-}$ [6].

Таким образом, предложенный метод обеспечивает высокоэффективный и экологически чистый способ перевода металлического иридия в удобные для анализа и дальнейшей переработки хлоридные формы. Результаты исследования представляют ценность, как для аналитической химии, так и для улучшения технологий переработки природного и техногенного сырья, обогащённого иридием.

Список использованных источников

1. Mpinga C.N., Eksteen J.J., Aldrich C., Dyer L. Direct leach approaches to Platinum Group Metal (PGM) ores and concentrates: A review // *Miner. Eng*., 2015, V. 78. P. 93–113. https://doi.org/10.1016/j.mineng.2015.04.015.
2. Belousova N.V., Belousov O.V., Borisov R.V., Akimenko A.A. Autoclave dissolution of platinum metals in hydrochloric acid oxidizing media // *Russ. J. Non-ferrous Metals*, 2021, V. 62. P. 668–674. https://doi.org/10.3103/S1067821221060043
3. Hodgson A.P.J., Jarvis K.E., Grimes R.W., Marsden O.J. Advances in the development of a dissolution method for the attribution of iridium source materials // *J. Radioanal Nucl Chem.* 2017. V. 311. P. 1193–1199. https://doi.org/10.1007/s10967-016-5151-4
4. Belousova N.V., Belousov O.V., Borisov R.V., Grizan N.V. Specific features of dissolution of metallic rhodium in acid oxidative media under hydrothermal conditions // *Russ. J. Appl. Chem*., 2019, V. 92. P. 1102–1106. https://doi.org/10.1134/S107042721908007X.
5. Levenspiel O. Chemical reaction engineering. 2nd ed. N.Y.: John Wiley & Sons, 1972.
6. Fine D. A. Studies of the iridium (III) and (IV)–chloride system in acid solution // *J. Inorg. Nucl. Chem.,* 1970, V.32. No.8. P.2731-2742. https://doi.org/10.1016/0022-1902(70)80323-2

Development of a single-stage hydrometallurgical method
for processing technogenic raw materials containing iridium

Borisov R.V., Belousov O.V., Akimenko A.A., Shumkova A.A.

A comprehensive investigation of iridium (0) dissolution in hydrochloric acid media with various oxidizers across the temperature range of 170–215°C has been conducted. The influence of temperature, time, particle size, and oxidant type on the dissolution process was systematically evaluated. It was demonstrated that the dissolution mechanism operates in a kinetic-controlled mode, and a clear correlation between activation energy and material dispersity was established. The developed methodology offers an eco-friendly and highly effective means for transforming iridium into a soluble chloride form, making it particularly useful for subsequent analytical and refining applications.

КОМПЛЕКСНАЯ ПЕРЕРАБОТКА ЗОЛ ТЭЦ С ИЗВЛЕЧЕНИЕМ ЖЕЛЕЗА И АЛЮМИНИЯ

Д.В. Зиновеев[1], Д.Л. Делицын[2], Р.В. Кулумбегов[2]

[1] ФГАОУ ВО Национальный исследовательский технологический университет «МИСИС», Москва, Российская Федерация

[2] ФГБУН «Объединенный институт высоких температур» РАН, Москва, Российская Федерация

e-mail: dmitry@zinoveev.ru

В работе предложена комплексная технология переработки золы Каширской ГРЭС, включающая флотацию углерода, магнитную сепарацию железа, восстановительную плавку железного концентрата для получения чугуна/ферросилиция и кислотное выщелачивание алюминия из шлака. Результаты демонстрируют возможность извлечения Fe и Al с последующим использованием остатков в строительстве и химической промышленности. Технология способствует решению проблемы утилизации золошлаковых отходов ТЭЦ в России.

В настоящее время ежегодная генерация электроэнергии в РФ составляет 1,1 ТВт [1]. При этом несмотря на значительное снижение угольной генерации за счет ее замены на газовую, тепловая генерация с применением сжигания угля составляет более 22%. В процессе сжигании угля на тепловых электростанциях (ТЭЦ) образуется значительное количество отходов в виде несгоревшей части углей (зола, зола-унос, золошлак). В настоящее время в России накоплено в золоотвалах более 1,5 млрд т золы. Согласно данным 2020 г., на угольных ТЭЦ ежегодно образуется более 22 млн т золошлаковых отходов, в то время как используется менее 4% [2]. Размещение золоотвалов связано с большими трудностями из-за возможности попадания мелкодисперсной золы в атмосферу и грунтовые воды, а также необходимостью отчуждения близкорасположенных к городской застройке дефицитных земель. При этом эти отходы содержат такие ценные элементы как железо, алюминий, углерод, галлий и германий.

В июне 2022 г. Правительство РФ утвердило комплексный план по утилизации золы подготовленный в рамках реализации Энергетической стратегии Российской Федерации на период до 2035 г., в котором установлена доля утилизации золошлаков тепловых электростанций и котельных в 50% от их ежегодного образования к 2035 г. В данном документе запланированы мероприятия по созданию условий для использования золы в качестве сырья для химической и металлургической отраслей промышленности [3].

В настоящей работе рассмотрен способ комплексной переработки зол Каширской ГРЭС с получением продукции для металлургической и химической промышленности. Химический состав зол Каширской ГРЭС представлен в таблице 1.

Таблица 1. Химический состав зол Каширской ГРЭС, %

SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	MgO	TiO_2	P_2O_5	S	C
50	21,5	8,13	1,32	0,75	0,76	0,10	14,07

Как видно из таблицы 1 в составе отходов присутствует значительное количество Si, Al и Fe, поэтому их можно рассматривать в качестве сырья для извлечения этих элементов. Учитывая масштабы накопления зол ТЭЦ и сложный химический состав, технология переработки этих отходов должна включать как способы обогащения, так и методы пиро- и гидрометаллургии.

В результате проведенных исследований нами предложена схема комплексной переработки зол ТЭЦ с получением ряда ценной продукции. Разработанная схема представлена на рисунке 1.

Согласно предложенной схеме на первом этапе из золы ТЭЦ методам флотации извлекают углерод с получением флотационного концентрата с содержанием 65% C и концентрацией Fe, Si и Al в хвостах флотации. Полученные хвосты подвергают магнитной сепарации с получением железного концентрата с содержанием более 65% Fe_2O_3. Железный и флотационный концентраты смешивают и подвергают восстановительной плавке с получением чугуна или низко кремнистого ферросилиция (в зависимости от условий плавки). Шлак, полученный после восстановительной плавки, содержит более 22% Al_2O_3 и менее 2,5% Fe, что позволяет извлекать из него алюминий кислотными методами. Из полученного шлака методом автоклавного соляно кислотного выщелачивания получили алюминатный раствор и твердый остаток с содержанием менее 7% Al и более 30% Si. Полученный остаток можно использовать для получения белой сажи или в строительстве, а алюминатный раствор для получения глинозема или комплексных коагулянтов.

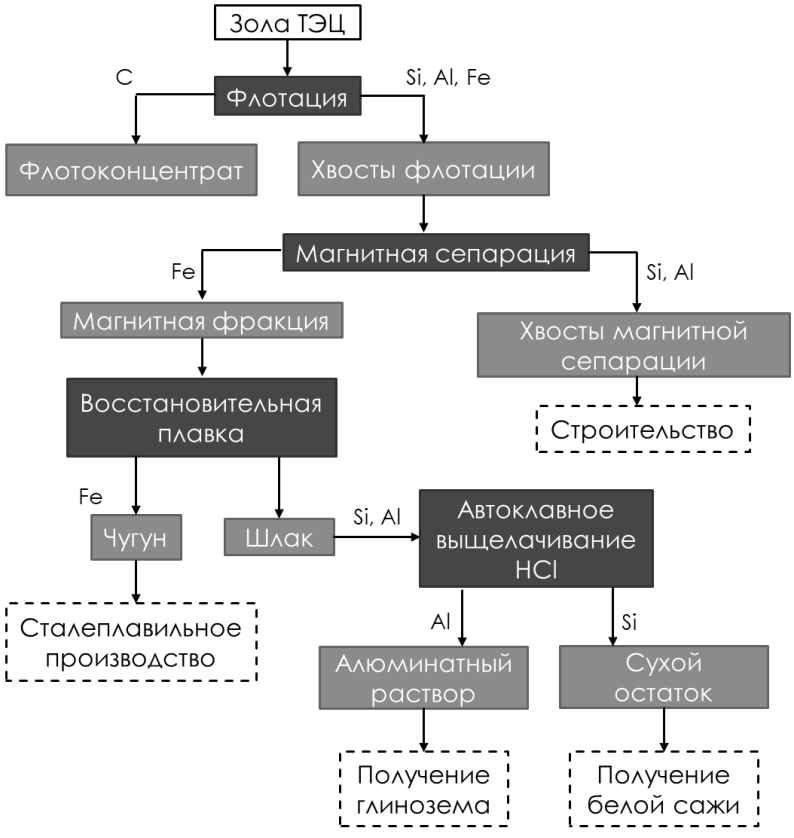


Рисунок 1. Принципиальная схема комплексной переработки зол ТЭЦ Каширской ГРЭС

Проведенные исследования показали принципиальную возможность комплексной переработки зол ТЭЦ с получением продукции для металлургии, строительства и химической промышленности.

Список использованных источников

1. Энергетические показатели России в 2021 году // Сделано у нас: [сайт]. URL: https://sdelanounas.ru/blogs/145140/ (дата обращения: 13.09.2022).

2. Истомина К.Р. Возможные технологии использования золы уноса / К.Р. Истомина, А.М. Бургонутдинов, К.А. Хусаинова // Транспорт. Транспортные сооружения. Экология. 2022. № 1. С. 36-44. DOI 10.15593/24111678/2022.01.05
3. Распоряжение Правительства РФ от 15 июня 2022 г. N 1557-р Об утверждении комплексного плана по повышению объемов утилизации золошлаковых отходов V класса опасности (https://www.garant.ru/products/ipo/prime/doc/404744607/).

Comprehensive processing of coal-fired power plant ash with extraction of iron and aluminum

Zinoviev D.V., Delitsyn D.L., Kulumbegov R.V.

The article presents an integrated processing technology for ash from Kashira Thermal Power Plant, combining carbon flotation, magnetic iron separation, reductive smelting to produce cast iron/ferrosilicon, and acid leaching of aluminum from slag. Results show efficient recovery of Fe and, with residual materials used in construction and chemical industries. This approach addresses the challenge of coal-fired power plant ash utilization in Russia, aligning with national environmental and industrial goals.

ИССЛЕДОВАНИЕ И РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ СОРБЦИОННО-АКТИВНОЙ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ

И.Д. Чижик, Р.Н. Набиулин, А.В. Богородский

АО «Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов», г. Иркутск, Российская Федерация

e-mail: vania2002chizh@mail.ru; nabiulinrus@mail.ru; bav@irgiredmet.ru

В данной статье отражены результаты исследований пригодности сорбционно-активной руды к технологии кучного выщелачивания, в частности результаты лабораторных исследований по термической обработке исследуемой пробы руды, определению пригодности пробы руды к кучному выщелачиванию золота.

Внедрение технологии кучного выщелачивания (КВ) – один из действенных методов подъема золотодобычи в России в короткие сроки и с минимальными капитальными затратами. Однако существует категория руд, цианирование которых приводит к низкому извлечению золота, за счет наличия природного углистого вещества [1].

Данное явление получило название прегг-роббинг (preg-robbing). В процессе выщелачивания золото переходит в цианистый комплекс, который сорбируется на природное углистое вещество, входящего в состав руды, и приводит к снижению извлечения золота в товарный продукт.

Перспективным методом борьбы с природным углистым веществом является термическая обработка (ТО), в ходе которой углистое вещество окисляется, что приводит к снижению сорбционно-активных свойств [2].

Целью настоящей работы являлось проведение исследований, направленных на оценку пригодности технологии кучного выщелачивания с предварительной термической обработкой (ТО) и ее эффективности применительно к золотосодержащей руде, содержащей органическое сорбционно-активное вещество.

Исследуемая руда состоит в основном из литофильных компонентов, с преобладанием диоксида кремния (SiO_2 – 68,55%) и глинозема (Al_2O_3 – 15,00%). Массовая доля серы

составляет 0,32%, из которой сульфидной – 0,21%. По содержанию сульфидов проба относится к убогосульфидному типу [3]. Данные фазового анализа показывают, что руда является благоприятной для сорбционного цианирования, извлечение золота сорбционным цианированием составляет 93,49%.

Массовая доля упорного (не извлекаемого сорбционным цианированием) золота – 6,51%, из которого ассоциировано с сульфидами 1,12%, ассоциировано с карбонатами 2,72%, тонковкрапленного 1,60%. Сорбционная активность пробы составила 12,94%.

Основным полезным компонентом является золото, содержание которого составляет 1,24 г/т. Массовая доля углерода 0,53%, в том числе органического 0,23%.

ТО проводили в лабораторной камерной печи сопротивления на предварительно раздробленной до крупности минус 5 мм руде. При проведении ТО материал периодически перемешивали ручным перегребанием при помощи скребка из нержавеющей стали. После термической обработки продукт подвергался сорбционному цианированию в агитационном режиме.

Исследования проведены при температурах 600, 650 и 700°С и продолжительности 1, 2 и 3 ч. По окончании термической обработки огарки взвешивали и определяли их выход.

Огарки подвергали агитационному цианированию с целью установления количественных показателей извлечения золота и определения по данному критерию оптимальных условий обжига по температуре и продолжительности. Агитационное цианирование проводили при концентрации цианида 1 г/дм^3, продолжительности 48 ч, соотношении Ж:Т=2:1, начальная загрузка CaO составляла 2 кг/т. На рисунке 1 представлены результаты агитационного цианирования исходной руды и продуктов термической обработки при разных параметрах обжига.

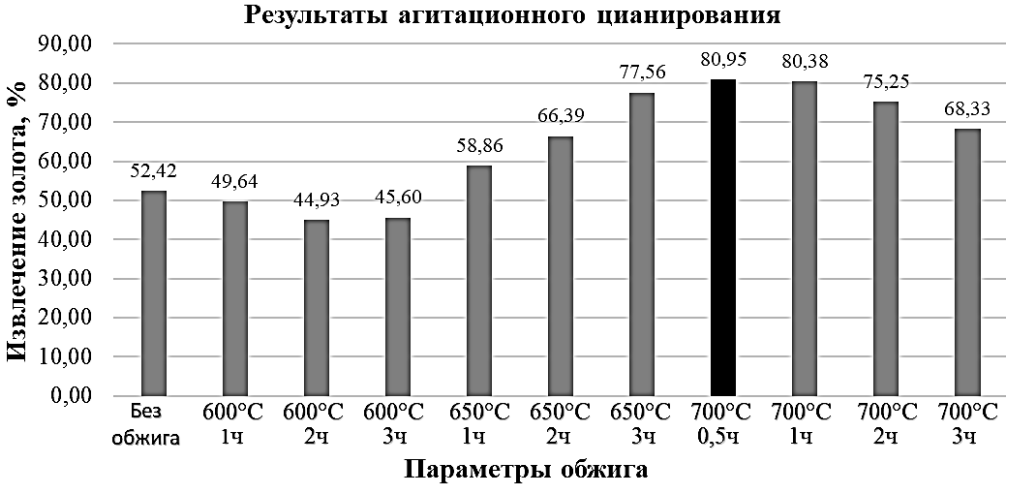


Рисунок 1. Результаты извлечения золота при разных параметрах обжига

По результатам агитационного цианирования, самое высокое извлечение золота получено при температуре обжига 700°С с продолжительностью 0,5 ч. Дальнейшее увеличение продолжительности приводит к уменьшению извлечения золота за счет спекания материала (которое приводит к пассивированию поверхности золотин). По результатам рентгенофазового (дифрактометрического) анализа, проба огарка, полученного при 700°С и продолжительности 0,5 ч, состояла из кварца (70%), калиевого полевого шпата (8%), слюды (11%) и гематита (6%). В обожжённом продукте вся сера перешла в окисленную, массовая доля серы в

обожжённом продукте составила 0,25%. Массовая доля углерода – ниже предела обнаружения.

Исследования на пригодность руды к кучному выщелачиванию – проводили в статико-агитационном режиме – HLA-тесты (Heap leaching Amiability) – на материале, обожжённом при температуре 700°С и продолжительности 0,5 ч. Принцип работы статико-агитационной установки: агитатор с рудой и выщелачивающим раствором находится в динамическом режиме выщелачивания в течение 5 минут, после чего останавливается и отстаивается в статическом режиме в течение 55 минут. Данный цикл повторяется каждый час на протяжении 14 суток.

Исследования по выщелачиванию руды и продуктов обжига проводили на параллельных пробах при плотности пульпы 33% твердого, концентрации NaCN – 0,5 г/дм^3, pH не менее 10,5. Отбор проб жидкой фазы осуществляли каждые 24 ч с определением концентрации Au, NaCN и уровня pH. Усредненные результаты тестов по выщелачиванию исходной руды и огарков в статико-агитационном режиме представлены на рисунке 2.

В таблице 1 представлены сводные результаты лабораторных тестов по агитационному и статико-агитационному выщелачиванию золота из исходной руды и продуктов обжига.

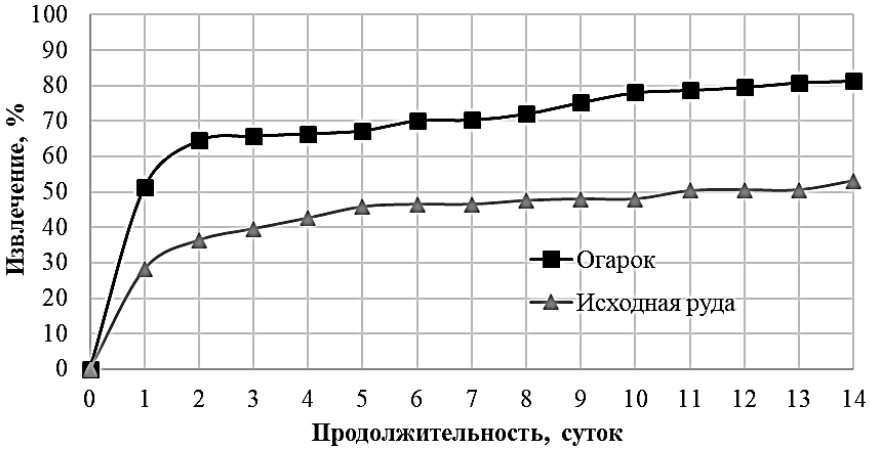


Рисунок 2. Динамика выщелачивания золота из исходной руды и огарков

Таблица 1. Сводные результаты лабораторный исследований

Операция	Исходная руда			Огарок		
	Извлечение, %	Расход реагентов, кг/т		Извлечение, %	Расход реагентов, кг/т	
		NaCN	CaO		NaCN	CaO
Агитационное выщелачивание	52,42	0,24	1,8	80,38	0,28	5,5
Статико-агитационное выщелачивание	53,11	0,25	1,7	81,29	0,31	5,7

Проведенные исследования показали, что предварительная термическая обработка является эффективной операцией, применимой к переработке упорных, сорбционно-активных золотосодержащих руд. Прирост извлечения после ТО составил порядка 30%. Предварительная термическая обработка позволяет наиболее полно удалить природное углистое вещество, по сравнению с другими методами: применение органических депрессоров и ПАВ [4].

Список использованных источников

1. Санакулов К.С. Концептуальные основы решения проблем переработки техногенного сырья // O'zbekiston konch ilik xabarnom asi. 2019. № 2 (77). С. 42-56.
2. Osseo-Asare K., Afenya P., Abotsi G. II Proc. Int. Symp.: Precious metals: mining, extraction and processing. I Ed. Y. Kudryk, D. Corrigan, W. Liang. Los Angeles, USA, 1984. Febr. 27-29 I TMS-AIME. Warrendale, USA, 1984. P. 125-144.
3. Лодейщиков В.В., Васильева А.В. Методические рекомендации по типизации руд, технологическому опробованию и картированию коренных месторождений золота. Иркутск: ОАО «Иргиредмет», 1997. 164 с.
4. Патент 2700893 РФ: Способ извлечения золота кучным и перколяционным выщелачиванием из упорных углистых руд, обладающих сорбционной активностью / Дементьев В.Е., Войлошников Г.И., 2019.

Research and development of technology for heap leaching of sorption-active gold-bearing ore

Chizhik I.D., Nabiulin R.N., Bogorodsky A.V.

This article presents the results of studies on the suitability of sorption-active ore for heap leaching technology, in particular, the results of laboratory studies on the heat treatment of the ore sample under study, determining the suitability of the ore sample for heap leaching of gold.

ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ И ЭКОНОМИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ПРОЦЕССОВ ПЕРЕРАБОТКИ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ

ПЕРСПЕКТИВЫ ПЕРЕРАБОТКИ ВЫСОКОМИНЕРАЛИЗОВАННЫХ ПОДЗЕМНЫХ ВОД СИБИРСКОЙ ПЛАТФОРМЫ

Е.В. Зелинская, В.В. Барахтенко

ФГБОУ ВО «Иркутский национальный исследовательский технический университет»,
г. Иркутск, Российская Федерация

e-mail: zelinskaelena@mail.ru

В работе описаны возможности по использованию гидроминеральных ресурсов Сибирской платформы, как источника для извлечения ценных макрокомпонентов и редких элементов, в первую очередь лития. Представлены подтвержденные запасы по содержанию лития в рассолах и приведены результаты по его извлечению.

Использование подземных рассолов Сибирской платформы в России в качестве гидроминерального сырья имеет широкие перспективы, что давно определено и признано. Существуют прогнозные оценки запасов гидроминерального сырья. Сибирская платформа содержит высокоминерализованные подземные воды с уникальным составом. Такие ценные компоненты, как литий, стронций, рубидий, кальций, магний, калий, бром, и другие имеются в рассолах в концентрациях, которые значительно превышают требования к их значениям для промышленного получения из подземных вод. Наиболее стратегически важным элементом, содержащимся в подземных рассолах, является литий. Это связано с ограничением импорта в Россию литийсодержащего сырья из стран Южной Америки. Комплексная переработка подземных рассолов Сибирской платформы обоснована и имеет экономическую целесообразность [1, 2].

Необходимость комплексной переработки богатого гидроминерального сырья обоснована потребностью в создании собственной добычи редких металлов. В «Стратегии развития металлургической промышленности Российской Федерации на период до 2030 года», утвержденной распоряжением Правительства РФ от 28.12.2022 г. № 4260-р поставлена цель по импортозамещению редких и других металлов. В крупных проектах добычи редких металлов в Российской федерации планируется участие компаний «Ростех», «Газпром», «ИНК», «Росатом», «Норникель», и других корпораций.

Кроме лития, интерес для промышленности также представляют редкие элементы – стронций и рубидий, микрокомпоненты – бром, бор и йод, а также макрокомпоненты – кальций, магний, калий. Вопрос комплексного извлечения с получением максимального количества промышленно востребованных продуктов может быть решен на основании технико-экономических расчетов и маркетингового анализа.

В качестве примеров можно привести ряд принципиальных технологических схем, указывающих на потенциальную возможность реализации комплексных технологий с получением набора товарных продуктов, в первую очередь лития: RU2020100726A Способ комплексной переработки попутных вод нефтяных месторождений; RU2189362C2 Способ комплексной переработки попутных вод нефтяных месторождений; RU2688593C1 Способ

сорбционного извлечения лития из литийсодержащих хлоридных рассолов; RU2659968C1 Способ получения литиевого концентрата из литиеносных природных рассолов и его переработки в хлорид лития или карбонат лития.

Литий, часто называемый «белым золотом», в основном добывается из двух основных месторождений: богатых минералами твердых руд и богатых литием соляных резервуаров. Сегодня мировое производство в значительной степени сконцентрировано всего в нескольких регионах, что вызывает растущую обеспокоенность по поводу безопасности цепочки поставок.

Несмотря на то, что запасы лития хорошо распределены по всему миру, месторождения с высоким содержанием сосредоточены лишь в нескольких руках: Австралия, Чили, Китай и Аргентина. На первые три страны пришлось 88% от общего объема мирового производства лития в 2023 г. Растущая сложность добычи и ухудшение качества руды создают дополнительные препятствия.

Прямое извлечение лития из рассолов – более чистая и эффективная альтернатива существующим методам. В отличие от традиционных методов, прямое извлечение лития позволяет получать литий непосредственно из источников рассола или испарительных прудов.

Данные технологии можно разделить на процессы адсорбции, ионного обмена, экстракции растворителем, обратного осмоса, нанофильтрации, электрохимического процесса переноса ионов. Эти инновационные методы позволяют напрямую извлекать литий из сложных рассолов с высокой концентрацией различных ионов.

Коллективом кафедры обогащения полезных ископаемых и охраны окружающей среды и кафедры химии и биотехнологии ИРНИТУ проведены исследования на подземном рассоле одного из месторождений Сибирской платформы. Выполнены исследования состава и свойств рассолов и проведено лабораторное опробование схемы извлечения лития по сорбционной технологии с применением литий-селективного сорбента.

Для исследования отобраны пробы подземных рассолов с одного из участков нефтегазоносной площади на территории Сибирской платформы.

Фазовый состав осадочной части рассола содержит гидрат хлорида кальция, карналлит, тахгидрит и гидрат хлорида стронция. Фазовый состав обеих частей осадков сходный, в обеих пробах анализ показал присутствие гидрат хлорида стронция. Минерализация для растворенной пробы составила 542,52 г/л.

Видно, что при естественном осаждении происходит перераспределение компонентов между фазами, что позволяет рекомендовать включение операций осаждения на предварительном этапе для удаления значительной части кальция и калия. Магний, наоборот остается в жидкой фазе и его удаление целесообразно осуществлять после цикла извлечения лития на стадии очистки литиевого концентрата.

Рассол характеризуется также высокими содержаниями Ca, Mg, Br, Sr, Rb, Cl. Кроме того, в исследуемой общей пробе рассола с растворенным осадком содержится 611,96 мг/л лития, что сопоставимо с концентрациями лития в южноамериканских саларах, например, среднее содержание лития месторождения Омбрэ Муэрто в Аргентине составляет 520-620 мг/л; месторождения Уюни в Боливии – 320-532 мг/л. При этом содержание лития в месторождениях Китая Синтай и Дунтай, а также на Сильвер Пик в США ниже, где концентрация металла составляет, соответственно, 300 мг/л и 200 мг/л [3].

Полученные результаты химического и фазового составов исследуемых проб рассолов показывают, что для их переработки необходима комплексная схема для извлечения лития и других ценных компонентов.

Сорбция-десорбция лития из рассола проводилась в установленных ранее режимах с доочисткой чернового литиевого концентрата на сульфокатионите (Экспериментальные работы проведены Филатовой Е.Г., Монхороевой Л.М.).

В результате получен литиевый продукт с содержанием лития более 84%. В дальнейшем он направлялся на получение карбоната лития, выпаривание и сушку. Показатели извлечения компонентов рассола в целевой литийсодержащий продукт (карбонат лития) после предварительного осаждения макрокомпонентов и последующей очистки литиевого продукта, полученного сорбционным методом, указывают на эффективность операций технологической схемы для селективного отделения лития от макрокомпонентов.

Таким образом, предварительное выведение из процесса макрокомпонентов позволяет в операциях сорбции-десорбции с последующей доочисткой на сульфокатионите выделить литиевый продукт, который содержит около 0,5 г/дм^3 лития с минимальным количеством примесей и извлечением более 84%.

Выведение из рассола кальция производилось путем его осаждения, удаление железа достигается путем осаждения железа (III) гидроксида при увеличении pH среды до 7–7,5 введением раствора щелочи. Концентрация кальция при этом снижается до 0,18% от исходной концентрации (в 560 раз), калия – до 15% от исходной (в 6,54 раза); магния – до 0,19% от исходной (в 530 раз); железа (II) – менее 0,02% от исходной (более чем в 5000 раз).

Для снижения потерь лития с осадком рекомендуется в промышленном процессе реализация замкнутой схемы с повторным осаждением солей, что будет способствовать повышению эффективности разделения компонентов и максимальному извлечению лития в операциях сорбции-десорбции.

Полученные результаты демонстрируют возможности получения литийсодержащего продукта высокой чистоты и с высокой степенью извлечения до 88% из подземных рассолов Сибирской платформы по методу прямого извлечения с применением сорбционной технологии.

Список использованных источников

1. Dian-he Liu, Cheng-lin Liu, Chun-lian Wang, Xiao-can Yu, Distribution, characteristics, metallogenic processes and prospecting potential of terrestrial brine-type lithium deposits in the world and lithium demand situation // China Geology Vol. 8, Iss. 1, 25 Jan. 2025, Pages 1-25, https://doi.org/10.31035/cg20230128.
2. Алексеев С.В., Алексеева Л.П., Вахромеев А.Г., Шмаров Г.П. Литиеносные подземные воды Иркутской области и Западной Якутии // Горный журнал. 2012. № 2. С. 8-13
3. Алексеев С.В., Алексеева Л.П., Вахромеев А.Г., Владимиров А.Г., Волкова Н.И. Литиевые подземные воды Иркутской области и Западной Якутии // Химия в интересах устойчивого развития. 2012. № 20. С. 27-33.

Prospects for processing highly mineralized groundwater of the Siberian platform

Zelinskaya E.V., Barakhtenko V.V.

The paper describes the possibilities of using the hydromineral resources of the Siberian platform as a source for extracting valuable macrocomponents and rare elements, primarily lithium. Confirmed reserves of lithium content in brines are presented and the results of its extraction are given.

ПЕРЕДОВЫЕ ПРАКТИКИ ОБРАЩЕНИЯ С ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИМИ ОТХОДАМИ: ИННОВАЦИОННЫЕ ПОДХОДЫ К РЕСУРСОСБЕРЕЖЕНИЮ И ЭКОЛОГИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА

О.Е. Горлова[1,2], И.В. Шадрунова[2], Е.В. Колодежная[2]

[1] ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Российская Федерация

[2]ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН», Москва, Российская Федерация

e-mail: gorlova_o_e@mail.ru

Представлены результаты анализа инновационных технологий комплексной и глубокой переработки отходов, применяемых сегодня крупными горнодобывающими и металлургическими компаниями для одновременного решения задач более эффективного использования ресурсов и повышения экологической безопасности производственной деятельности, а также результаты собственных проводимых исследований по повышению эффективности переработки и коммерческого использования металлсодержащих отходов.

Компании сырьевого сектора экономики – горнодобывающие, горно-перерабатывающие, металлургические – в сегодняшних условиях должны вести свою операционную деятельность, максимально ориентируясь на принципы ESG. Инвестиции в решение экологических проблем, правильная оценка соответствующих рисков и комплексная работа по их упреждению являются непременными условиями устойчивости развития предприятий горнодобычи и металлургии.

Вместе с тем в этом «ресурсопотребляющем» секторе велико образование отходов производства и один из самых высоких уровней воздействия на окружающую среду, что неизбежно ввиду специфики производственной деятельности. Традиционно основной объем ежегодно образующихся и складируемых отходов производства приходится на сектор добычи полезных ископаемых и в 2022 г. составил 8,38 млрд т из 9 млрд т всех образующихся отходов по данным Росприроднадзора [1]. Отрасль добычи полезных ископаемых сохраняет рост объемов образования отходов, особенно начиная с 2020 г., что связано в целом с устойчивым ростом экономики Российской Федерации. Также наблюдается и положительная тенденция роста количества утилизированных и обезвреженных отходов добычи и переработки полезных ископаемых в 2016-2022 гг. К примеру, в добыче металлических руд переработка и вторичное использование отходов увеличились с 480 тыс. т в 2016 г. до 1,147 млн т в 2021 г., что составило 47,8% от объема их образования в этой подотрасли [1].

Крупные сырьевые компании горнодобывающей промышленности и металлургии постоянно ищут пути снижения издержек производства и выполнения своих экологических и социальных обязательств перед сообществами и начинают все более активно внедрять передовые практики в сфере обращения с собственными отходами [2, 3]. Это продиктовано, в том числе, трендами на переосмысление традиционных подходов к обращению с отходами производства, на развитие инновационных подходов к ресурсосбережению и управлению собственными отходами не только как источниками значительных рисков и издержек, но и как источниками вторичных ресурсов [4].

В этом отношении наибольшие возможности имеют крупные диверсифицированные вертикально интегрированные холдинги и компании, поскольку отходы одного производства/цикла могут становиться источником сырья другого производства/цикла. В последние

годы это успешно демонстрируют многие крупные горно-металлургические компании в России и в странах СНГ.

Мероприятия по снижению негативного воздействия на окружающую среду самого производства и образующихся отходов производства также являются неотъемлемой частью операционной деятельности таких предприятий. Поэтому экологизация такого априори техногенно напряженного и отходоемкого вида экономической деятельности как «добыча и переработка твердых полезных ископаемых» также неразрывно связана с внедрением технологий более глубокой и комплексной переработки отходов, с включением их в циркулярный цикл и более безопасным хранением. Для этого необходимо развивать инновационные подходы к ресурсосбережению и управлению собственными отходами, поскольку техногенное сырье, образовавшееся в цикле первичного использования и переработки минерального сырья, практически всегда является минералогически сложным, технологически труднообогатимым, как правило, с более низкими содержаниями ценных компонентов. С другой стороны, такие вновь сформированные структурно-текстурные характеристики, специфический фазово-минеральный состав отходов производства могут открывать возможности их утилизации и использования по принципиально новым направлениям, что повысит их ресурсно-стоимостной потенциал.

Как показал проведенный анализ лучших практик по обращению с отходами в деятельности крупных горнодобывающих и горно-металлургических компаний, российских и из стран ближнего зарубежья, сегодня развитие процессов глубокой переработки и коммерческого использования отходов идет в направлениях углубления переделов металлсодержащих отходов, совершенствования существующих и разработки принципиально новых инновационных технологий рециклинга собственных отходов производства и потребления, повышения добавленной стоимости продукции из отходов, а, в некоторых случаях, реализации отходов сторонним компаниям в качестве сырья [5, 6].

Все эти вопросы являются чрезвычайно актуальными для Уральского региона, в котором концентрация таких производств и горно-металлургических отходов особенно велика. По данным Свердловского областного кадастра отходов производства и потребления в 2023 г. в регионе из образованных 157,9 млн т отходов, 41,1% утилизированы, а 57,9% размещены. Уральские горнодобывающие и металлургические компании и холдинги, такие как РМК, УГМК, ЕвразХолдинг, ММК, Мечел, ЧМК, Уральская Сталь, ПАО «Корпорация ВСМПО-АВИСМА», Первоуральский новотрубный завод, Челябинский цинковый завод, Высокогорский ГОК, АО «Объединенная компания РУСАЛ Уральский алюминий» и др. активно включены в работу по возвращению отходов в производственные процессы для получения продукции и по восстановлению и поддержанию биоразнообразия, чему существует немало практических примеров. Внедрение экологичных технологий позволяет предприятиям снижать производственные издержки, уменьшать объем потребляемых ресурсов и повышать конкурентоспособность выпускаемой продукции.

Собственные проводимые научно-исследовательские работы сосредоточены на развитии научно-методологических основ ресурсосберегающей переработки горнопромышленных отходов, на разработке и продвижении технологий более глубокой и комплексной переработки техногенного металлсодержащего сырья, адаптированных к его специфическим особенностям. Получены перспективные результаты в отношении шлаков черной и цветной металлургии, железоцинксодержащих шламов газоочистных систем доменных печей, клинкера вельцевания цинковых кеков, техногенного лома огнеупоров и шлаков алюмотермического производства и некоторых других отходов. Разрабатываются технологические линии переработки металлсодержащего техногенного сырья, в том числе с использованием центробежно-ударной

техники для селективной дезинтеграции. В отношении отходов от сжигания твердых коммунальных отходов проводятся многообещающие исследования по получению шлакового щебня, песка для строительных работ, вторичной металлсодержащей продукции и золошлаковых компактов из карбонизированных шлаков и золы, а также использованию золошлаковых отходов в технологии секвестрации углеродсодержащих газообразных выбросов [7].

Все разрабатываемые инновационные решения и технологические маршруты в отношении отходов горно-обогатительных и горно-металлургических производств, отходов от сжигания ТКО в целом направлены на природо- и ресурсосбережение, рассматриваются как факторы устойчивого развития компаний и снижения экологических рисков.

Список использованных источников

1. О состоянии и об охране окружающей среды Российской Федерации в 2022 году. Государственный доклад. – М.: Минприроды России; МГУ имени М.В. Ломоносова, 2023. 686 с.
2. Чантурия В.А., Шадрунова И.В., Горлова О.Е. Инновационные процессы глубокой и экологически безопасной переработки техногенного сырья в условиях новых экономических вызовов // Устойчивое развитие горных территорий. 2021. Т.13. №2(48). С. 224-237.
3. Развитие технологических инноваций глубокой и комплексной переработки техногенного сырья в условиях новых экономических вызовов / В.А. Чантурия, И.В. Шадрунова, О.Е. Горлова, Е.В. Колодежная // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2020. № 1. С. 159-171.
4. ESG-трансформации в сфере переработки техногенного минерального сырья / И.В. Шадрунова, Е.В. Зелинская, Н.Н. Орехова [и др.] // Горная промышленность. 2023. № 1. С. 71-78.
5. Горлова О.Е. Управление горно-металлургическими отходами – инструмент снижения техногенных угроз / О.Е. Горлова, Н.Н. Орехова // Современные достижения университетских научных школ: Сб. докладов национальной научной школы-конференции, Магнитогорск, 25–26 ноября 2024 года. Магнитогорск: МГТУ им. Г.И. Носова, 2024. С. 146-153.
6. Шадрунова И.В. Повышение эффективности переработки и монетизации горнопромышленных отходов как фактор устойчивого развития горно-металлургических компаний и снижения экологических рисков / И.В. Шадрунова, О.Е. Горлова, Е.В. Колодежная // Инновационные процессы обогащения и глубокой переработки редкометаллического и горно-химического сырья и комплексных руд цветных и черных металлов: Материалы международной конференции, Апатиты, 23–27 сентября 2024 года. – Апатиты: Изд-во ФИЦ КНЦ РАН, 2024. С. 440-444.
7. Колодежная Е.В., Шадрунова И.В., Гаркави М.С. Потенциал использования шлаков мусоросжигательных установок для связывания углекислого газа // Экология и промышленность России. 2022. Т. 26, № 3. С. 40-45.

Best practices in mining and metallurgical waste management:
innovative approaches to resource conservation and greening of production

Gorlova O.E., Shadrunova I.V., Kolodezhnaya E.V.

The article presents the results of an analysis of innovative technologies for complex and deep waste processing used today by large mining and metallurgical companies to simultaneously solve the problems of more efficient use of resources and improve the environmental safety of production activities, as well as the results of their own research to improve the efficiency of processing and commercial use of metal-containing waste.

ЭКОЛОГИЧЕСКАЯ ГОРНОПРОМЫШЛЕННАЯ ПОЛИТИКА РОССИИ И НАИЛУЧШИЕ ДОСТУПНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ

К.К. Размахнин[1,2], И.С. Курошев[2]

[1] ФГБУН «Институт горного дела им. Н.А. Чинакала Сибирского отделения РАН» Читинский филиал, г. Чита, Российская Федерация

[2] ФГАУ НИИ «Центр экологической промышленной политики», Москва, Российская Федерация

e-mail: igdranchita@mail.ru

Рассмотрен вопрос развития экологической горнопромышленной политики России. Описана стратегия вовлечения вторичных ресурсов в экономический оборот, направленная на обеспечение принципов ресурсосбережения и ресурсной эффективности при добыче и переработке минерального сырья.

Интенсивное развитие горнопромышленной отрасли России обуславливает необходимость формирования надёжной экологической политики государства, основой которой является совершенствование нормативно-правовой базы по охране окружающей среды, а также определение системы приоритетов и рациональное природопользование. Вместе с тем, большое значение имеет устойчивое развитие экологической горнопромышленной политики как практического инструмента для обеспечения создания модели экономики замкнутого цикла, при которой происходит вовлечение в хозяйственный оборот вторичных ресурсов, образование экологических симбиозов, позволяющих предприятиям вовлекать в переработку отходы друг друга, принятие законодательных актов, направленных на снижение техногенного воздействия индустрией.

Общероссийская тенденция предприятий горной отрасли промышленности к соблюдению экологического законодательства, с учётом геополитических обстоятельств и происходящих изменений в нормативно-правовой базе, обуславливает снижение негативного воздействия на компоненты окружающей среды при существующей динамике роста минерально-сырьевого сектора экономики. При этом экологическая горнопромышленная политика характеризуется как система предпринимаемых государством мер (юридических (в т.ч. законотворческих), экономических, политических, социальных) с целью устойчивого управления экологической ситуацией и обеспечения рационального недропользования. Эффективная экологическая политика в горной промышленности нацелена, в первую очередь, на экологическую безопасность, которая обеспечивается за счёт применения надёжных и эффективных технических и технологических решений, базирующихся на принципах ресурсной эффективности. Соответственно, экологическая горнопромышленная политика является частью промышленной политики государства, направленной на модернизацию горной отрасли промышленности через её экологизацию, с помощью создания ресурсоэффективных и экологичных производств.

Следует отметить, что к числу наиболее важных достигаемых в результате проведения экологической горнопромышленной политики эффектов следует отнести ускорение темпов технологического развития отрасли и внедрение наилучших доступных технологий (НДТ), основанных в т.ч. на научно-исследовательских и опытно-конструкторских работах, проведённых непосредственно в производственных условиях. При этом приоритетами экологической политики в горнопромышленной отрасли являются: устойчивое развитие горной промышленности; применение наилучших доступных и перспективных технологий; достижение показателей ресурсной эффективности; сокращение образования и накопления отходов; минимизация негативного воздействия на окружающую среду. К задачам экологической горнопромыш-

ленной политики относятся: анализ движения минеральных ресурсов в экономике отрасли и государства; оценка современного уровня развития техники и технологии; определение ресурсоэффективности; установление комплексных показателей и индикаторов ресурсоэффективности; определение и оценка НДТ; поддержка недропользователей.

Реализация экологической горнопромышленной политики предполагает получение следующих результатов: согласование с недропользователями и природоохранным регулятором устанавливаемых в Информационно-технических справочниках НДТ норм; рост уровня соблюдения природоохранного законодательства; повышение производительности и эффективности использования минеральных ресурсов; увеличение доли вовлекаемых в хозяйственный оборот отходов горного производства.

В этой связи, с целью повышения уровня ресурсной эффективности горнопромышленного производства, ФГАУ НИИ ЦЭПП разработана Стратегия вовлечения вторичных ресурсов в экономический оборот, обеспечивающая создание благоприятных условий в сфере обращения с отходами и достижение основной цели устойчивого развития, заключающейся в формировании необходимой инфраструктуры и содействии минерально-сырьевой индустриализации на основе инновационного подхода. Кроме того, данная Стратегия направлена на обеспечение перехода к рациональным моделям потребления и горно-металлургического производства, ликвидации зависимости между высокими темпами роста индустрии и потреблением соответствующих ресурсов, необходимых для её развития и функционирования, а также на максимальное сокращение объемов образования и накопления отходов.

Основными принципами данной Стратегии являются: *ресурсосбережение*, представляющее собой систему экологических, экономических, научных, организационных, информационных, технических и технологических факторов и процессов, обеспечивающих рациональное и эффективное использование минерального сырья (в т.ч. техногенного), материалов и энергии направлено на рациональное и экономное использование ресурсов на всех стадиях жизненного цикла продукции (концентратов, отходов и т.д.); *ресурсная эффективность*, характеризующаяся повышением эффективности использования ресурсов на протяжении всего жизненного цикла минеральной продукции, достигаемого посредством устойчивого и рационального производства, переработки и применения ресурсов; *гармонизация задач* экологического, горнопромышленного, научного, социального и экономического развития России.

Стратегические принципы и подходы к реализации Стратегии вовлечения вторичных ресурсов в экономический оборот (в т.ч. в части горнопромышленной экологии) включают:

– создание системы мониторинга и анализа данных для обеспечения условий вовлечения вторичного минерального сырья;

– создание устойчивой инфраструктуры вовлечения вторичных ресурсов (вторичного минерального сырья) в экономический оборот;

– развитие рынка вторичных минеральных ресурсов, производство из них товарной продукции и формирование устойчивого спроса (на вторичное минеральное сырьё и на продукцию на его основе);

– формирование правил регулирования системы обращения с вторичным минеральным сырьём;

– проведение исследований в сфере вовлечения вторичных ресурсов (минерального сырья) в экономический (хозяйственный) оборот.

Одними из наиболее эффективных инструментов для реализации разработанной Стратегии являются информационно-технические справочники по наилучшим доступным технологиям (ИТС НДТ). В настоящий момент разработано 53 справочника ИТС, в том числе – 41

отраслевой, 6 из которых напрямую относятся к горнопромышленной отрасли. При этом во вновь актуализируемых ИТС НДТ установлены три категории показателей, направленных на стимулирование горнопромышленных предприятий к эколого-технологической модернизации и повышению ресурсной эффективности: технологические показатели по выбросам/сбросам; целевые показатели ресурсной и энергетической эффективности; индикативные показатели удельных выбросов парниковых газов. При этом достижение данных показателей является критерием оценки инвестиционных проектов модернизации горнопромышленных предприятий, в том числе, при рассмотрении заявок на получение мер государственной поддержки.

Environmental mining policy of Russia and best available technologies

Razmakhnin K.K., Kuroshev I.S.

The issue of development of ecological mining industrial policy of Russia is considered. The Strategy of involvement of secondary resources in economic turnover is described, aimed at ensuring principles of resource conservation and resource efficiency in extraction and processing of mineral raw materials.

ЭКОЛОГООРИЕНТИРОВАННЫЙ ПОДХОД К РАЗРАБОТКЕ ТЕХНОЛОГИЙ ОБОГАЩЕНИЯ БЕДНЫХ ЖЕЛЕЗОСОДЕРЖАЩИХ РУД

Е.В. Колодежная[1], И.В. Шадрунова[1], О.Е. Горлова[1], М.С. Гаркави[2], И.С. Хардин[2]

[1] ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н. В. Мельникова РАН», Москва, Российская Федерация

[2] ЗАО «Урал-Омега», г. Магнитогорск, Российская Федерация

e-mail: kev@uralomega.ru

Одним из перспективных направлений развития железорудной базы уральских горнометаллургических компаний является переработка месторождений бурожелезняковых руд. Рассмотрены вопросы перспективности применения сухой рудоподготовки и операций обогащения в технологических схемах обогащения бурых железняков. В работе представлены результаты переработки бедной железной руды по технологической схеме сухого обогащения.

Несмотря на периодически меняющиеся глобальные экономические и технологические условия, основой развития горнометаллургической отросли был и остается минерально-сырьевой капитал. Одним из направлений развития базы железорудного сырья является введение в эксплуатацию месторождений бурожелезняковых руд. Основные месторождения бурых железняков расположены на Урале, в Читинской области и Красноярском крае. Содержание железа в рудах составляет 17–44%. Наличие в руде порошковых, охристых формаций и глины, а также повышенное содержание фосфора вызывает трудности при разработке технологий их обогащения. Традиционно переработка таких руд осуществляется по сложным обжиг-магнито-гравитационным схемам, включающим, как правило, стадиальную промывку и обесшламливание руды, что значительно удлиняет технологическую цепочку фабрики. В связи с перечисленными аспектами оценка возможности обогащения бурожелезняковых руд сухими методами является актуальной научно-практической задачей.

Использование воды в качестве транспортирующей и разделительной среды в обогатительных операциях увеличивает объем перерабатываемой рудной массы и удорожает проект в целом. Необходимость строительства вблизи горнообогатительного комбината хвостохранилища и станции очистки сточных вод создает дополнительные экологосоциальные трудности.

На Южном Урале известно свыше 20 некрупных месторождений бурых железняков (Туканское, Тара, Наратай и др), представляющих собой серию тектонических чешуй, имеющих значительное сходство и однотипность отдельных объектов. Приуроченность рудных тел к определенным стратиграфическим горизонтам обуславливает линейность в их расположении. Запасы железных руд данного района по категориям А+В+С1 составляют около 70 млн т [*Государственный баланс запасов полезных ископаемых РФ на 1 января 1998 г. Выпуск 1. Железные руды, часть 4. Уральский регион. Москва, 1998 г.*].

Все месторождения расположены в горной местности, в значительной удаленности от транспортной инфраструктуры (автомобильные дороги, железнодорожные пути) и трудовых ресурсов. Стабильность водоснабжения технологических процессов также вызывает трудности при освоении небольших месторождений, расположенных в горных и засушливых районах. Наличие в руде глины и охристых руд потребует создания особенных условий при транспортировке и складировании исходного сырья, а также сгущение продуктов переработки. Наличие железосодержащих минералов ряда гётит-гидрогётит определяет необходимость проведения магнетизирующего обжига, что ставит под сомнение целесообразность использования воды в последующих процессах обогащения.

В этой связи разработка схемы сухого обогащения бурожелезняковых руд позволит вводить в эксплуатацию мелкие месторождения, расположенные в неблагоприятных условиях, снизить энергетические затраты во всех операциях обогащения и удешевить природоохранные мероприятия, за счет исключения затрат на строительство и содержание хвостохранилища. Сухие фракционированные хвосты обогащения в виде гравия, щебня, песка найдут применение в качестве строительных материалов.

Технологии обогащения с использованием сухой магнитной и электрической сепараций, пневматического обогащения, радиометрических методов сегодня можно назвать альтернативой традиционным гравитационным и флотационным схемам обогащения, и имеющими большие перспективы для многих видов минерального сырья. Особенностью опробованных технологических решений является использование центробежно-ударной техники в операции помола (Измельчительный комплекс КИ компании «Урал-Омега» (РФ)). Реализуемый в оборудовании принцип разрушения свободным ударом в воздушной среде и возможность регулирования величины прилагаемой нагрузки под особенности перерабатываемого сырья, предопределили наш выбор. При разрушении бурожелезняковой руды произойдет избирательное разрушение частиц менее прочных глинистых минералов и бедных охристых минералов. Последующая воздушная классификация позволит получить продукты, отличающиеся не только по гранулометрическому, но и химическому составу.

Объектом исследований является бурожелезняковая охристая руда, отобранная на одном из месторождений Зигазино-Комаровской группы (республика Башкирия Белорецкий район). Опробованные руды относятся к гипергенным бурым железнякам, сформировавшиеся при выветривании сидеритов, а также основных и ультраосновных пород. Руда содержит 0,02% фосфора и является перспективным металлургическим сырьем (таблица 1).

Таблица 1. Химический состав технологической пробы руды

Массовая доля компонентов, %									
Fe	**SiO_2**	**CaO**	**MgO**	**Al_2O_3**	**TiO_2**	**MnO**	**K_2O**	**SO_3**	**пмпп**
42,8	14,0	0,28	0,80	9,60	0,30	1,40	1,79	42,8	9,03

Влажность руды составила 8,5%. Технологические испытания включали сушку исходного материала без магнетизирующего обжига, дробление для удаления агрегатов, помол руды

в центробежно-ударной мельнице до крупности менее 0,315 мм, воздушную классификацию и магнитную сепарацию.

Исходная руда измельчалась и классифицировалась в комплексе КИ с получением «крупного» продукта и шламов. В результате испытаний установлены оптимальные параметры работы комплекса, позволяющие достичь требуемой крупности помола руды при минимальных потерях ценного компонента со шламами (рисунок 1).



Рисунок 1. Зависимость количества потерь ценного компонента со шламами от крупности помола руды

При повышении крупности руды количество потерь железа в шламовом продукте уменьшается, а затем увеличатся, введу недораскрытости сростков железистых минералов и минералов пустой породы.

«Крупный» продукт классификации подавался на магнитную сепарацию с получением железного концентрата в магнитном продукте и хвостов обогащения. Качественного-количественная технологическая схема испытаний приведена на рисунке 2.



Рисунок 2. Качественно-количественная схема переработки

Разработана и испытана технологическая схема сухого обогащения бурожелезняковой руды (без магнетизирующего обжига). Полученные показатели переработки свидетельствуют о возможности получения железного концентрата для аглодоменного производства с массовой долей Fe 52,9–54,7% при извлечении до 72,3%.

Данная технологическая схема может рассматриваться в качестве альтернативны гравитационного технологиям обогащения и мокрой магнитной сепарации руд бурых железняков при проведении расчетов технико-экономического обоснования отработки некоторых месторождений.

An environmentally-oriented approach to the development of technologies for processing poor iron ores

Kolodezhnay E.V., Shadrunova I.V., Gorlova O.E., Garkavi M.S., Hardin I.S.

One of the promising areas for the development of the iron ore base of the Ural mining and metallurgical companies is the processing of lignite ore deposits. The issues of the prospects of using dry ore preparation and enrichment operations in technological schemes for the enrichment of brown iron ore are considered. The paper presents the results of the processing of poor iron ore according to the technological scheme of dry enrichment.

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ И ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ВОЗМОЖНОСТЕЙ РАЗМЕЩЕНИЯ ОТХОДОВ ГОРНОПРОМЫШЛЕННЫХ ПРОИЗВОДСТВ МУРМАНСКОЙ ОБЛАСТИ: ПОТЕНЦИАЛ К ИСПОЛЬЗОВАНИЮ*

А.В. Светлов, Д.В. Макаров, Е.О. Поторочин

ФГБУН ФИЦ «Кольский научный центр РАН»
Институт проблем промышленной экологии Севера – обособленное подразделение,
г. Апатиты, Российская Федерация

e-mail: a.svetlov@ksc.ru

Сложные климатические условия не являются критическим препятствием при использовании современных подходов к переработке некондиционного сырья. Вместе с тем отсутствие строгости в определениях правовых норм создаёт неоднозначные ситуации в применении федерального законодательства.

Проблема защиты окружающей среды при хранении горнопромышленных отходов является актуальной для всего мира. Российская Федерация имеет свою специфику, а именно связанную с добычей относительно бедного минерального сырья, часто нетрадиционных его видов, содержащих несколько полезных компонентов, что приводит к неизбежным потерям ценных компонентов в процессах добычи и обогащения, а местами сложно контролируемому переходу в отходы, при использовании, казалось бы, зарегулированных и многократно отработанных технологических приёмов. Исключительным является и географическое положение минерально-сырьевой базы – значительная часть промышленных месторождений расположена в Арктической зоне Российской Федерации (АЗ РФ). Пространство нашей Родины, а собственно, и доля территорий с естественными экосистемами, позволяет как бы «компенсировать» нагрузку на окружающую среду. Однако только за 2021 год отходы добычи и обогащения руд в Мурманской области составили 99,4% от общего объёма отходов производства и потребления в регионе, что в натуральных значениях равно 290 млн т.

Объективно понятно, что воздействие минерально-сырьевого комплекса на окружающую среду приобрело в горнопромышленных регионах устойчивый характер. Отходы недропользования в целом, отходы добычи и обогащения руд в частности, могут и представляют большой интерес для доизвлечения полезных компонентов, целого спектра прикладных работ по оптимизации накопленного ущерба окружающей среде, но, как правило, всё заканчивается научными исследованиями. Научный запас лабораторных наработок показывает: накопленные отходы обладают потенциалом для их использования в различных сферах производственной

* ***Работа выполнена в рамках темы НИР № 1023032200038-4 (2025-2027 гг.).***

деятельности и реальной экономики (ликвидация горных выработок, процессы извлечения полезных компонентов, рекультивации земель, производство строительных материалов и т.д.). Также очевидна проблема низкой востребованности реализации накопленных знаний научными коллективами. Действующее правовое поле предполагает комплексное использование отходов, вовлечение их во вторичное производство с применением наилучших доступных технологий. В ст. 23.4 ФЗ «О недрах» недропользователь имеет право использовать отходы для собственных нужд. Но вместе с тем, существует и ряд правовых коллизий, ограничивающих недропользователя в стремлении использовать отходы от эксплуатации недр.

ИППЭС КНЦ РАН (Институт) имеет обширный перечень выполненных исследований в самых разных направлениях переработки отходов Мурманской области. Институт выполняет, в том числе, совместные исследования с обособленными подразделениями ФИЦ КНЦ РАН. Ключевые направления работ: оптимизация пыления хвостохранилищ, очистка сточных вод горнопромышленных предприятий, а также разработка и развитие методов извлечения ценных компонентов из накопленных отходов (забалансовые и вскрышные породы, хвосты обогащения, осадки прудков отстойников системы очистки сточных вод и т.п.), а также получение строительных материалов.

Процессы добычи и обогащения полезных ископаемых формируют основу проблемы накопления отходов. При отсутствии вовлечения в переработку формируется техногенный ландшафт, который качественно меняет экологию прилегающих территорий. На первое место выходит отвод значительных, изначально естественно-природных, территорий под размещения вскрыши, забалансовых руд, складов рудного материала, хвостов обогащения, шлакоотвалов, а также формирование инфраструктурных объектов, обеспечивающих функционирование предприятий. На примере сульфидсодержащих отходов горнометаллургического комплекса можно качественно продемонстрировать настоящие и перспективные риски. Присутствующие в составе отходов сульфиды этих металлов, а также сульфиды железа, содержащие цветные металлы в виде изоморфных примесей, в процессе хранения окисляются, тяжелые металлы при этом переходят в водорастворимые соли. Необходимо отметить, что гипергенные изменения техногенных продуктов протекают реактивнее, чем в естественных геологических условиях. Одним из факторов, интенсифицирующих процессы гипергенных изменений, является активация поверхности минералов, протекающая при их измельчении.

Для выявления возможности использования гидрометаллургических методов переработки отвальных гранулированных шлаков комбината «Печенганикель» была проведена серия исследований. Учитывая, что сульфиды цветных металлов шлака находятся внутри силикатной матрицы, для лучшего доступа выщелачивающего реагента к минералам было применено измельчение и последующее окомкование в агломераторах. Выполненные эксперименты, с получением окатышей из измельченного до -40 мкм шлака при соотношении Т:Ж=5-3:1, где в качестве связующего применяли 10%-ый раствор H_2SO_4, а диаметр окатышей для испытаний составлял 0,8-1 см, прочность при сжатии – 2,3-2,5 МПа, продемонстрировали интересные результаты. Перколяционное выщелачивание вели 1-3%-ной серной кислотой в колонках диаметром 45 мм в течение 110 суток. Предварительно проводили влагонасыщение окатышей водой. Загрузка составляла 150 г. Пауза между орошениями составляла 3-5 суток, объем подаваемой кислоты – 25 мл. Исходный шлак содержал, %: Ni 0.155, Cu 0,115, Co 0,09. Концентрации металлов в продуктивных растворах приемлемы для промышленной реализации метода, при условии их наращивания путем организации оборота растворов и интенсификации выщелачивания с использованием окислителей. За 107 суток в раствор перешло около 17% никеля. Для кобальта показатели составили 8,6%. Значительно хуже выщелачивается медь (4,6%).

Другим примером может служить направление, где проводятся исследования в области очистки сточных вод. Формирование искусственных геохимических барьеров позволит эффективно защищать поверхностные и подземные воды от загрязняющих веществ, попадающих в результате сброса сточных вод предприятий горнодобывающей промышленности, растворения горных пород отвалов, хвостохранилищ и т.п. В качестве материалов для создания геохимических барьеров можно использовать: отходы горнопромышленного комплекса (вскрышные породы, хвосты обогащения); искусственные смеси или модифицированные различным образом минералы; продукты глубокой химико-металлургической переработки руд и концентратов. Хвосты обогащения медно-никелевых руд комбината «Печенганикель» состоят из серпентина (60%) и магнетита (13%). Материал предварительно измельчали до крупности -0,063 мм. Гранулирование проводили методом окатывания с использованием лигносульфоната. Полученные гранулы обжигали в течение 2 часов при температурах 650 и 700°С. Моделируя возможность использования гранул при сооружении искусственных барьеров для очистки и оценки общей эффективности, применяли шахтные воды рудника «Северный». Вода содержала, мг/л: Ni – 0,808, Cu – 0,078, Fe – 1,215; уровень pH – 9,6. При соотношениях смеси реагент : раствор 5 г/л остаточные концентрации металлов в растворе не превышали ПДК для рыбохозяйственных водоемов ($ПДК_{рбх}$, мг/л: Cu – 0,001, Ni – 0,01, Fe – 0,1). Продолжительность взаимодействия – 3 ч. Степень очистки шахтных вод от металлов достигала 99%.

В законодательстве РФ о недрах отсутствует закрепление ряда терминов и определений, применяемых в правовых нормативных актах. Нет понятия «Техногенное месторождение», что препятствует вторичному вовлечению в производственный цикл, соответственно отсутствуют: законодательный механизм перевода отходов недропользования в техногенные месторождения, механизм лицензирования деятельности по разработке техногенных месторождений, административный регламент надзорных органов и т.п. ФЗ-89 «Об отходах производства и потребления» определяет отходы, как вещества или предметы, образованные в процессе производства работ, выполнения услуг или в процессе потребления, подлежащие удалению, то есть по сути они должны быть ликвидированы. Подобный подход не позволяет рассматривать отходы в качестве вторичного сырья. В законе «О недрах» отсутствует четкий механизм закрепления права собственности на отходы недропользования. С одной стороны, отмечено, что недропользователь может самостоятельно использовать отходы от добычи недр в соответствии с представленным перечнем видов использования (для собственных нужд, для ликвидации горных выработок, рекультивации земель). С другой – государство признает за собой право на использование недр (ч. 1 ст. 12 ФЗ «О недрах»), поскольку содержащиеся в недрах полезные компоненты и ресурсы являются государственной (федеральной или региональной) собственностью. Отмечено, что только добытые полезные ископаемые по условиям лицензии могут принадлежать недропользователю после уплаты налога на добычу полезных ископаемых (НДПИ). В случае же повторного использования отходов добычи и обогащения для извлечения полезных компонентов возникает необходимость повторной оплаты за негативное воздействие на окружающую среду (НВОС). Отсутствие строгости в определении указанных правовых норм создаёт ситуации неоднозначного применения федерального законодательства, что несет в себе значительные, и прежде всего, экономические риски для недропользователей, а соответственно обуславливает низкую востребованность реальным сектором научных наработок. В целом же, вместе с отсутствием обязанности проведения комплексной геолого-экономической оценки использования отходов недропользования хозяйствующим субъектом, возникает пусть и условное, но препятствие вовлечению отходов в технологический процесс

добычи полезных ископаемых, т.к. делает извлечение компонентов «рискованным» делом, по вышеобозначенным причинам.

Technological and environmental aspects of the placing waste possibilities mining industries in the Murmansk region, potential for use

Svetlov A.V., Makarov D.V., Potorochin E.O.

Difficult climatic conditions are not a critical obstacle when using modern approaches to processing substandard raw materials. At the same time, the lack of strictness in the definitions of legal norms creates ambiguous situations in the application of federal legislation.

К ВОПРОСУ О МОРФОЛОГИЧЕСКИХ РАЗНОВИДНОСТЯХ ВЫДЕЛЕНИЙ САМОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ В МЕСТОРОЖДЕНИЯХ ДАЛЬНЕВОСТОЧНОГО РЕГИОНА

Н.М. Литвинова, Н.А. Лаврик, В.Ф. Степанова, В.И. Усиков, Ю.А. Азарян, Е.В. Алексеева

ФГБУН «Хабаровский ФИЦ Дальневосточного отделения РАН», Институт горного дела, г. Хабаровск, Российская Федерация

e-mail: nauka22@yandex.ru; lavrik@igd.khv.ru

Показаны результаты минералогических и электронно-микроскопических исследований золотосодержащих проб рудных и россыпных месторождений Приморского и Хабаровского края. Приведены примеры изучения сферических форм – одной из интереснейших морфологических разновидностей выделений самородных металлов и минералов.

Одной из интереснейших форм выделения минералов являются сферические образования. В виде сфер отмечались выделения золота и серебра, некоторых самородных металлов (Fe, Cr и др.) и различных интерметаллидов (Cu-Zn, Fe-Ni-Co и др.), а также оксидов металлов, сложных силикатов и алюмосиликатов. К настоящему моменту известно, что подобные образования встречаются в метеоритах, в магматических и гидротермальных породах [1], в пеплах вулканов [2], а также в золе углей [3]. Нередко правильные и искажённые сферические выделения, а также их сростки отмечаются при изучении шлихов золотороссыпных месторождений [4, 5]. Структура сферических выделений разнообразна: простая и сложная аморфная или тонкокристаллическая; нередко содержатся включения породообразующих минералов.

Так, например, по результатам наших исследований шлихов россыпей золота южного склона Белой Горы яркой характерной особенностью магнитной и электромагнитной фракций является присутствие многих самородных металлов и интерметаллидов, а также оксидов железа и титана в виде сфероидов (до 10%), их сростков, почковидных образований величиной от 50–70 мкм до 1–2 мм [4].

В пробах кварцевых брекчий Покровско-Троицкого золоторудного месторождения (Хабаровский край) отмечаются единичные сплющенные сферические выделения (до 200 мкм) кюстелита (серебра с примесью золота) (рисунок 1, а). Зёрна серебра содержат включения высокоуглеродистых образований.

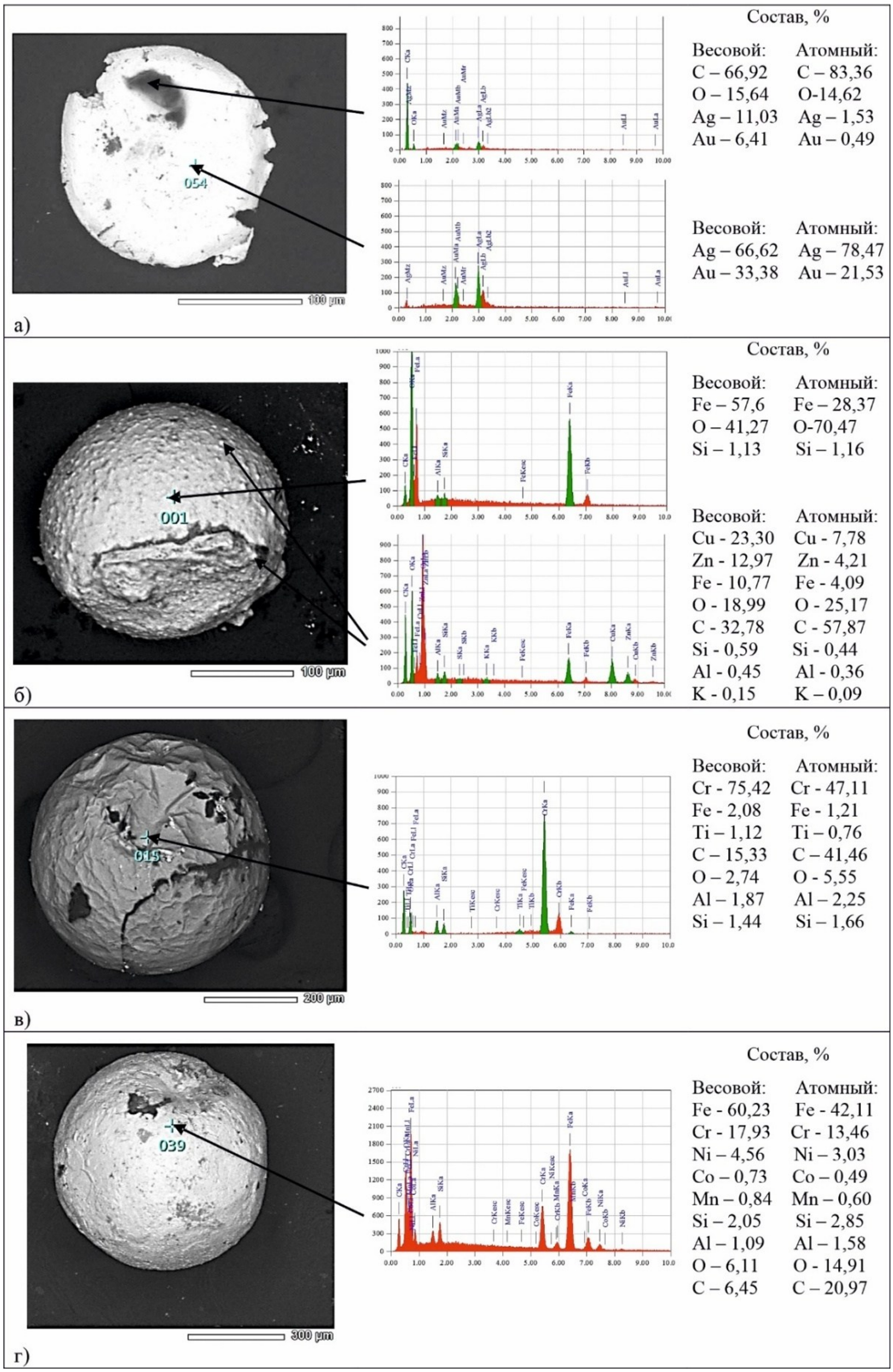


Рисунок 1. Сферические образования в золоторудных и золотороссыпных месторождениях юга Дальнего Востока:
а) кюстелит (Покровско-Троицкое месторождение); б) магнетит (Благодатненский узел); в) карбид хрома; г) интерметаллид Fe-Cr-Ni-Co-Mn (Охотский район)

В пробах Благодатненского золото-россыпного узла (Приморский край) наряду с золотом выявлены шарики (до 300 мкм) магнетитового и титаномагнетитового состава с включениями цинкистой меди (до 10 мкм) (рисунок 1, б). При этом основную массу пробы составляли кристаллы и обломки зёрен лимонита, амфибола, пироксена, светло-розового граната (альмандина), циркона, магнетита, ильменита, пирита, касситерита, пиролюзита.

В техногенных песках Охотского района Хабаровского края, содержащих в тяжелой фракции, в основном - магнетит, титаномагнетит, ильменит, лимонитом, вольфрамит (ферберит и гюбнерит), сферические выделения составляют до 10 %. Отмечаются сферические образования карбида хрома (до 500 мкм) и сложных интерметаллидов кобальт-никель-хром-железистого состава (до 400 мкм) (рисунок, 1, в, г). Присутствуют минералы группы карбидов железа и твердых растворов хрома, марганца, кобальта, цинка, меди и высокоуглеродистых веществ.

Сферы карбида хрома имеют тёмно-синий цвет с яркой побежалостью. Сферы различных интерметаллидов имеют сероватый и соломенно-жёлтый цвет.

Как показывает опыт исследований, содержание сферических выделений в пробах концентратов рудных и россыпных месторождений изменчиво – от единичных выделений до 10%. Изучение сферических образований в породах рудных месторождений и в россыпях имеют несомненно важное значение при изучении вопросов, связанных с генезисом месторождений и геологических процессов в целом, определения оптимальных технологических параметров при переработке минерального сырья.

Список использованных источников

1. Новгородова М.И. Самородные металлы в гидротермальных рудах. М.: Наука, 1983 г. 288 с.
2. Сандимирова Е.И. Сферические минеральные образования вулканических пород Курильских островов и Качатки. Автореферат. Петропавловск-Камчатский, 2008. 24 с.
3. Лаврик Н.А., Литвинова Н.М., Коновалова Н.С. и др. Самородные металлы в бурых углях Ушумунского месторождения и Сутарского проявления (Дальний восток) // В сб.: научных трудов «Проблемы комплексного освоения георесурсов» VI Всероссийской научной конференции с участием иностранных ученых. 2017. С. 197-204.
4. Гурман М.А., Щербак Л.И., Богомяков Р.В., Вылегжанина Е.В. Минералого-технологические исследования техногенных образований золотосодержащей россыпи // ФИТПРПИ. 2016. № 5. С. 151–159.
5. Лаврик Н.А., Литвинова Н.М., Лаврик А.В. Минералого-технологические особенности золота из россыпей южного склона Белой Горы (Хабаровский край) и этапы его формирования // Георесурсы, 25(3), 2023 С. 198–207.

On the issue of morphological varieties of native metal deposits in the Far Eastern region

Litvinova N.M., Lavrik N.A., Stepanova V.F., Usikov V.I., Azaryan Yu.A., Alekseeva E.V.

The results of mineralogical and electron microscopic studies of gold-bearing samples from ore and placer deposits in the Primorsky and Khabarovsk Territories are shown. Examples of studying spherical shapes, one of the most interesting morphological varieties of native metals and minerals, are given.

МОДЕЛИРОВАНИЕ ЦИКЛОВ СЕЗОННОГО ПРОМЕРЗАНИЯ – ОТТАИВАНИЯ ОБВОДНЁННЫХ ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ РУД*

В.В. Максимова[1,2], С.И. Мазухина[2]

ФГБУН ФИЦ «Кольский научный центр РАН»

[1] Центр наноматериаловедения, г. Апатиты, Российская Федерация

[2] Институт проблем промышленной экологии Севера – обособленное подразделение, г. Апатиты, Российская Федерация

e-mail: v.maksimova@ksc.ru; simazukhina@mail.ru

Исследовано влияние циклического замораживания на выщелачивание редкоземельных хвостов обогащения. Показано, что циклы замораживания-оттаивания влияют на состав растворов выщелачивания, фильтрацию воды и миграцию элементов, что важно для разработки технологий переработки и оценки экологических рисков.

Актуальность разработки и применения технологий вторичной переработки редкоземельных элементов обусловлена значительным увеличением их мирового использования в качестве важнейших компонентов для высокотехнологичных отраслей промышленности. Разработка инновационных технологий извлечения ценных компонентов из вторичного техногенного сырья способствует не только минимизации воздействия на окружающую среду, но и продлению операционного периода разработки месторождений после истощения первичных ресурсов.

Предполагается, что в перспективе обеспечение потребности в редкоземельных элементах будет все в большей степени осуществляться за счет освоения альтернативных, нетрадиционных источников, отличных от традиционных рудных залежей. В контексте нетрадиционных ресурсов, акцент на переработке техногенных месторождений с низким содержанием ценных компонентов представляет собой закономерный этап развития горнодобывающей отрасли.

Кольский полуостров обладает значительным ресурсным потенциалом редких земель, составляющим более половины подтверждённых запасов страны (около 32 млн т в пересчёте на оксиды). Основная часть запасов сосредоточена в Ловозерском и апатит-нефелиновых месторождениях Хибин. В госбалансе не учтены колоссальные объемы РЗМ в других месторождениях и рудопроявлениях Кольского полуострова, таких как эвдиалитовые и перовскитовые месторождения, пегматиты и сиениты (Ловозеро, Африканда, Западные Кейвы).

К перспективным вторичным источникам РЗЭ можно отнести хвостохранилища предприятия по обогащению лопаритсодержащих руд на Кольском полуострове, материал которых содержит в среднем до 1% TR_2O_3.

Разработка и внедрение технологий переработки хвостов обогащения редкоземельных руд сталкивается с рядом затруднений, связанных как с характером самого материала хвостов, так и с климатическими особенностями расположения хвостохранилищ. Основными особенностями материала хвостов является высокое содержание алюмосиликатов, в частности нефелина, что значительно сужает возможность применения гидрометаллургических методов; присутствие радионуклидов; значительное (порядка 20%) содержание шламовой фракции. Климатическими особенностями региона расположения являются холодный гумидный климат, характеризующийся избыточным увлажнением с неравномерным распределением осадков в районах со сложным рельефом.

* ***Исследование проведено в рамках тем НИР FMEZ-2025-0046, FMEZ-2025-0044.***

В рамках данной работы проводилось исследование влияния циклического замораживания-оттаивания на вязкость и химический состав растворов выщелачивания лежалых хвостов обогащения Умбозерской обогатительной фабрики. Хвостохранилище образовано в результате переработки комплексных редкометалльных руд Ловозерского щелочного массива. Местоположение объекта – центральная часть Мурманской области, район горы Аллуайв, примерно в 20 км от озера Умбозеро. Занимаемая площадь составляет 13,5 га.

В августе 1999 г. на руднике произошел горный удар, магнитуда которого оценивалась в 4,0-4,4. Это событие повлекло за собой серьезные разрушения горных выработок, что привело к остановке производственной деятельности, которая до сих пор не была возобновлена. В составе хвостов обогащения преобладающими минералами являются: нефелин (Na, K) $AlSiO_4$ (в среднем 45%), полевые шпаты (Na, K) $AlSi_3O_8$ (39,2%), эгирин $NaFe^{3+}(Si_2O_6)$ (13,5%). Содержание лопарита оценивается в пределах 0,5-1%, прочих минералов – 1,5%. По крупности хвосты представлены средне- и мелкозернистыми песками до 1 мм с коэффициентом фильтрации 0,39–0,45 м/ч.

Эксперимент проводился в перколяционной колонке диаметром 56 мм, оборудованной системой дренажа. В качестве выщелачивающего агента применялись дистиллированная вода, 1% и 5% растворы HNO_3, 1% и 5% растворы H_2SO_4 Температурный режим включал замораживание образцов до минус 15°С и последующее оттаивание при плюс 15°С.

Ход эксперимента состоял из нескольких этапов: 500 г материала хвостов помещались в колонку, насыщались дистиллированной водой до полного насыщения и появления небольшого количества воды над поверхностью хвостов. Далее через колонку фильтровался выщелачивающий раствор в количестве 150 мл. Вязкость раствора измерялась с помощью стеклянного капиллярного вискозиметра. Фильтрат собирался и направлялся на химический анализ. Колонка выдерживалась в течение 12 ч в контейнере с поддерживающейся отрицательной температурой. Затем колонка размораживалась при положительной температуре с одновременным пропусканием свежей порции выщелачивающего раствора в течение следующих 12 ч. Всего проведено 10 циклов замораживания.

На завершающем этапе отбирались пробы фильтрата для проведения анализа на содержание металлов и pH, что позволяло оценить степень миграции металлов после цикла замораживания-оттаивания. Изменение уровня pH и вязкости результирующих растворов представлено на рисунках 1 и 2.

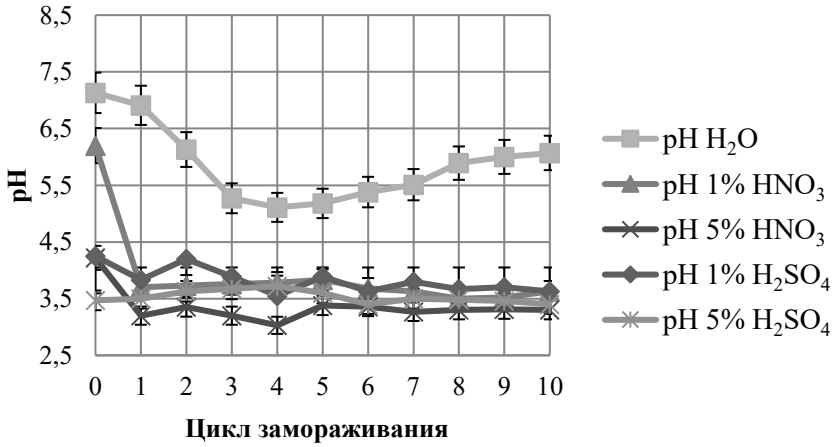


Рисунок 1. Изменение уровня pH растворов в зависимости от цикла замораживания

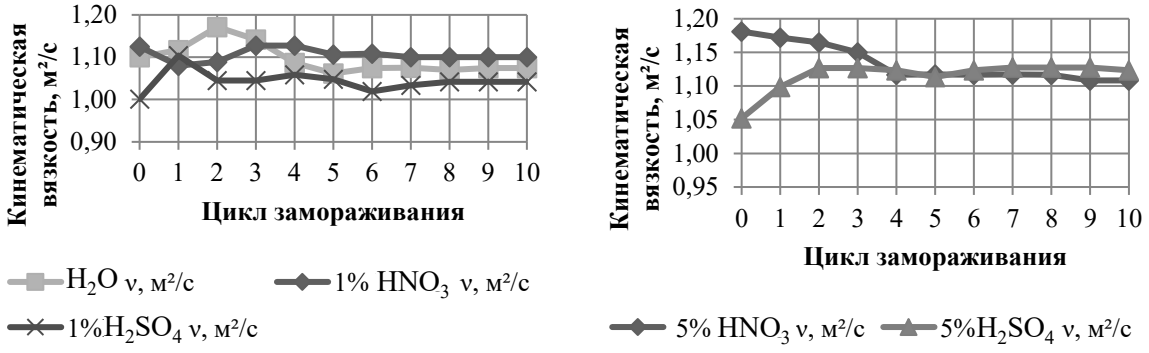


Рисунок 2. Изменение вязкости растворов в зависимости от цикла замораживания

Геохимические процессы в системах «вода – порода» в техногенных минеральных образованиях в условиях отрицательных температур и циклической смены условий протекают по иному механизму, чем при положительных температурах. Ключевую роль играют незамерзающие водные фазы, существующие благодаря криогенному концентрированию растворов и тонким пленкам воды на поверхности минералов. На холоде толщина водных пленок увеличивается, снижая прочность пород и активизируя их разрушение. Основной скачок вязкости растворов связывается с начальным вымыванием или накоплением внизу колонки шламовых частиц. С нарастанием количества циклов замораживания миграция раствора все значительнее происходит по сформированным каналам в толще хвостов. Обращает на себя внимание низкое значение вязкости результирующего раствора 1% H_2SO_4, что может быть полезно для рассмотрения вопроса о кучном выщелачивании хвостов. Температурные колебания приводят к периодическому изменению объема незамерзающей воды, растрескиванию пород и росту реакционно-активной поверхности. Скорость реакций в кислых и слабокислых системах может увеличиваться из-за формирования концентрированных растворов на границах ледяных зерен.

Таким образом, физико-химические условия в техногенных системах в циклах замораживания – оттаивания имеют ряд специфических черт, часть из которых приводит к ускорению выщелачивания металлов при невысокой вязкости продуктивного раствора. Данный факт должен приниматься во внимание как при рассмотрении гидрометаллургических аспектов переработки хвостов, так и при расчетах разубоживания при хранении и экологическом воздействии хвостохранилищ отходов обогащения редкоземельных руд.

Modeling of seasonal cycles of freezing and thawing
of water-saturated waste from the enrichment of rare earth ores

Maksimova V.V., Mazukhina S.I.

The effect of cyclic freezing on the leaching of rare-earth enrichment tailings has been investigated. It is shown that freeze-thaw cycles affect the composition of leaching solutions, water filtration, and migration of elements, which is important for the development of processing technologies and the assessment of environmental risks.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ НЕОДНОРОДНОГО СТРОЕНИЯ РУДНОГО ШТАБЕЛЯ НА ЕГО ТЕПЛОВОЙ РЕЖИМ ПРИ КУЧНОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ ЗОЛОТА В ХОЛОДНОМ КЛИМАТЕ

М.В. Каймонов, Н.Д. Прудецкий, Л.Л. Фёдорова, И.И. Саввинов
ФГБУН ФИЦ «Якутский научный центр Сибирского отделения РАН»
Институт горного дела Севера им. Н.В. Черского,
г. Якутск, Российская Федерация
e-mail: gtf@igds.ysn.ru

Проведено исследование возможностей изучения строения рудного штабеля геофизическими методами на полигоне кучного выщелачивания месторождения «Северное» в Алданском районе Якутии с ноября 2022 по июль 2024 г. В зимний период применялись георадиолокация и бесконтактное измерение электрического поля, а летом – георадиолокация и электротомография. Данные методы позволяют с высокой степенью надёжности определить электрофизические свойства горных пород рудного штабеля и зоны их насыщения выщелачивающим раствором. Компьютерное моделирование теплового режима рудного штабеля при кучном выщелачивания золота в холодном климате проводилось на 3D-модели в программном комплексе Frost 3D. Проведены многовариантные расчёты с учётом неоднородного строения рудного штабеля. Проведённые полевые исследования рудного штабеля в разные периоды года и при различных режимах орошения позволяют сделать следующие выводы: использование двух геофизических методов георадиолокации и электротомографии в комплексе, позволяет наиболее точно описать сложное строение и состояние рудного штабеля; в рудном штабеле в процессе его формирования и эксплуатации возникают зоны переуплотнения достаточно значительного размера, а также зоны с негабаритами, с многочисленными пустотами, не заполненными мелкими фракциями руды, в которых меняется направление фильтрационных потоков (рисунок 1).

Расчёты в ПК Frost 3D показали, что для сохранения положительных температур в рудном штабеле температура растворов должна быть не ниже плюс 3°С, а скорость фильтрации зимой не ниже 0,5 м/сут. Теплоизоляция поверхности рудного штабеля поддерживает положительную температуру под изоляцией. Уплотнённые зоны с низкой фильтрацией замедляют выравнивание температуры на 3-6 месяцев, в зависимости от их размера и начальной температуры. Повышение температуры в таких зонах увеличивает их проницаемость, изменяя общий поток фильтрации. Породы под блоком из уплотнённых зон с низкой фильтрацией исключаются из равномерного орошения и выщелачивания, вовлекаясь в процесс с задержкой на 3–4 месяца и более. Уплотнённые зоны существенно влияют на температурный режим рудного штабеля, особенно в нижнем ярусе (рисунки 2, 3).

Согласно расчётам, проведённым в ПК Frost 3D на компьютерной модели РШ для сохранения положительных температур в теле РШ температура растворов не должна быть ниже +3°С, скорость фильтрации в зимний период не должна быть ниже v_x = 0,5 м/сут. При условии теплоизоляции поверхности РШ, обеспечивающего его положительную температуру под теплоизоляцией. Наличие в рудном штабеле зон уплотнённых пород с пониженной фильтрацией замедляет процесс выравнивания общей температуры рудного штабеля на период от 3 до 6 месяцев в зависимости от начальной температуры этих зон и их размера. Существенное значение имеет размер этих зон.

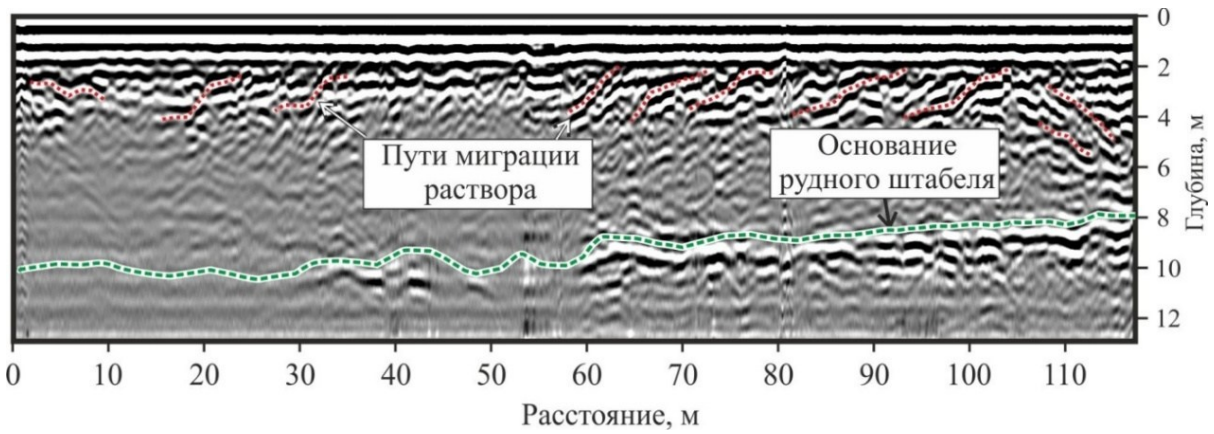


Рисунок 1. Георадиолокационный разрез РШ Карты № 3 по профилю №0 (дата съёмки: декабрь 2023 г.)

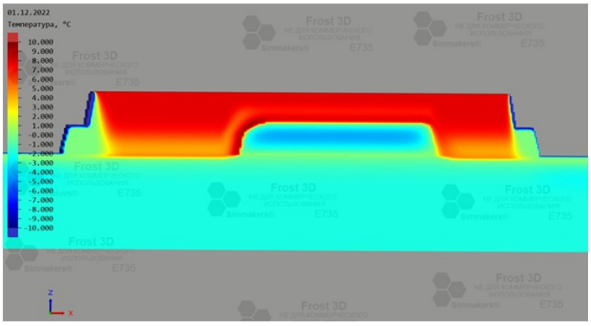


Рисунок 2. Температурная диаграмма продольного среза РШ в районе блока переуплотнённых пород на 01.12.2022 г. при скорости фильтрации v = 2,0 м/сут при круглогодичном зимнем орошении

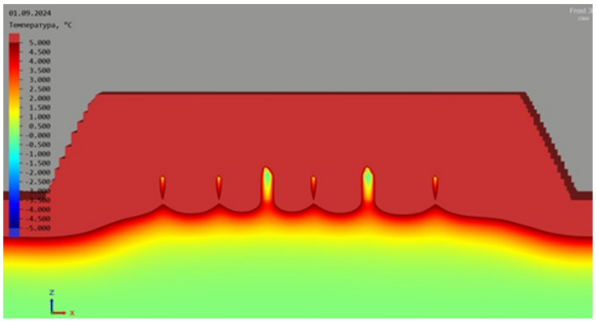


Рисунок 3. Температурная диаграмма поперечного среза РШ на 01.09.2024 г.

Повышение температуры в переуплотнённых зонах повышает их диффузионную проницаемость. Блок переуплотнённых пород изменяет общий поток фильтрации рабочих растворов. Породы, находящиеся внизу блока, также исключаются из общего процесса равномерного орошения и, соответственно, из процесса выщелачивания золота. Постепенно они вовлекаются в процесс выщелачивания, но с задержкой на 3–4 и даже более месяцев. Таким образом, наличие блока переуплотнённых пород оказывает значительное влияние на формирование температурного режима РШ. Особенно в породах нижнего яруса, находящихся под блоком.

Investigation of the effect of heterogeneous structure influence of the ore stack on its thermal regime during heap leaching of gold in a cold climate

Kaimonov M.V., Prudetsky N.D., Fyodirova L.L., Savvinov I.I.

ПРАКТИЧЕСКИЕ РЕЗУЛЬТАТЫ ВНЕДРЕНИЯ ГРАВИТАЦИОННО-МАГНИТНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ ЛЕЖАЛЫХ ХВОСТОВ УГЛЕОБОГАЩЕНИЯ*

Е.С. Прокопьев

ФГБУН «Институт земной коры Сибирского отделения РАН»,
г. Иркутск, Российская Федерация

e-mail: prokopyeves@mail.ru

По разработанной гравитационно-магнитной технологии подтверждена возможность получения угольного концентрата с показателем зольности менее 20%, железосодержащего концентрата с массовой долей железа не менее 62%. В связи с этим весьма важным вопросом для угледобывающей промышленности является внедрение в переработку гидроотвалов углеобогатительных фабрик, которые относятся к I группе техногенных месторождений углесодержащего сырья.

В ходе лабораторных технологических испытаний и полупромышленных испытаний, промышленных испытаний ИЗК СО РАН была разработана гравитационно-магнитная технология обогащения угольных отвалов, которая обеспечивает получение угольного, железосодержащего концентрата, соответствующего ГОСТ-8736-2014.

С целью подтверждения результатов лабораторных (технологических) работ, полупромышленных испытаний, проведенных в 2022 г. были проведены опытно-промышленные испытания на предприятии ЦОФ «Кузбасская» (Филиал ПАО «Южный Кузбасс»). В сентябре 2023 г. на средства ООО НПК «Спирит» была изготовлена, смонтирована и запущена в эксплантацию опытно-промышленная обогатительная установка (ОПУ), производительностью 2 т/ч по исходному сырью, в основу которой легла технология обогащения, разработанная в ИЗК СО РАН. Испытания проведены в полном объеме, получены положительные результаты. Показана принципиальная возможность переработки угольных шламов с получением угольного концентрата с необходимой зольностью. На основании проведенных опытно-промышленных испытаний проведена коррекция ОТР. В 2024 г. составлен доработанный технический проект, изготовлена и смонтирована опытно-промышленная технологическая линия производительностью 100 т/ч для обогащения угольных шламов, накопленных в шламохранилище (гидроотвале илов) ПУ «Обогатительная фабрика», ООО «Разрез Черемховуголь».

Технологические показатели балансового опробования по операциям технологического процесса показали:

– угольный концентрат с выходом 20,81%. Показатель A^d=18,9%;

– угольный продукт (надрешетный продукт) с выходом 11,78%. Показатель A^d=20,60%;

– железосодержащий концентрат (М.Ф.) с выходом 0,66%. Массовая доля железа 64,9%.

* ***Работы выполнены в рамках комплексного научно-технического проекта Министерства науки и высшего образования Российской Федерации № 075-15-2022-1192 «Переработка хвостов угольных обогатительных фабрик с целью получения товарного угольного концентрата» при поддержке комплексной научно-технической программы полного инновационного цикла «Разработка и внедрение комплекса технологий в областях разведки и добычи твердых полезных ископаемых, обеспечения промышленной безопасности, биоремедиации, создания новых продуктов глубокой переработки угольного сырья при последовательном снижении экологической нагрузки на окружающую среду и рисков для жизни населения», утвержденной Распоряжением Правительства Российской Федерации № 1144-р от 11 мая 2022 г.***

Технологическая схема с учетом комплексного использования минерального сырья. На обогатительном комплексе для переработки угольных отвалов Кузбасса предусматриваются следующие технологические операции: предварительное грохочение угольного шлама по классу 3 мм; сгущение фракции -3 мм в гидроциклонах; винтовая сепарация песков сгущения; обезвоживание, полученного в результате винтовой сепарации, угольного продукта; складирование обезвоженного угольного продукта, совместно с фракцией +3 мм предварительного грохочения, в штабель; магнитная сепарация, полученного в результате винтовой сепарации, породного продукта; обезвоживание, немагнитной фракции породного продукта; складирование обезвоженной, немагнитной фракции породного продукта в штабель; сгущение магнитной фракции; складирование и обезвоживание магнитной фракции.

Принципиальная технологическая схема переработки представлена на рисунке 1.

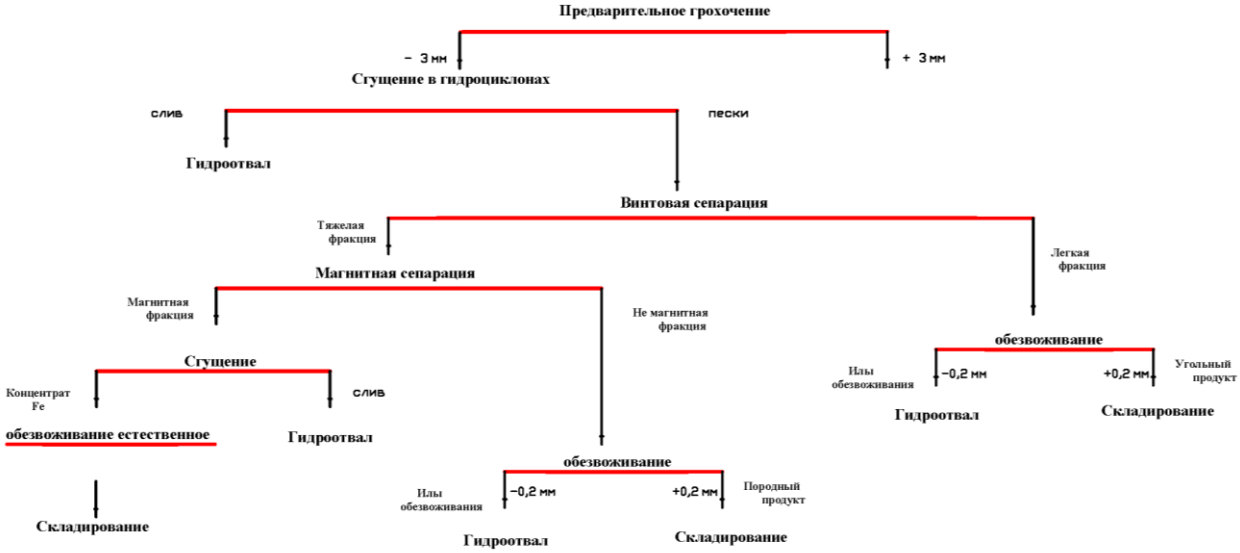


Рисунок 1. Технологическая схема обогатительного комплекса

Обогатительный комплекс для переработки угольных отвалов Кузбасса должны состоять передвижных установок и агрегатов. Каждая установка имеет металлическую раму с полозьями, на которой смонтировано оборудование, площадки обслуживания, трубопроводы обвязки оборудования, электрооборудование, включая щит управления, система освещения.

При масштабировании обогатительных комплексов для приработки угольных отвалов Кузбасса подача исходного материала может меняться подача экскаватором, либо земснарядом. Окончательное решение осуществляют на стадии проектирования.

Схема цепи аппаратов показана на рисунке 2.

При масштабировании обогатительных комплексов для переработки угольных отвалов Кузбасса производительность комплекса, подача исходного материала на комплекс и складирование продуктов обогащения может варьироваться в зависимости от места эксплуатации комплекса окончательное решение осуществляют на стадии проектирования. Основные технологические операции, приведенные в технологической схеме и схеме цепи аппаратов, должны оставаться неизменными.

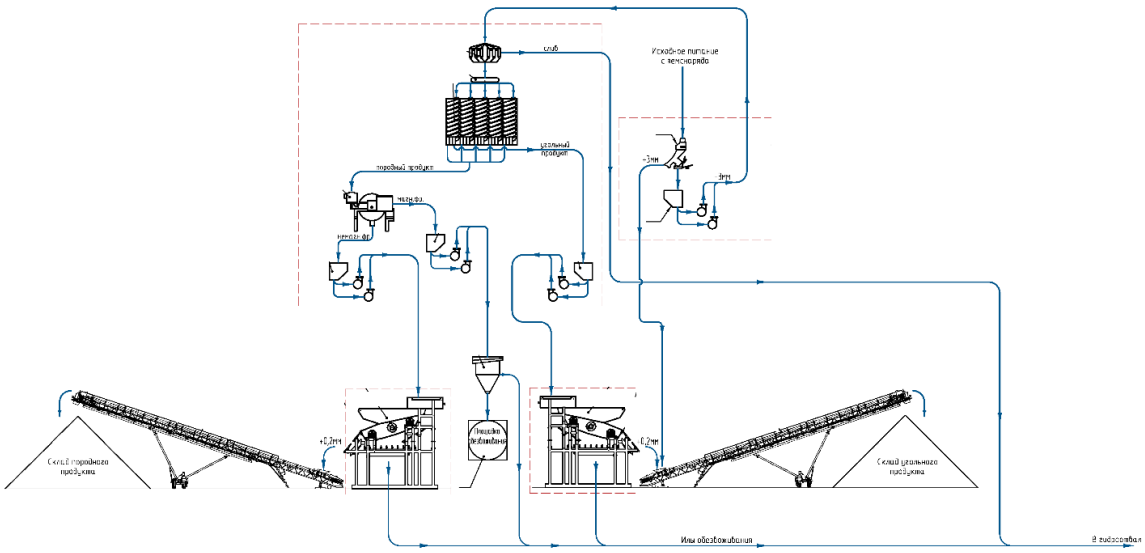


Рисунок 2. Схема цепи аппаратов обогатительного комплекса

При выборе оборудования использован принцип унификации: использование, по возможности, идентичного или схожего оборудования для упрощения процесса эксплуатации и ремонтных работ.

Practical results of the introduction of gravitational-magnetic technology for processing stale tailings of coal enrichment

Prokopyev E.S.

According to the developed gravitational-magnetic technology, the possibility of obtaining coal concentrate with an ash content of less than 20% and an iron-containing concentrate with a mass fraction of iron of at least 62% has been confirmed. In this regard, a very important issue for the coal mining industry is the introduction of coal-processing plants into the processing of hydraulic dumps, which belong to the I group of man-made deposits of carbon-containing raw materials.

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ОБОГАЩЕНИЯ ШЛАМОВЫХ ФРАКЦИЙ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ НА ОСНОВЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ГАЗОВОДНОЙ ЭМУЛЬСИИ

Л.А. Киенко, О.В. Воронова

ФГБУН «Хабаровский ФИЦ Дальневосточного отделения РАН»,
г. Хабаровск, Российская Федерация

e-mail: kienkola@rambler.ru

Показана возможность получения качественных флюоритовых концентратов из тонких фракций техногенного сырья методом флотации. Использование в процессе воды, подготовленной электрохимическим способом, позволяет повысить извлечение флюорита в концентрат на 3,3-4,98%.

В настоящее время на предприятиях горнопромышленной отрасли накоплены значительные объёмы техногенных отходов, представляющих собой потенциальный источник для извлечения ценных минералов. При этом большая часть предприятий, базовые месторождения которых эксплуатируются продолжительное время, испытывают дефицит сырья. Разработка и

внедрение технологий обогащения бедных труднообогатимых руд и технологических отходов позволит решить проблему сырьевых источников [1, 2].

В 2013 г. была остановлена работа Ярославской горнорудной компании (ЯГРК) по причине недостатка рудного сырья. В предшествующий остановке период предприятие перерабатывало руды, содержащие не более 26–29% CaF_2, что в 1,5–1,8 раза ниже средних содержаний за более чем сорокалетний период эксплуатации месторождения. В настоящее время объёмов даже столь низкокачественного первичного сырья, осталось крайне мало. Качественные руды, залегающие на более низких горизонтах, требуют проведения дорогостоящих вскрышных работ [3, 4].

Перспективным направлением решения проблемы сырья на предприятии является использование лежалых хвостов обогатительной фабрики для их вторичной переработки. Результаты опробований показали, что содержание флюорита в них составляет 11–23%. При этом значительная часть материала, сосредоточенная в донных зонах хвостохранилища, представлена тонкими фракциями, состоящими на 90–95% из частиц размером менее 20 мкм. Флотационное обогащение шламообразного материала, как известно, представляет собой сложнейшую проблему. Шламы, имея очень низкую массу, могут механически выноситься в пенный слой, обволакивать пузырьки воздуха, занимая всю имеющуюся площадь, и образовывать неселективные ассоциаты. К дополнительным осложняющим факторам при флотации вторичного сырья относится наличие на поверхности частиц покрытий, образовавшихся на предыдущей стадии переработки руды и препятствующих взаимодействию их с компонентами флотационной пульпы. Часть этих проблем, как показали проведенные исследования, может быть решена за счёт изменения основных общепринятых параметров флотации [5, 6].

В исследованиях по раздельной флотации песковых и шламовых фракций флюоритовых руд, проведенных нами ранее, было установлено, что для повышения селективности взаимодействия реагентов с поверхностью минеральных частиц необходимо снижение плотности пульпы, существенно более высокие дозировки реагентов, увеличение продолжительности флотации по всем операциям на 30–70% и более. Несмотря на тонкодисперсный состав сырья, необходимо включение в схему операций контакта с мелющими телами. Целью при этом является не снижение размеров минеральных зёрен, а обдирка с поверхностей частиц имеющихся покрытий. Содержание класса размером менее 15 микрон в пробе исследуемых техногенных хвостов, представляющих донную зону техногенного массива ЯГРК, по результатам измерений с использованием анализатора частиц «ANALIZETTE 22», составляет 79%. Массовая доля CaF_2 − 12,2%; содержание $CaCO_3$, оказывающего негативное действие на селективность флотации − 12,95%.

В таблице 1 представлены данные, полученные по схеме с переменным числом перечисток концентрата основной флотации. В качестве собирателя использовались жирные кислоты таллового масла (ЖКТМ). В выбранном режиме удаётся достичь извлечения флюорита в концентрат 53,43–58,51% при содержании CaF_2 в нём 93,95–92,61%.

Как недостаток необходимо отметить относительно высокие потери флюорита с хвостами на стадии основной флотации (22,13–24,95%). Корректировка режимов в сторону увеличения дозировок собирателя не приводила к сокращению потерь; качество концентратов при этом заметно снижалось.

Одним из путей повышения эффективности основной флотации может быть процесс насыщения пульпы воздушной фазой. Увеличение площади поверхности воздушных пузырьков за счёт интенсификации работы обычных механических и пневмомеханических машин возможно лишь в небольших пределах. Гораздо более высокая степень насыщения пульпы

воздушной фазой возможна при использовании в процессе флотации газоводной эмульсии, приготовленной электрохимическим методом.

Таблица 1. Результаты извлечения флюорита из пробы техногенных хвостов

Опыт	Продукт	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %		Условия опыта
			CaF_2	$CaCO_3$	CaF_2	$CaCO_3$	
1	Концентрат 8 переч.	6,89	*93,95*	0,69	*53,43*	0,37	Расход ЖКТМ – 700 г/т SiO_2 – 1,62%
	Концентрат 7 переч.	7,05	93,17	1,24	54,21	0,68	
	Концентрат 6 переч.	7,22	92,23	1,90	54,93	1,06	
	Промпродукты 1-8	20,09	13,04	20,11	21,61	33,34	
	Хвосты	73,03	4,14	11,76	24,95	66,29	
	Питание	100,00	12,12	12,95	100,00	100,00	
2	Концентрат 8 переч.	7,67	*92,61*	2,35	*58,51*	1,39	Расход ЖКТМ – 800 г/т SiO_2 – 1,74%
	Концентрат 7 переч.	7,85	91,48	3,12	59,17	1,89	
	Концентрат 6 переч.	8,05	90,23	4,00	59,84	2,49	
	Промпродукты 1-8	23,42	10,03	22,67	19,36	41,42	
	Хвосты	68,91	3,9	10,7	22,13	56,99	
	Питание	100,00	12,14	12,94	100,00	100,00	

Примечания:1. Плотность основной флотации – 12%.

2. Содержание SiO_2 анализировалось в концентратах 8-ой перечистки.

Электрохимическая обработка воды, позволяет продуцировать массу активных воздушных пузырьков размером от первых единиц до 50 мкм. Подача в процесс флотации, подготовленной таким образом газоводной эмульсии может обеспечить рассредоточение частиц на границе контакта с транспортирующими минерал пузырьками, снизить вероятность образования неселективных ассоциатов разнородных минералов. В таблице 2 приведены результаты экспериментов с применением подготовленной электрохимическим способом воды.

Полученные данные свидетельствуют о заметно возросшей активности флотации. Извлечение флюорита в концентраты увеличилось до 62,49–63,61%. Однако, содержание CaF_2 заметно снизилось. Основная причина этого, как отмечалось в наших предыдущих исследованиях, возрастающая флотационная активность кальцита, обусловленная его гидрофобизацией при использовании жидкой фазы, подготовленной электрохимическим методом [7].

Таблица 2. Результаты извлечения флюорита из пробы техногенных хвостов с использованием в процессе газоводной эмульсии

Продукт	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %	
		CaF_2	$CaCO_3$	SiO_2	CaF_2	$CaCO_3$
Концентрат 8 перечистки	8,25	91,68	1,85	1,3	62,49	1,18
Концентрат 7 перечистки	8,37	91,16	1,94	-	63,04	1,25
Концентрат 6 перечистки	8,53	90,27	2,39	-	63,61	1,57
Промпродукты 1-8	19,42	11,24	21,91	-	18,03	32,77
Хвосты	72,33	3,26	11,86	-	19,48	66,06
Питание	100,00	12,1	12,99	-	100,00	100,00

Вместе с тем, качество полученного концентрата можно оценить как вполне удовлетворительное, т.к. содержание двуокиси кремния, оказывающей крайне негативное влияние на процесс последующего химического передела, снижается до 1,3%.

Таким образом, предложена технология, позволяющая извлекать из тонких фракций техногенных хвостов 53,43–58,41% флюорита в концентраты с содержанием 93,95–92,61% CaF_2.

Использование в процессе флотации воды, подготовленной электрохимическим способом, позволяет повысить извлечение флюорита в концентрат на 3,3–4,98%.

Список использованных источников

1. Чантурия В.А. Роль инновационных технологий обогащения и глубокой переработки минерального сырья в развитии минерально-сырьевой базы России // Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья: материалы междунар. совещ. «Плаксинские чтения – 2023» (Москва, 02-05 окт. 2023 г.). Москва, 2023. С. 3-6.
2. Рассказов И.Ю., Архипова Ю.А., Крюков В.Г. и др. Горная промышленность Дальнего Востока России: обеспечение баланса интересов государства и недропользования // ФТПРПИ. 2023. № 3. С.149-158.
3. Киенко Л.А., Воронова О.В. Исследование обогатимости техногенного флюоритсодержащего сырья Дальнего Востока // Горный журнал. 2018. № 10. С. 78-83.
4. Киенко Л.А., Воронова О.В. Оценка эффективности комплексной переработки цинк-флюоритового сырья Вознесенского рудного района // ФТПРПИ. 2012. № 5. С.173-180.
5. Патент 646268 РФ: Способ обогащения карбонатно-флюоритовых руд / Л.А. Киенко, О.В. Воронова; заявка № 2017112659 от 12.04.2017; опубл. 02.03.2018, БИ. № 7, 2018.
6. Воронова О.В., Киенко Л.А. Изучение возможности извлечения флюорита из тонких фракций техногенного сырья Ярославской горнорудной компании // Современные проблемы комплексной и глубокой переработки минерального сырья природного и техногенного происхождения: материалы междунар. совещ. «Плаксинские чтения−2022» (Владивосток 4-7 окт. 2022 г.). г. Владивосток, 2022. С. 112-115.
7. Киенко Л.А., Воронова О.В. Оценка особенностей кинетики флотации кальциевых минералов при вторичном обогащении флюоритсодержащего сырья // ФТПРПИ. 2024. № 5. С.163-171.

Increasing the efficiency of enrichment of slurry fractions
of man-made raw materials based on the use of a gas-water emulsion

Kienko L.A., Voronova O.V.

The possibility of obtaining high-quality fluorite concentrates from thin fractions of man-made raw materials by flotation is shown. The use of electrochemically prepared water in the process makes it possible to increase the extraction of fluorite into concentrate by 3.3-4.98%

УТИЛИЗАЦИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ИЛОВ АО «КОЛЬСКАЯ ГМК» С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ СЕРНОЙ КИСЛОТЫ

О.А. Тимощик, Л.В. Дьякова, А.Г. Касиков

ФГБУН ФИЦ «Кольский научный центр РАН»
Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья
им. И.В. Тананаева, г. Апатиты, Российская Федерация

e-mail: o.timoshchik@ksc.ru

В работе рассмотрена утилизация технологических илов АО «Кольская ГМК» серной кислотой. В результате получены растворы с содержанием никеля до 16 г/л никеля. Полученные растворы после очистки могут быть использованы для получения карбоната никеля.

В результате известкования сточных вод АО «Кольская ГМК» образуются нерастворимые соединения никеля и меди, которые переходят в ил. Технологические илы – один из отходов медно-никелевого производства, которые оказывают пагубное влияние на окружающую

среду. В зависимости от глубины залегания содержание никеля может достигать 22% [1]. Основой данных илов является карбонат кальция.

Одним из способов утилизации илов является пирометаллургическая переработка. Однако, после закрытия плавильного цеха «КГМК» единственным способом является брикетирование илов, и дальнейшая транспортировка в Норильск [2]. Это требует больших затрат на подготовку илов и их перевозку. Поэтому важной является переработка илов по месту их образования. В результате переработки возможно получить карбонат никеля, пригодный для использования в Кольской ГМК.

Для этих целей подходит вскрытие илов серной кислотой. В результате этой переработки образуется осадок из смеси диоксида кремния и сульфата кальция, который можно использовать в строительной индустрии.

Целью работы является сернокислотная переработка технологических илов с образованием растворов для дальнейшего получения карбоната никеля.

Технологические илы АО «КГМК» отобраны из южной части озера Нюдъ-явр, которая является отстойником. В таблице 1 представлен химический состав усредненной пробы илов. Высокое содержание в илах никеля делает их крайне перспективными для их переработки.

Таблица 1. Химический состав технологических илов АО «Кольская ГМК»

Содержание (масс. %)									
Ni	**Cu**	**Co**	**Fe**	**Zn**	**Ca**	**Mg**	**Al**	**Si**	**S**
4,75	0,68	0,11	2,09	0,013	23,53	5,04	1,49	4,18	1,06

По данным рентгенофазового анализа основой илов является карбонат кальция.

Выделение никеля возможно с помощью вскрытия илов раствором серной кислоты. Поскольку основой илов является $CaCO_3$, необходимо учитывать тот факт, что вскрытие проходит по реакции (1). Следовательно, необходимо проводить дробную загрузку сырья.

$$CaCO_3+H_2SO_4 \rightarrow CaSO_4\downarrow + H_2O+CO_2\uparrow. \quad (1)$$

Для подбора оптимальных условий вскрытия использовали серную кислоту концентрацией 100-200 г/л, при предварительном ее нагреве до 70°С, соотношении Т:Ж = 1:3 и при постоянном перемешивании. Загрузку осуществляли дробно в течение 30 минут, а затем пульпа перемешивалась в течение часа. Для отделения никельсодержащего раствора от остатка применяли фильтрацию на вакуумном насосе. Составы растворов, полученных при выщелачивании представлены в таблице 2. Как видно из таблицы, высокое содержание никеля в растворе обеспечивается при использовании серной кислотой 200 г/л.

Таблица 2. Состав растворов вскрытия илов в зависимости от концентрации кислоты

С H_2SO_4, г/л	**Ca, г/л**	**Fe, г/л**	**Ni, г/л**	**Co, г/л**	**Cu, г/л**	**pH**
100	0,55	0,29	7,8	0,3	1,4	3
150	0,70	2,3	7,8	0,28	1,4	1
200	0,69	4,43	16,0	0,47	2,5	2,5

В остатке содержится около 0,1% никеля, 1% железа, 16–17% кальция и более 20% кремния. Остаток, по данным РФА, представлен сульфатом кальция с диоксидом кремния (кварц), а также непрореагировавшим карбонатом кальция. По данным БЭТ удельная поверхность остатка составляет 4 $м^2/г$.

При получении грязного карбоната нет необходимости удалять кобальт и медь. Для получения карбоната никеля необходимо проводить очистку растворов от примесей железа,

кальция, меди и кобальта. Было рассмотрено несколько способов очистки. Первый способ заключался в железоочистке с использованием CaO, а затем упаривали раствор в 3–3,5 раза для удаления примесей Ca. Во втором способе также проводилась железоочистка, а затем кальций осаждали NaF. В результате первого способа удалось провести очистку раствора от железа (более 90%), но не от кальция. Второй способ позволил провести очистку раствора от железа и кальция. Недостатком первого способа является то, что при упаривании возрастает концентрация цветных металлов Co и Cu в 4,7 раза.

Другим способом очистки является экстракция [3]. Извлечение Ni(II) с его значительной концентрацией в присутствии железа экстракционными смесями: 15% ГВИК 1519 + 5% 2-этилгексанол в Solvesso и 45% HBL 110 в Escaid 100 при изменении pH из раствора сернокислотного выщелачивания технологического ила представлено на рисунке 1.

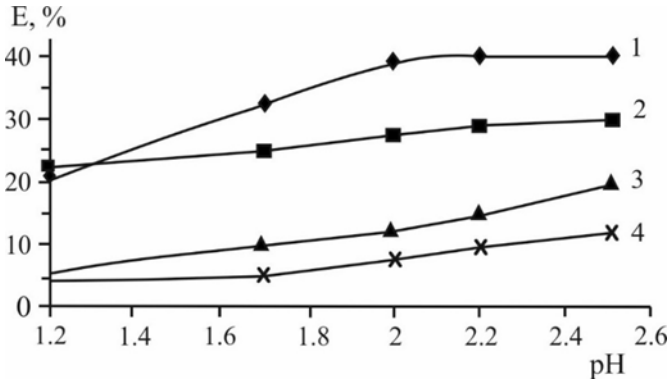


Рисунок 1. Зависимость степени извлечения никеля и железа из раствора (г/л) от pH: Ni – 16,0, Fe – 4,43.
Экстракция Ni: — ♦—(15% ГВИК 59),
—■—(45% HBL);
Экстракция Fe: —▲—(15% ГВИК 59),
—×—(45% HBL)

При соотношении фаз O:B=1:1 в области pH 1,9–2,4 никель извлекается 45%-ым HBL 110 и 0,4 М ГВИК 1519 соответственно на 30% и 40% за одну ступень. Максимальная соэкстракция железа в указанном диапазоне pH составляет 10% и 19%. Относительно невысокая степень извлечения никеля лимитируется емкостью экстрагента, которая составляет для 0,4 М ГВИК 1519 ~7,6 г/л по Ni^{2+}, а для 45%-ого HBL 110 ~5 г/л. За счет изменения соотношения водной и органической фаз в пользу органической возможно увеличение извлечения никеля.

Таким образом, показана возможность переработки технологических илов АО «Кольская ГМК» с получением растворов, содержащих никель. Рассмотрены способы очистки растворов от примесей железа и кальция.

Список использованных источников

1. Касиков А.Г., Сорокин В.А., Нерадовский Ю.Н. Исследование вещественного состава технологических илов комбината «Североникель» и пути их рационального использования // Мат. межд. совещания «Плаксинские чтения». 2015. С. 460.
2. Касиков А.Г., Тюкавкина В.В., Тимощик О.А и др. Утилизация технологических илов АО «Кольская ГМК» // XXII Менделеевский съезд по общей и прикладной химии, 7-12 октября, 2024, Федеральная территория «Сириус», Россия. Сборник тезисов докладов в 7 томах. Т. 6. М.: ООО «Адмирал Принт», 2024. 364 с.
3. Касиков А.Г., Дьякова Л.В., Тимощик О.А. и др. Жидкостная экстракция никеля из железосодержащих техногенных растворов // Материалы межд. конференции «Плаксинские чтения-2024», Апатиты 23-27 сентября 2024 г. 469-471.

Utilization of process sludge of JSC Kola MMC with sulphuric acid

Timoshchik O.A., Dyakova L.V., Kasikov A.G.

The paper considers the utilization of process sludge of JSC "Kola MMC" by sulfuric acid. As a result, solutions with nickel content up to 16 g/l nickel were obtained. The obtained solutions after purification can be used to obtain nickel carbonate.

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ПЕРЕРАБОТКИ ОТВАЛЬНОГО КЕКА

А.З. Сулейманова, С.В. Водопьянова, Т.Р. Шакиров, А.И. Хацринов

ФГБОУ ВО «Казанский национальный исследовательский технологический университет», г. Казань, Российская Федерация

e-mail: alsu-sulejmanova@yandex.ru

Около 60% мирового производства никеля осуществляется из сульфидных руд. Однако из-за растущего спроса в производстве нержавеющей стали и быстрого роста мирового потребления никеля в других областях запасы сульфидной руды понемногу истощаются.

Исходный состав кека определяли на рентгенофлуоресцентном спектрометре с системой микроанализа Clever C-31. Результаты испытаний приведены в таблице 1.

Таблица 1. Определение элементного состава исходного кека

Элементный состав, % масс.						
Fe	**Ni**	**Cu**	**Pd**	**S**	**Cl**	**Cr**
63,71	18,57	2,15	0,07	8,28	6,81	0,41

Отвальный кек содержит два основных металла: железо и никель. Согласно проведенному литературному обзору один из вариантов технологической переработки включает в себя прокалку кека с последующим его выщелачиванием в воде или растворе соляной кислоты.

В таблице 2 приведены результаты водного и кислотного выщелачивания кека, прокаленного при температуре 1050°С.

Таблица 2. Результаты водного выщелачивания кека, прокаленного при температуре 1050°С

Растворитель	**Элементный состав, масс. %**							
	жидкая фаза				**твердая фаза**			
	Fe	**Ni**	**Cu**	**Pd**	**Fe**	**Ni**	**Cu**	**Pd**
HCl	37,91	3,77	3,81	54,51	74,56	23,88	1,54	0,02
H_2O	6,04	2,10	3,61	84,99	73,18	25,36	1,41	0,04

Растворение проводили при соотношении Т:Ж=1:4 при комнатной температуре. В случае использования кислоты, был выбран 10% раствор соляной кислоты. Как видно из результатов эксперимента, прокаленный кек имеет наилучший выход благородных металлов (палладия, никеля, меди) при растворении его в воде.

Проведенные исследования, показали, что наилучший выход благородных металлов (палладия, никеля, меди) осуществляется при прокалке кека с последующим его растворением в воде. Исследования по выщелачиванию никеля из отвального кека будут продолжены.

Список использованных источников

1. Игревская Л.В. О проблеме сырья для никелевых предприятий Урала: возможные пути решения // ГИАБ. 2007. №5. С. 90–96.
2. Колмачихина О.Б. Двухстадийное солянокислое выщелачивание окисленной никелевой руды Серовского месторождения / О.Б. Колмачихина, О.Ю. Маковская, В.Г. Лобанов, С.Э. Полыгалов // Известия вузов. Цветная металлургия. 2020. №4. С. 16–21.
3. ИТС 12-2019 Производство никеля и кобальта: Информационно-технический справочник по наилучшим доступным технологиям / Москва: Бюро НДТ. 2019. 195 с.
4. Марченко Н.В. Металлургия тяжелых цветных металлов: учеб. пособие / Н.В. Марченко, Е.П. Вершинина, Э.М. Гильдебрандт. Красноярск: ИПК СФУ. 2009. 195 с.

Technological aspects of cake processing

Sulejmanova A.Z., Vodopyanova S.V., Shakirov T.R., Khatcrinov A. I.

About 60% of the world's nickel production comes from sulfide ores. However, due to growing demand in stainless steel production and rapid growth in global nickel consumption in other areas, sulphide ore reserves are gradually being depleted.

ИЗУЧЕНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ПОЛУЧЕНИЯ РАССОЛОВ ИЗ ГАЛОГЕННЫХ ПОРОД ДЛЯ СОДОВОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

Т.Р. Шакиров, Л.Н. Нажарова, К.Р. Дубровина

ФГБОУ ВО «Казанский национальный исследовательский технологический университет»,
г. Казань, Российская Федерация

e-mail: timurtnvm@yandex.ru

Показана необходимость исследования кинетики растворения каменной соли. Приведены данные по химическому и минеральному составу каменной соли, результаты исследований кинетики растворения каменной соли Республики Башкортостан при Т=20°С и Р=0,1 МПа, в статическом режиме растворения в воде. Проанализированы результаты по кинетике растворения.

Сода является востребованным продуктом химической промышленности. Её потребность обусловлена использованием в стекольной, металлургической, пищевой, фармацевтической, бумажной, энергетической и нефтяной отраслей промышленности. Кальцинированную соду получают тремя основными способами: аммиачным, из природной соды и комплексной переработкой нефелинов. В Российской Федерации аммиачный способ (метод Сольве) является основным (около 80% от общего объема производства синтетической соды).

Для содовой промышленности целесообразнее использовать насыщенные рассолы каменной соли, добываемые скважинным растворением. Одним из показателей, позволяющим прогнозировать возможность применения скважинного метода добычи и получения рассолов каменной соли является кинетика растворения.

Объект исследования – каменная соль Республики Башкортостан. Целью исследования является изучение кинетики растворения каменной соли.

Каменная соль в Республике Башкортостан представлена в виде породы, слагаемой минералами: галит, ангидрит, лангбейнит, полигалит, магнезит и минералов нерастворимого остатка. Каменная соль по цветовой разности выделяется: бесцветной, белой, грязновато-серой, оранжевой и розоватой в зависимости от содержания акцессорных минералов (лангбейнита, полигалита, магнезита и т.д.). Глубина залегания каменной соли изменяется от 487 до 1253 м, с мощностью пластов от 15 до 590 м.

Для переработки любого минерального сырья одним из важных показателей является содержание полезного компонента, присутствие примесей и текстурно-структурные свойства. В связи с этим, был определен химический состав каменной соли методами атомно-эмиссионной спектрометрии, масс-спектрометрии и титриметрии. Текстурно-структурные свойства изучались по изготовленным шлифам на поляризационном микроскопе «Полам 211».

Химический (солевой) состав каменной соли (масс. %): 96,6 NaCl; 2,33 $CaSO_4$; 0,1 $MgCO_3$; 0,83 н.о., а также следы (0,03%) полигалита ($2CaSO_4 \cdot K_2SO_4 \cdot MgSO_4 \cdot 2H_2O$). Нерастворимый в воде остаток (н.о.) по данным химического состава представлен сульфатами и карбонатами кальция. При пересчете данных химического (солевого) состава на вероятный минеральный состав, каменная соль представлена следующими минералами: галитом (96,6%), ангидритом (2,33%), галопелитовым материалом (0,83%) и другими примесными включениями (0,24%).

Результаты исследования в шлифах показали, что каменная соль Республики Башкортостан имеет разнозернистую структуру и неяснослоистую текстуру. Неясная слоистость обусловлена прослойками, линзами галопелитового материала.

Галит в шлифах представлен крупными зернами удлиненно-вытянутой формы, размером от 2 до 15 мм, иногда с трещинами по спайности. Более крупные зерна с фрагментами зон роста (зональная структура).

Галопелитовый материал – полидисперсная система, сложенная, в основном, растворимыми в воде солями (до 10%), сульфатами кальция (до 15%), карбонатами (до 25%), силикатами (до 50%) и органическим веществом (до 2%) [2].

В шлифах, галопелитовый материал светло-коричневого цвета, развит между зернами галита, представлен микро-агрегатным строением. В центре тонкие угловатые зерна ангидрита, по краям переходящие в крупные кристаллы таблитчатой, шестоватой и столбчатой форм. Размер кристаллов составляет 0,03–0,4 мм.

Лабораторное изучение кинетики растворения каменной соли рассматривалось на образцах кубической формы при T=20°С, P=0,1 МПа в воде при статическом режиме растворения.

На первом этапе исследований, определяли плотность образцов каменной соли методом гидростатического взвешивания в безводной жидкости. Плотность исследуемых образцов составила в среднем 2,17 г/см^3. Также, у каждого образца была определена площадь поверхности, предназначенная для растворения, которая в среднем составила около 27–28 см^2. Подготовленные к испытаниям образцы просушивали в сушильном шкафу при 60°С, затем хранили в эксикаторе с хлористым кальцием до начала экспериментов по растворению.

Значения кинетики растворения каменной соли имеют незначительные расхождения и находятся в диапазоне 4,24–5,18 г/(см^2·с). Такое поведение, обусловлено различием содержания в образцах включений минералов ангидрита и галопелитового материала. Как отмечалось ранее, в работе [3], минералы нерастворимые в воде (н.о.) – (ангидрит и галопелитовый материал), блокируют поверхность растворяющихся зерен галита и тормозят растворение до момента диффузии их в объем растворителя и обнажения зерен соли. Поэтому, наличие ангидрита и галопелитового материала в составе каменной соли увеличивает длительность процесса растворения во времени и понижает значение кинетики растворения.

Результаты по кинетике растворения свидетельствуют о пригодности каменной соли для разработки их скважинным способом для нужд содовой промышленности. Также, рассолы каменной соли, получаемые в ходе подземного растворения, могут быть переработаны по типовым схемам, галургическим или электрохимическим способами с получением ряда товарных продуктов – выварочной пищевой соли, хлора, щелочи.

Список использованных источников

1. Ахметов Т.Г., Гайсин Л.Г., Ахметова Р.Т. Химическая технология неорганических веществ. Лань, 2016. 688 с.
2. Баяндина Э.О., Кудряшов А.И. Нерастворимый остаток солей Верхнекамского месторождения. Пермь, 2015. 102 с.
3. Нажарова Л.Н., Шакиров Т.Р. Особенности растворения каменной соли месторождений Российской Федерации // Вестник технологического университета. 2020. Т. 23. Вып. 9. С. 51-55.

Study of the possibility of obtaining brines from halogen rocks for the soda industry

Shakirov T.R., Nazharova L.N., Dubrovina K.R.

The necessity of studying the kinetics of rock salt dissolution is shown. The data on the chemical and mineral composition of rock salt, the results of studies of the kinetics of rock salt dissolution in the Republic of Bashkortostan at T=20°C and P=0,1 MPa, in a static mode of dissolution in water. The results on the kinetics of dissolution are analyzed.

СОДЕРЖАНИЕ РЗЭ В РАСТИТЕЛЬНЫХ ОБРАЗЦАХ, ОТОБРАННЫХ В ЗОНЕ ВЛИЯНИЯ РЕДКОМЕТАЛЛЬНОГО РУДНИКА*

Е.А. Красавцева[1,2], И.Р. Елизарова[2], М.Б. Малышева[2]

ФИЦ «Кольский научный центр РАН»

[1] Центр наноматериаловедения, г. Апатиты, Российская Федерация

[2] Институт проблем промышленной экологии Севера, г. Апатиты, Российская Федерация

e-mail: vandeleur2012@yandex.ru

Отобраны и изучены растения, преимущественно встречающиеся в районе редкометалльного рудника «Умбозеро» (Мурманская область): ива козья, береза пушистая, астрагал субарктический. Методом масс-спектрометрии с индуктивно связанной плазмой определено содержание РЗЭ в растительных образцах. Проведена статистическая обработка полученных результатов. Установлено повышенное содержание РЗЭ в растениях в сравнении с фоновыми значениями, рассчитаны коэффициенты биоаккумуляции.

Крупные горнодобывающие и перерабатывающие предприятия, сосредоточенные в Мурманской области, оказывают негативное воздействие на окружающую среду. В процессе добычи и обогащения руд образуется огромное количество отходов, складируемых в открытых к атмосфере условиях и являющихся источником загрязнения сопредельных сред широким спектром поллютантов.

Актуальной научно-практической задачей становится разработка эффективных и устойчивых программ по восстановлению промышленно нарушенных земель для снижения риска загрязнения окружающей среды от выведенных из эксплуатации хвостохранилищ. Изучение участков самовосстановления экосистем на хвостохранилищах является источником данных о способности аборигенных растений адаптироваться к повышенному содержанию металлов и металлоидов в воздухе и почве на основе индивидуальных защитных механизмов.

* ***Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда (https://rscf.ru), проект № 25-17-20012 «Разработка научных основ комплексной переработки хвостов обогащения лопаритовых руд с одновременным снижением техногенной нагрузки на окружающую среду в Арктической зоне РФ».***

Цель настоящего исследования – определение содержании РЗЭ в аборигенных видах растений, произрастающих в районе редкометаллного рудника.

Объектом исследования являлась территория рудника «Умбозеро», осуществлявшего деятельность по добыче и обогащению лопаритовых руд с 1984 по 2009 г. За время функционирования предприятия образовалось хвостохранилище площадью в 13,5 га, заполненное 16 млн т хвостов.

Схема расположения точек опробования представлена на рисунке 1. Были отобраны образцы астрагала субарктического, березы пушистой и ивы козьей как растений, широко представленных в районе исследования. Подготовка проб к анализу включала высушивание и перетирание до пудрообразного состояния. Содержание РЗЭ в растительных образцах определяли масс-спектрометрией с индуктивно связанной плазмой (масс-спектрометр ELAN-9000 (PerkinElmer, США)). Контроль качества анализа обеспечивался одновременным разложением ГСО 8923-2007 (ЛБ-1) лист березы.

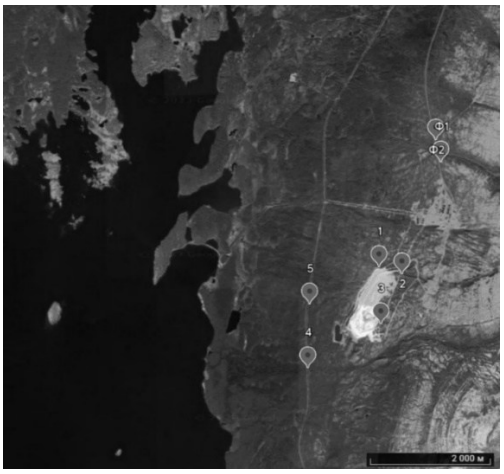


Рисунок 1. Схема отбора проб

Таблица 1. Содержание РЗЭ в отобранных образцах, мг/кг

Элемент	Астрагал субарктический	Ива козья	Береза пушистая
La	33,25 ± 5,40	21,42 ± 5,44	15,10 ± 5,55
Ce	62,18 ± 10,66	40,50 ± 11,21	29,77 ± 11,10
Pr	6,43 ± 1,12	3,96 ± 1,07	2,90 ± 1,08
Nd	18,55 ± 3,48	10,67 ± 2,84	7,73 ± 2,86
Sm	1,86 ± 0,40	0,86 ± 0,20	0,59 ± 0,21
Eu	0,45 ± 0,10	0,19 ± 0,04	0,13 ± 0,04
Gd	1,43 ± 0,31	0,61 ± 0,12	0,40 ± 0,13
Tb	0,21 ± 0,05	0,08 ± 0,02	0,06 ± 0,02
Dy	0,86 ± 0,21	0,27 ± 0,04	0,16 ± 0,05
Ho	0,16 ± 0,04	0,05 ± 0,01	0,03 ± 0,01
Er	0,42 ± 0,11	0,13 ± 0,02	0,08 ± 0,02
Tm	0,06 ± 0,01	0,02 ± 0,00	0,01 ± 0,00
Yb	0,36 ± 0,08	0,10 ± 0,02	0,07 ± 0,02
Lu	0,05 ± 0,01	0,01 ± 0,00	0,01 ± 0,00
Y	3,71 ± 0,87	1,37 ± 0,20	0,71 ± 0,19
Sc	6,67 ± 1,24	1,08 ± 0,39	0,86 ± 0,44

Примечание: приведены средние значения и стандартная ошибка.

Одновременно с растительными образцами производился отбор проб грунта. Приготовлены и проанализированы вытяжки аммонийно-ацетатным буферным раствором (pH 4,6). Коэффициент бионакопления рассчитывали как отношение содержания РЗЭ в растении к

содержанию элементов в биодоступной форме в грунте. Статистическая обработка результатов включала расчет среднего значения, стандартной ошибки.

Содержание РЗЭ в растительных образцах представлено в таблице 1.

Большие содержания РЗЭ и коэффициенты биоаккумуляции определены в образцах астрагала субарктического. В целом, более высокие содержания РЗЭ определены в образцах, отобранных в непосредственной близости от хвостохранилища (точки 1 и 3, рисунок 1). По уровню содержания и накопления РЗЭ изученные растения можно расположить в ряд: астрагал субарктический → ива козья → береза пушистая.

REE content in plant samples collected in the influence zone of a rare metal mine

Krasavtseva E.A., Elizarova I.R., Malysheva M.B.

Plants mainly found in the area of the rare metal mine "Umbozero" (Murmansk region) were selected and studied: goat willow, downy birch, subarctic milk vetch. The REE content in plant samples was determined by inductively coupled plasma mass spectrometry. Statistical processing of the obtained results was carried out. An increased REE content in plants was established in comparison with background values, bioaccumulation coefficients were calculated.

ИССЛЕДОВАНИЕ СОСТАВА И СВОЙСТВ ЗОЛОШЛАКОВЫХ ОТХОДОВ АПАТИТСКОЙ ТЭЦ*

Е.А. Красавцева[1,2], Л.А. Иванова[2,3], Н.И. Каганович[2], И.Р. Елизарова[2], М.Б. Малышева[2]

ФИЦ «Кольский научный центр РАН»

[1] Центр наноматериаловедения. г Апатиты, Российская Федерация

[2] Институт проблем промышленной экологии Севера, г. Апатиты, Российская Федерация

[3] Полярно-альпийский ботанический сад-институт им. Н.А. Аврорина, г. Кировск, Российская Федерация

e-mail: vandeleur2012@yandex.ru

Приведены результаты исследований состава и свойств золошлаковых отходов Апатитской ТЭЦ (Мурманская область). Изучены пробы поверхностного слоя золошлакоотвала, определены инженерно-геологические характеристики и вещественный состав отходов. Установлено, что они относятся к рыхлым пылеватым пескам, в минеральном составе которых преобладают кварц, магнетит, гематит и хармунит, преобладающими фракциями являются – 0,1-0,25, 0,05-0,1 и <0,05 мм.

Объекты складирования золошлаковых отходов крупнейшей в регионе тепловой станции – Апатитской ТЭЦ – относятся к сложным специальным гидротехническим сооружениям повышенной опасности [1]. Они расположены в городской черте на правом берегу р. Белой. Ежегодные выбросы и непрерывное складирование отходов предприятия составляют 180-200 тыс. т. В настоящее время их объем уже превышает 7,5 млн т, а занимаемая ими территория – более 40 га [2]. В зоне воздействия данных объектов складывается неблагоприятная экологическая ситуация из-за пылеобразования, а также вымывания компонентов золы,

* ***Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда (https://rscf.ru), проект № 25-27-00094 «Экологическое обоснование технологии стабилизации пылящих поверхностей золошлакоотвалов с использованием нетрадиционных мелиорантов на основе осадка сточных вод в условиях Кольского Севера».***

попадания их в почву и подземные воды, что, в свою очередь, оказывает негативное влияние на биоту и здоровье населения.

Одним из способов экологической реабилитации нарушенных территорий является отведение их части под самозарастание, однако прогноз естественного восстановления растительного покрова неблагоприятный. При подборе, разработке и применении наиболее эффективного способа стабилизации пылящих поверхностей золошлакоотвалов важно определение состава и свойств складированных отходов.

Цель работы – исследование особенностей инженерно-геологических характеристик и вещественного состава золошлаковых отходов Апатитской ТЭЦ (Мурманская область).

Объектом исследования являлась зола сжигания угля Апатитской ТЭЦ. Сотрудниками ФИЦ КНЦ РАН был произведен отбор образцов с поверхностного слоя золошлакоотвала и глубины 0,3 м (рисунок 1). Опробование проводили с помощью пробоотборника «режущее кольцо».

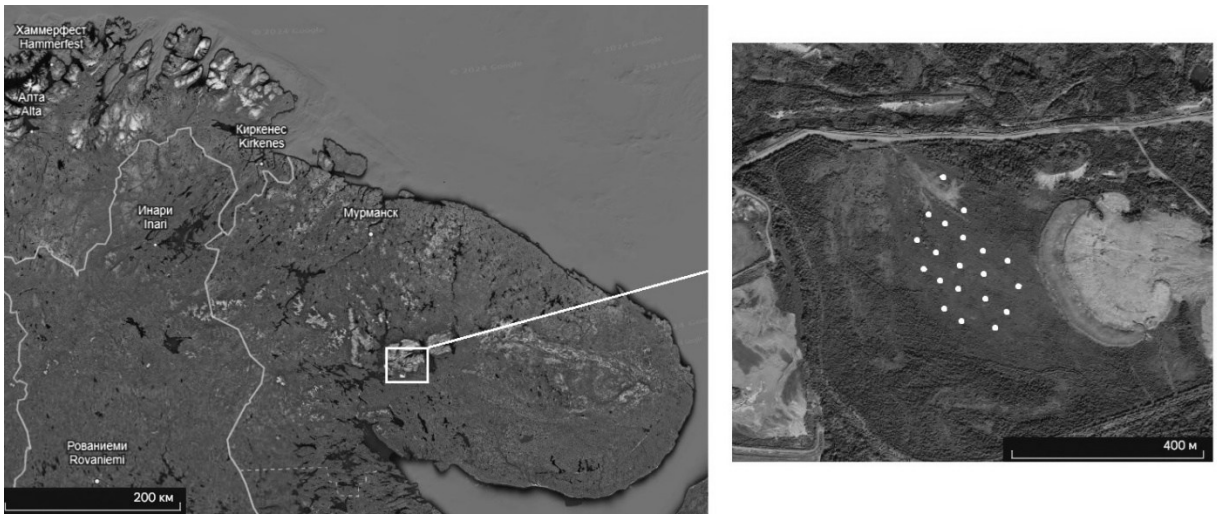


Рисунок 1. Схема расположения точек отбора проб

В лабораторных условиях определяли инженерно-геологические характеристики: влажность, плотность, истинную плотность, пористость и коэффициент пористости. Проводили ситовой, минералогический, химический анализы.

Анализ полученных результатов позволил установить, что золошлаковые отходы характеризуются преобладанием фракций 0,1–0,25, 0,05–0,1 и <0,05 мм, относятся к рыхлым пылеватым пескам, что увеличивает вероятность пыления в условиях сухой ветреной погоды. Высокий коэффициент вариации приведенных параметров указывает на неоднородность содержания частиц определенного размера и влаги в поверхностном слое золошлакоотвала.

В минеральном составе отходов рентгенофазовым анализом диагностированы кварц, магнетит, гематит и хармунит. В целом, содержание ценных компонентов (суммы РЗМ) в материале золошлаков, сопоставимо с другими золошлаковыми отходами (Кумертауской ТЭЦ, Каширской ГРЭС, Северской ТЭЦ [3]).

В последние годы интерес к золошлаковым отходам возрастает: сообщается о технологиях переработки золошлаков с извлечением РЗМ, известны разработки геополимеров и сорбентов на их основе. Однако вышеупомянутые разработки пока не имеют практической реализации, поэтому снижение негативного влияния на сопредельные экосистемы в настоящее время является актуальной задачей для дальнейших наших исследований в области стабилизации пылящих поверхностей региональных золошлакоотвалов.

Список использованных источников

1. Архипов А.В., Решетняк С.П. Техногенные месторождения. Разработка и формирование: монография. Апатиты: КНЦ РАН, 2017. 175 с.
2. Кожухова Н.И., Жерновский И.В., Фомина Е.В. Фазообразование в геополимерных системах на основе золы-уноса Апатитской ТЭЦ // Строительные материалы. Декабрь 2015. С. 85-88.
3. Ксенофонтов Б.С., Буторова И.А., Козодаев А.С. и др. Проблемы токсичности золошлаковых отходов // Экология и промышленность России, 2017. Т. 21. № 2. С. 4-9.

Study of the composition and properties of ash and slag waste from Apatitskaya CHPP

Krasavtseva E.A., Ivanova L.A., Kaganovich N.I., Elizarova I.R., Malysheva M.B.

The article presents the results of studies of the composition and properties of ash and slag waste from the Apatity Thermal Power Plant (Murmansk Region). Samples of the surface layer of the ash and slag dump were studied, engineering and geological characteristics and the material composition of the waste were determined. It was found that they belong to loose dusty sands, the mineral composition of which is dominated by quartz, magnetite, hematite and harmunite, the predominant fractions are 0,1-0,25, 0,05-0,1 and <0,05 mm.

ПЕРЕРАБОТКА ОТХОДОВ НЕЙТРАЛИЗАЦИИ СТОКОВ ПРОИЗВОДСТВА ПЕНТАОКСИДА ДИВАНАДИЯ ИЗ КОНВЕРТЕРНЫХ ШЛАКОВ ПО СОДОВОЙ ТЕХНОЛОГИИ

М.М. Сажина, В.З. Пойлов

ФГАОУ ВО «Пермский национальный исследовательский политехнический университет»,
г. Пермь, Российская Федерация

e-mail: sazhina-mm@yandex.ru

Исследован химический и фазовый состав ванадийсодержащих отходов нейтрализации сточных вод производства V_2O_5. Проведены лабораторные исследования с получением пентаоксида диванадия V_2O_5. Определены оптимальные параметры процессов термообработки, выщелачивания, получения ванадиевых продуктов.

Пентаоксид диванадия – основной ванадийсодержащий продукт, который широко используется в черной и цветной металлургии, а также в химической промышленности. В РФ его производят по известково-сернокислотной технологии на АО «ЕВРАЗ Ванадий Тула» [1] и по содовой технологии на АО «ЧМЗ» [2]. В качестве отходов производства в основном выступают шламы, которые образуются в ходе выщелачивания и нейтрализации сточных вод, и являются разными по структуре, химическому и фазовому составу материалами [3].

Из концентрированного ванадийсодержащего сырья (содержание ванадия более 10% масс.) ванадий извлекают в несколько стадий [4]: измельчение исходного материала; термообработка с добавками и без при температурах выше 650°С; выщелачивание соединений ванадия с помощью водных, кислых и щелочных растворов; осаждение ванадия из растворов в виде V_2O_5, ванадатов кальция либо ванадатов аммония.

Процессы переработки химических отходов после нейтрализации стоков действующего производства V_2O_5 по содовой технологии комплексно ранее не рассматривались. Для переработки данных отходов возможно адаптировать известные технологии извлечения ванадия из концентрированного сырья, для этого необходимо установить закономерности и определить оптимальные параметры процессов переработки.

Материалы и методы исследования. С целью выбора метода переработки отходов были изучены химический и фазовый составы, характеристики образцов ванадийсодержащих отходов. Отходы действующего производства V_2O_5 представляет собой материал после стадии нейтрализации сточных вод. Образцы отходов были проанализированы в лаборатории центра коллективного пользования «Центр наукоёмких химических технологий и физико-химических исследований» на рентгеновском дифрактометре XRD-7000 (Япония) и на электронном сканирующем микроскопе «S-3400N» японской фирмы «HITACHI» с приставкой для рентгеноспектрального анализа «Bruker».

В результате рентгенофазового анализа образцов отходов было установлено, что в них содержатся $CaSO_4 \cdot 2H_2O$ (структура минерала «Gypsum», пространственная группа C2/c). Отдельно сформированной кристаллической фазы V_2O_5, а также других кристаллических фаз в образце отхода не обнаружено, или их содержание меньше чувствительности прибора (дифрактометра). В результате элементного анализа был установлен средний состав образца. Данные представлены в таблице 1.

Таблица 1. Элементный состав отхода по данным рентгеноспектрального анализа, %

O	Na	Mg	Al	Si	P	S	Ca	V	Mn
46,52	0,64	1,91	0,15	1,28	0,17	15,84	22,61	1,78	9,09

Таким образом, образец отхода представляет собой в основном сульфат кальция. Кроме того, при переработке совместно с ванадием будут извлекаться марганец, магний и кремний.

Были проведены лабораторные исследования процессов переработки ванадийсодержащих отходов с получением пасты пентаоксида диванадия: *термообработку* проводили в муфельной печи при температуре от 500 до 850°С и продолжительности до 120 мин без добавления реагентов. Материал предварительно измельчали до фракции -0,5 мм. Проводили отбор проб через заданные промежутки времени; *выщелачивание обожжённых отходов* проводили растворами HNO_3 (1, 5, 7, 10% масс.) в стакане, помещенном в термостат, при температуре 50°С, соотношении Т:Ж=1:5 и 1:10, непрерывном перемешивании и продолжительности до 120 мин. Проводили отбор проб через заданные промежутки времени. Для накопления соединений ванадия в растворе проводили цикловые выщелачивания с использованием растворов после предыдущего цикла и новых порций обожжённых отходов; *осаждение* V_2O_5 проводили в трёхгорлой колбе на колбонагревателе при непрерывном кипении в течение 30 мин. Предварительно проводили корректировку значения pH среды растворов после цикловых кислотных выщелачиваний добавлением твёрдого карбоната натрия до значений 1,4-1,8. Проводили отбор проб через заданные промежутки времени.

Твёрдые пробы анализировали на содержание водо- и суммарнорастворимых соединений ванадия и общего ванадия в пересчёте на V_2O_5, растворы анализировали на содержание соединений ванадия в пересчёте на V_2O_5 и марганца в пересчёте на MnO, продукт осаждения анализировали на содержание V_2O_5 химическим способом.

Результаты и их обсуждение. Были рассчитаны значения степени перевода ванадия в растворимые соединения при термообработке. Увеличение продолжительности процесса до 120 мин при температуре 800°С приводит к увеличению степени перевода ванадия в растворимые соединения до 73,41%.

В результате цикловых выщелачиваний происходит накопление соединений ванадия в растворе. Использование 7%-ного раствора азотной кислоты при проведении 7 циклов продолжительностью 90 мин при соотношении Т:Ж=1:10 и температуре 50°С позволяет получить растворы с содержанием соединений ванадия 11,20-18,07 г/л V_2O_5, при этом средняя степень

извлечения ванадия на стадии выщелачивания составляет 64,43%. Содержание соединений марганца увеличивается с ростом числа циклов использования раствора: уже после 4 цикла содержание соединений марганца выше 5 г/л MnO, однако содержание соединений ванадия после четвёртого цикла недостаточно велико. После пятого цикла при охлаждении раствора происходит выпадение осадка – гипс $CaSO_4 \cdot 2H_2O$.

Осаждение в течение 30 мин при начальных значениях pH среды 1,40–1,80 из растворов, полученных при цикловых выщелачиваниях, позволяет получить пентаоксид диванадия с содержанием V_2O_5 36,78–44,17% масс.

Выводы. В результате экспериментальных исследований установлены оптимальные параметры процессов переработки ванадийсодержащих отходов стадии нейтрализации сточных вод: *термообработка* при температурах выше 800°С, продолжительности более 90 мин, без добавок; *цикловые азотнокислотные выщелачивания* при соотношении Т:Ж=1:10, продолжительности цикла 90 мин, температуре 50°С и использовании 7%-ного раствора кислоты в течение 5-6 циклов; *осаждение* V_2O_5 в течение 30 мин при начальном значении pH среды 1,20-1,50 и продолжительности более 30 мин.

Список использованных источников

1. Патент 2162113 РФ: Способ извлечения ванадия: № 99121009/02: от 06.10.1999: опубл. 20.01.2001 / Тарабрин Г.К., Рабинович Е.М., Бирюкова В.А. [и др.].
2. Патент 2230128 РФ: Способ переработки ванадийсодержащих конвертерных шлаков: №2003109343/02 от 03.04.2003: опубл. 10.06.2004 / Данилов Н.Ф., Вдовин В.В., Карпов А.А. [и др.].
3. Сажина М.М., Данилов Н.Ф., Пойлов В.З. Методология переработки химических отходов производства пентаоксида диванадия // Химия. Экология. Урбанистика. 2020. Т. 2020-4. С. 148-151.
4. Комплексная переработка ванадиевого сырья: химия и технология / В.Г. Мизин [и др.]; [отв. ред. В.Г. Бамбуров]; РАН, УрО, Ин-т химии твердого тела. Екатеринбург: [б. и.], 2005. 451 с.

The processing of neutralization wastes of vanadium pentoxide production from converter slag by sodium technology

Sazhina M.M., Poilov V.Z.

The chemical and phase composition of vanadium-containing waste which is formed during the waste effluent neutralization stage from the V_2O_5 production was determined. Laboratory studies of the processing stages with V_2O_5 obtaining were carried out. The optimal conditions of heat treatment, acid leaching and precipitation processes are determined.

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ КЛИНКЕРА ВЕЛЬЦ-ПРОЦЕССА В ПРОИЗВОДСТВЕ ЦЕМЕНТА

П.А. Митрофанов[1], А.О. Овсянников[1], И.С. Вохмякова[1], А.И. Гунько[1], И.С. Берсенев[2]

[1] ООО «ЦИНКУМ», г. Железногорск, Российская Федерация,
[2] ООО «Научно-производственное внедренческое предприятие ТОРЭКС», г. Екатеринбург, Российская Федерация

e-mail: ovsyannikov@urban-mining.eco; i.bersenev@torex-npvp.ru

Приведены результаты исследования использования клинкера вельц-процесса в качестве железосодержащей добавки при производстве цемента. Определено, что использование такого клинкера позволяет производить кондиционный цемент и позволяет утилизировать вторичные ресурсы производства цинка.

Большинство технологических процессов, связанных с переработкой минерального сырья, формирует полиэлементные и полиминеральные потоки материалов. Обогащенные полезными компонентами материалы используются как товарный продукт, объединенные – являются отходом или вторичным техногенным ресурсом [1-3]. Эффекты замкнутого цикла подразумевает экономически эффективное использование вторичных техногенных ресурсов в качестве сырья. Иными словами, использование техногенных отходов должно быть не только экологично, но и экономически эффективно. Строительная отрасль вообще, и цементная промышленность – в частности, являются крупными потребителями вторичных ресурсов металлургии – шлаков, шламов и щебня [4-9]. К числу крупнотоннажных (объем образования не менее 7 млн т/год [10]) является клинкер вельц-процесса. В производстве цемента этот материал может быть полезен как железосодержащая добавка. Технология вельц-процесса является основной стадией получения цинка из техногенного сырья, поэтому вовлечение этого материала в промышленность строительных материалов является актуальной задачей, решение которой позволяет приблизиться к безотходному замкнутому производству.

Компания «ЦИНКУМ» в г. Железногорск (Курская обл.) в начале 2025 г. производит запуск завода по переработке пыли дугового сталеплавильного процесса с получением товарного цинкового концентрата (вельц-оксид) и клинкера [11]. Клинкер производится в количестве 8500 т/мес. и представлен в виде гранул фракцией диаметром 1-10 мм (гранул размером 4-10 мм, свыше 80%). Преимущества клинкера состоят в снижении энергозатрат на производство цемента и снижении экологической нагрузки на окружающую среду. В настоящее время проводятся исследования по вовлечению клинкера в технологический процесс других производств, что обеспечит полную безотходность предприятия [12, 13]. Целью настоящей работы является оценка качества цемента при использовании клинкера вельц-процесса.

В качестве исходного сырья были использованы: клинкер ООО «ЦИНКУМ», известняк и глина – сырье ООО «Аккерман цемент» (г. Новотроицк). Химический состав клинкера ООО «ЦИНКУМ» представлен преимущественно оксидом железа (более 45-60%), оксидом кальция (15-25%), оксидом кремния (10-20%), оксидом алюминия (3-8%), оксидом марганца (2-3%) с оксидами других элементов. Низкая концентрация нежелательных элементов для цементного производства (щелочей, серы, хрома, остаточного цинка) позволяет использовать клинкер ООО «ЦИНКУМ» в качестве железосодержащей добавки при производстве цемента. Расчет трехкомпонентной шихты (глина, известняк, клинкер ООО «ЦИНКУМ») осуществлялся в специальной программе со следующими показателями и модульными характеристиками сырьевой смеси: КН=0,95, n=2,2, p=1,2, ПЦ клинкера: КН=0,95, n=2,2, p=1,2. Ожидаемое содержание минералов в клинкере: C_3S=60-65%, C_2S=10-15%, C_3A= -7%, C_4AF=11-14%, $CaO_{св}$=0,5%.

Проведено измельчение и смешивание компонентов шихты и последующий обжиг шихты по методике: из сырьевой смеси спрессовали таблетки диаметром 3 и 2 см под давлением 500 кг/см^2. Отпрессованные таблетки обжигались в электропечи с хромитлантановыми нагревателями. Режим обжига: подъем температуры 10°С/мин до температуры 1450°С. Изотермическая выдержка при температуре 1450°С 50 мин. Химический и фазовый состав цементного клинкера с клинкером ООО «ЦИНКУМ» по основным оксидам соответствовал ожидаемому расчетному химическому составу. Результаты рентгенофазового анализа и петрографического анализа показывают четкую кристаллизацию основных клинкерных минералов: алита, белита, трехкальциевого алюмината и четерёхкальциевого алюмоферрита. Алит представлен двумя модификациями М1 (21,25%) и М3 (49,18%). Общее содержание алита в ПЦ клинкере с добавкой ООО «ЦИНКУМ» около 70%, что немного меньше, чем в клинкере,

получаемом на производстве (целевое значение суммарного алита не менее 74%). Также, следует отметить повышенное содержание C_3A = 6,13% по сравнению с промышленным клинкером (среднее содержание в пределах 1,8–3,5%). Микрофотография аншлифа цементного клинкера с клинкером ООО «ЦИНКУМ» приведена на рисунке 1.

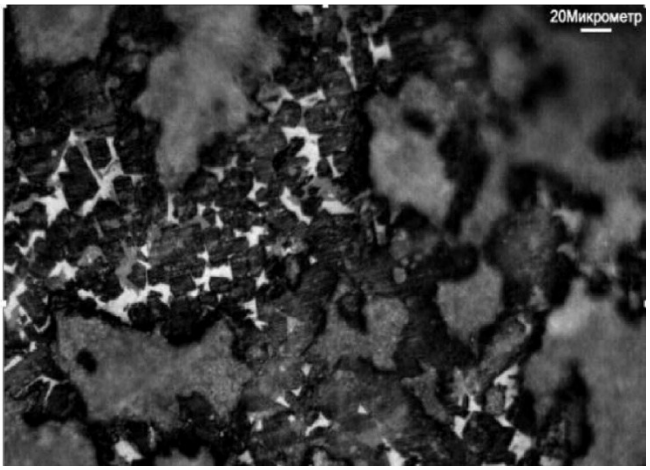


Рисунок 1. Микрофотография аншлифа цементного клинкера с клинкером ООО «ЦИНКУМ» (серое – C_2S, светлое – C_3A+C_4AF, темное – C_3S)

Замол цемента производили из расчета 4200 г клинкера и 210 г гипса на лабораторной роликовой мельницы до удельной поверхности 357 м^2/кг. Остатки на сите 09, 02, 008 зафиксированы величинами 0; 0,2; 3,5%, соответственно. Тонкость помола цемента соответствует ГОСТ 30744-2001 «Цементы. Методы испытаний с использованием полифракционного песка». Показатели качества цемента выполнены в соответствии с ГОСТ 30744-2001 и составили: плотность 3,17 г/см^3; ТВО изгиб 5,47 МПа; ТВО сжатие 30,17 МПа; предел прочности в возрасте 2 сут, на изгиб 4,74 МПа; предел прочности в возрасте 2 сут, на сжатие, 22,58 МПа; предел прочности в возрасте 28 сут, на изгиб, 7,14 МПа; предел прочности в возрасте 28 сут, на сжатие, 52,04 МПа; массовая доля оксида серы VI (SO_3) 2,01%; массовая доля хлор-иона (Cl^-) 0,022%; массовая доля щелочных оксидов в пересчете на R_2O - 0,58%. Прочностные характеристики цемента с клинкером ООО «ЦИНКУМ» на 2 суток сопоставимы с промышленным аналогами без добавки ООО «ЦИНКУМ». Полученные данные показывают, что клинкер вельц-процесса ООО «ЦИНКУМ» может быть использован в качестве железосодержащей добавки при производстве цемента. При этом производители цемента будут иметь следующие преимущества: диверсификация поставок железосодержащего сырья; улучшение экологичности производства; снижение затрат первичных материальных и энергетических ресурсов; в конечном итоге – снижение себестоимости продукции и устойчивое развитие территорий и отрасли. Дополнительным преимуществом является низкая влажность клинкера ООО «ЦИНКУМ».

Использование новых железосодержащих добавок для цементной отрасли достаточно актуально ввиду сокращения поставок шлаков и шламов металлургической отрасли, где ежегодно увеличивается степень рециклинга собственных железосодержащих отходов.

Список использованных источников

1. Классификация и характеристика вторичных ресурсов металлургического производства / Ю.Г. Ярошенко, В.Л. Советкин, И.Ю. Ходоровская и др. // Труды VI ежегодной конференции «Новые тенденции рационального использования вторичных ресурсов и проблемы экологии», М.: МИСиС, 2008, С. 244-250.
2. Бутов И.И. Отходы недропользования – что это? / И.И. Бутов, И.Г. Орлова, С.В. Дмитриева // Экология производства. 2021.

3. Лебедев Ю.В. Основа устойчивого развития сферы недропользования и деструктивные факторы / Ю.В. Лебедев, Н.Г. Валиев, М.С. Лебзин // Известия УГГУ. 2021. № 3(63). С. 149-155.
4. Хозин В.Г. Перспективы развития отрасли строительных материалов в свете использования вторичных ресурсов // Полимеры в строительстве: научный интернет-журнал. 2023. № 1(11). С. 22-29.
5. Производство окатышей как способ утилизации техногенных отходов / И.С. Берсенев, Е.С. Берсенев, А.Ю. Колясников, А.С. Лопатин // Черная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации, 2018, № 3, С. 37-41.
6. Федоров А.С. «Клинкер 732» завода «АККЕРМАНН ЦЕМЕНТ» // Цемент и его применение. 2021. № 2. С. 45-47.
7. Скороход А.М. Внедрение наилучших доступных технологий при производстве цемента // Экономика и предпринимательство. 2023. № 7(156). С. 1124-1126.
8. Снижение объемов выбросов производства теплоизоляции за счет брикетирования отходов / И.С. Берсенев, В.И. Матюхин Технологии техносферной безопасности, 2016, №5 (69), с.107-110 (электронный журнал) - http://academygps.ucoz.ru/ttb/2016-5/2016-5.html.
9. Технологические возможности использования роторно-вихревого агрегата для получения гипсового связующего / В.И. Матюхин, И.А. Павлова, А.В. Матюхина и др. Сталь. 2021. №5. С.65-68.
10. Вельц-процесс / П.А. Козлов. М.: Руда и металлы, 2002. 175 с.
11. https://zincum.eco/.
12. Патент 2819890 РФ, ООО «ЦИНКУМ» №2023122195 от 25.08.2023; опубл. 28.05.2024, БИ №18.
13. Патент 2820429 РФ; ООО «ЦИНКУМ» № 2023110671 от 25.04.2023; опубл. 03.06.2024, БИ №16.

The use of clinker waelz process in cement production

Mitrofanov P.A., Ovsyannikov A.O., Vokhmyakova I.S., Gunko A.I., Bersenev I.S.

The results of a study on the use of Waelz process clinker as an iron-containing additive in cement production are presented. It is determined that the use of such clinker allows the production of conditioned cement and allows the utilization of secondary zinc production resources.

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ ТЕХНОГЕННОГО ГИПСА ОТ НЕЙТРАЛИЗАЦИИ СЕРНОЙ КИСЛОТЫ С ПОЛУЧЕНИЕМ ИСКУССТВЕННОГО АНГИДРИТА ДЛЯ ЗАКЛАДОЧНЫХ СМЕСЕЙ РУДНИКОВ НОРНИКЕЛЯ

Я.И. Косов, М.С. Попов, Е.С. Владимиров, А.В. Трофимов, Д.В. Румянцев, В.А. Попов

ООО «Институт Гипроникель», Санкт-Петербург, Российская Федерация

e-mail: kosovyai@nornik.ru

Представлены результаты исследований и разработки технологии получения ангидрита сульфата кальция обжигом техногенного гипса, полученного от нейтрализации серной кислоты при утилизации серосодержащих газов от пирометаллургической переработки руд и концентратов ПАО «ГМК «Норильский Никель».

Создание ресурсосберегающих технологий в сочетании с охраной окружающей среды при переработке минерального сырья – одна из наиболее актуальных задач нашего времени [1].

Основным препятствием на пути использования фосфогипса для производства различных видов вяжущих является наличие в их составе кислых фтор- и фосфорсодержащих примесей, которые при термической обработке переходят в газообразную фазу, что приводит к негативным последствиям [2]. Норильский гипс от нейтрализации серной кислоты лишен указанных недостатков, а именно растворимых или летучих примесей ввиду совершенно другого

типа техногенного генезиса. Основной примесью в нем является известняк, пульпой которого осуществляют нейтрализацию серной кислоты, полученной от утилизации сернистых газов пирометаллургической переработки медно-никелевых руд и концентратов Норильского промышленного района (НПР).

Для заполнения горных выработок в ПАО «ГМК "Норильский Никель"» используют закладочные смеси, содержащие природный ангидрит, отвальный гранулированный шлак и цемент (реже щебень и др.) [3]. При этом для получения ангидритсодержащего гидравлического вяжущего ежегодно добывается порядка 2 млн т природного ангидрита. Учитывая перспективы развития рудной базы Заполярного Филиала ПАО «ГМК "Норильский Никель"», планируется увеличение потребления ангидрида до более 3 млн т в год, что потребует вложений в развитие шахты «Ангидрит». Использование техногенного гипса при приготовлении твердеющих закладочных смесей в НПР позволило бы отказаться от добычи природного ангидрита. Однако в существующем виде гипс не может быть использован в полной мере в технологиях закладочных смесей ввиду неудовлетворительных реологических свойств и недостижения требуемых прочностных характеристик. Для значительного вовлечения гипсового отхода в состав закладочных смесей была разработана технология утилизации с получением искусственного ангидрита и рецептура использования его в приготовлении закладочных смесей.

В рамках данного комплексного исследования по разработке технологии утилизации гипса и применения получаемого ангидрита были поставлены и решены следующие задачи:

– исследование химического, фазового, гранулометрического составов исходного техногенного гипса;

– определение в лабораторных условиях параметров обжига гипса для получения ангидрита сульфата кальция;

– исследование продуктов обжига гипса – ангидритов, полученных в процессе обжига при различных температурах;

– оценка влагопоглотительной способности продуктов обжига;

– исследования по подбору опытных составов и испытания образцов опытных составов закладочных смесей с использованием техногенных ангидритов.

Исследование режимов обжига и отработка режимов обжига в укрупненном масштабе укрупненно-лабораторной трубчатой вращающейся печи с наработкой партии искусственного ангидрита для дальнейших исследований по закладочным смесям.

В перспективе намечена промышленная апробация утилизации гипсовой пульпы путем проведения опытно-промышленных испытаний (ОПИ) по получению ангидрита на промышленном оборудовании Цементного завода Норильского обеспечивающего Комплекса, с последующими ОПИ на поверхностно-закладочном комплексе (ПЗК) одного из рудников («Скалистый», «Октябрьский», «Таймырский» или «Комсомольский») по закладке выработанного пространства с целью подтвердения эффективности использования полученного ангидрита в составе закладочных смесей.

Список использованных источников

1. Чантурия В.А., Чаплыгин Н.Н., Вигдергауз В.Е. Ресурсосберегающие технологии переработки минерального сырья и охрана окружающей среды // Горный журнал. 2007. № 2. С. 91-96.
2. Мечай А.А., Новик М.А., Бановская Е.И. и др. Технологии переработки фосфогипса на высокообжиговые гипсовые вяжущие и сульфоалюминатный модификатор для растворов и бетонов // Строительная наука и техника. 2009. №5. С 64-69.

3. Монтянова А.Н., Трофимов А.В., Румянцев А.Е. и др. Опыт и эффективность применения пластифицированных закладочных смесей // Вестник МГТУ им. Г.И. Носова. 2019. Т. 17. № 1. С. 18-25.

Development of technology of processing of technogeneous gypsum from neutralizing sulfuric acid to produce artificial anhydrite for backfill mixtures in Norilsk Nickel mines

Kosov Ya.I., Popov M.S., Vladimirov E.S., Trofimov A.V., Rumyantsev D.V., Popov V.A.

The results of research and development of technology for the production of calcium sulfate anhydrite by roasting technogenic gypsum obtained from the neutralization of sulfuric acid during the disposal of sulfur-containing gases from the pyrometallurgical processing of ores and concentrates of PJSC MMC Norilsk Nickel are presented.

СИЛИКАТНЫЕ МАТЕРИАЛЫ ДЛЯ СОРБЦИИ И ИММОБИЛИЗАЦИИ КОБАЛЬТА*

Е.К. Папынов[1], С.Б. Ярусова[1,2], Е.А. Нехлюдова[2], Н.П. Иванов[1], О.О. Шичалин[1], А.А. Белов[1], П.С. Гордиенко[2]

[1] ФГАОУ ВО «Дальневосточный федеральный университет», г. Владивосток, Российская Федерация

[2] ФГБУН «Институт химии Дальневосточного отделения РАН», г. Владивосток, Российская Федерация

e-mail: yarusova_10@mail.ru

В работе представлены результаты исследований авторов в области получения материалов на основе силикатов и алюмосиликатов, перспективных для сорбции и иммобилизации кобальта. Приведена краткая характеристика сорбентов и значения максимальной сорбционной емкости полученных сорбентов по отношению к ионам Co^{2+}.

В зарубежных и отечественных научных исследованиях силикаты определяются как перспективный класс сорбентов кобальта. Величина сорбционной емкости исследуемых в современной научной литературе силикатных материалов (аморфные гидратированные силикаты магния и кальция, алюмосиликатные гели, природные цеолиты и модифицированные материалы на их основе и др.) по отношению к ионам кобальта достигает сотен мг/г [1, 2].

В ДВФУ совместно с Институтом химии ДВО РАН разработаны сорбенты на основе силикатов и алюмосиликатов щелочных и щелочноземельных металлов с различным соотношением Si/Al, в том числе, на основе природного сырья и техногенных отходов [3–7].

Краткая характеристика сорбентов на основе силикатов, полученных как в модельных системах, так и из техногенных отходов, некоторые результаты собственных исследований авторов по сорбции ионов Co^{2+}, приведены в таблице 1.

Основываясь на данных по значению максимальной сорбционной емкости силикатов кальция (до 4,1 ммоль·г$^{-1}$), авторы [8, 9] разработали составы на основе $CaCoSi_2O_6$ для получения методом искрового плазменного спекания твердотельных керамических матриц для иммобилизации кобальта с высоким значением относительной плотности (до 99,9%), прочности

* ***Характеристика полученных материалов проводилась в рамках проекта № FZNS-2024-0014 «Структурно-фазовые исследования при синтезе новых функциональных материалов с применением рентгеновской дифракции на источнике синхротронного излучения».***

на сжатие (до 637,3 МПа) и микротвердости по Виккерсу (до 8.34 ГПа), со скоростью выщелачивания кобальта (R_{Co}), не превышающей 10^{-7} г·см$^{-2}$·сут$^{-1}$, и коэффициентом диффузии (D_e) 10^{-12}-10^{-17} см^2·с$^{-1}$, что соответствует требованиям ГОСТ Р 50926-96 для отвержденных высокоактивных отходов.

Таблица 1. Значения максимальной сорбционной емкости силикатов из различного сырья по отношению к ионам Co^{2+} ($CoCl_2·6H_2O$)

Сорбент	**Фазовый состав продукта; удельная поверхность; плотность**	**Условия сорбции ионов Co^{2+} (температура, °С; соотношение Т:Ж; максимальная сорбционная емкость, A_m, ммоль·г$^{-1}$)**	**Литература**
Силикат кальция, полученный в модельной системе $CaCl_2$–Na_2SiO_3–H_2O, *t*=20°С	Аморфная фаза, кальцит $CaCO_3$; 105,9 м^2/г; 2,05 г/см^3	20°С; 1:40 / 1:400; 3,32 / 1,1	3, 4
Силикат кальция, полученный в модельной системе $CaSO_4·2H_2O$–$SiO_2·nH_2O$–KOH–H_2O, *t*=220°С, 3 ч (автоклав)	Аморфная фаза, волластонит $CaSiO_3$; гидросиликат кальция $Ca_{1,5}SiO_{3,5}xH_2O$/1,5CaO·SiO_2xH_2O, тоберморит 9 Å $Ca_4(Si_6O_{15})(OH)_2·5H_2O$; 146,4 м^2/г; 2,63 г/см^3	20°С; 1:400; 0,5	4
Силикат кальция, полученный из отходов борного производства, *t*=20°С (ультразвуковая обработка)	Аморфная фаза, кальцит $CaCO_3$, кварц SiO_2; 50,0 м^2/г	20°С; 1:40; 4,1	3, 5
Силикат кальция, полученный из отходов борного производства, *t*=118°С, 3 ч (автоклав)	Аморфная фаза, кальцит $CaCO_3$, кварц SiO_2; 22,0–40,0 м^2/г; 2,25 г/см^3	20–60°С; 1:400; 0,72–1,33	6
Синтетические алюмосиликаты калия $KAlSi_xO_y·nH_2O$, где x = 1,3,5, *y*=2(*x*+1), после модификации раствором $CaCl_2$	Аморфная фаза; 217–425 м^2/г; 2,01–2,17 г/см^3	20°С; 1:1000; 0,38–0,48	7*
Синтетические алюмосиликаты натрия $NaAlSi_xO_y·nH_2O$, где *x* = 1,3,5, *y*=2(*x*+1), после модификации раствором $CaCl_2$	Аморфная фаза; 200–335 м^2/г; 2,0–2,08 г/см^3	20°С; 1:1000; 0,7–0,82	7*

*Примечание: в работе [7] описана методика синтеза, данные по сорбции ионов Co^{2+} не публиковались ранее.

Таким образом, материалы на основе силикатов и алюмосиликатов, полученные в водных многокомпонентных системах, как модельных, так и с компонентами техногенного происхождения, являются перспективными для сорбции и иммобилизации кобальта и представляют интерес для дальнейших исследований.

Список использованных источников

1. Islama M.A., Morton D.W., Johnson B.B. et al. Opportunities and constraints of using the innovative adsorbents for the removal of cobalt(II) from wastewater: A review // Environmental Nanotechnology, Monitoring & Management. 2018. Vol.10. P. 435–456.
2. González-Rodríguez L., Hidalgo-Rosa Y., Prieto García J.O. et al. Study of heavy metals adsorption using a silicate-based material: Experiments and theoretical insights // Chemical Physics Impact. 2024. Vol. 9. 100714.

3. Гордиенко П.С., Ярусова С.Б., Буланова С.Б. и др. Сорбционные свойства материалов на основе силикатов кальция по отношению к ионам Co^{2+} // Химическая технология. 2011. Т. 12. № 5. С. 282–290.
4. Балыбина В.А., Нехлюдова Е.А., Ярусова С.Б. и др. Сорбция ионов Co^{2+} и Sr^{2+} силикатами кальция// Тез. докл. XXV Всероссийской конференции молодых учёных-химиков (с международным участием). Нижний Новгород, 19–21 апреля 2022 г.– Нижний Новгород: Национальный исследовательский Нижегородский государственный университет им. Н.И. Лобачевского, 2022. С.268.
5. Yarusova S.B., Gordienko P.S., Buravlev I.Yu. et al. Chapter 18. The use of ultrasonic treatment in technological processes of complex processing of industrial waste: Energetic insights // Energy Aspects of Acoustic Cavitation and Sonochemistry. Editor(s): Oualid Hamdaoui, Kaouther Kerboua, Elsevier, 2022, P. 299–313.
6. Yarusova S.B., Gordienko P.S., Ivanov V.V. et al. Kinetic and diffusion parameters of the sorption of Co^{2+} ions by a sorbent based on industrial waste // Russian Journal of Physical Chemistry A. 2025. Vol. 99. № 4. P. 684–689.
7. Нехлюдова Е.А., Иванов Н.П., Ярусова С.Б. и др. Синтез и исследование сорбционных свойств наноструктурированных алюмосиликатов натрия с различным соотношением Si/Al // Неорганические материалы. 2023. Т. 59. № 12. С. 1350–1358.
8. Shichalin O.O., Yarusova S.B., Ivanets A.I. et al. Synthesis and spark plasma sintering of solid-state matrices based on calcium silicate for ^{60}Co immobilization // Journal of Alloys and Compounds. 2022. Vol.912. 165233.
9. Shichalin O.O., Yarusova S.B., Ivanov N.P. et al. Calcium silicate solid-state matrices from boric acid production waste for ^{60}Co removal and immobilization by spark plasma sintering // Journal of Water Process Engineering. 2024. Vol. 59. 105042.

Silicate materials for sorption and immobilization of cobalt

Papynov E.K., Yarusova S.B., Nekhliudova E.A.,
Ivanov N.P., Shichalin O.O., Belov A.A., Gordienko P.S.

The paper presents the results of the authors' research in the field of synthesis of materials based on silicates and aluminosilicates that are promising for sorption and immobilization of cobalt. Brief characteristics of sorbents and maximum sorption capacity values of the obtained sorbents with respect to Co^{2+} ions are summarized.

ОСОБЕННОСТИ АВТОКЛАВНОГО СИНТЕЗА СИЛИКАТОВ КАЛЬЦИЯ ИЗ ОТХОДОВ БОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА*

С.Б. Ярусова[1], П.С. Гордиенко[1], Д.В. Достовалов[1], Ю.В. Сушков[1], А.В. Замараева[2], И.Г. Жевтун[1], И.В. Малышев[1]

Дальневосточное отделение РАН
[1] Институт химии, г. Владивосток, Российская Федерация
[2] Дальневосточный геологический институт, г. Владивосток, Российская Федерация

e-mail: yarusova_10@mail.ru

В работе исследован процесс автоклавного синтеза силикатов кальция из отходов производства борной кислоты при температурах 120, 160 и 180°С в течение 24 ч. Получены данные по фазовому составу, морфологии частиц и термическому поведению полученных продуктов реакции.

* ***Работа выполнена в рамках гос. задания Института химии ДВО РАН FWFN (0205)-2025-0002. Исследования проведены с использованием оборудования ЦКП Дальневосточный центр структурных исследований ИХ ДВО РАН и на оборудовании ЦКП Приморский центр локального, элементного и изотопного анализа ДВГИ ДВО РАН.***

Институтом химии ДВО РАН совместно с ведущими университетами Дальнего Востока (ВВГУ, ДВФУ и СВФУ им. М.К. Аммосова) активно проводятся работы, связанные с разработкой физико-химических основ комплексной переработки отходов борного производства (борогипса), накопленных на территории Приморского края. К настоящему времени проведены исследования процесса щелочной обработки борогипса с получением гидросиликатов кальция $nCaO{\cdot}mSiO_2{\cdot}pH_2O$, волластонита $Ca_6Si_6O_{18}$ и калийных удобрений в режиме ультразвукового, микроволнового воздействия и автоклавной обработки [1].

Процесс получения гидросиликатов кальция из борогипса в присутствии щелочного агента (гидроксида калия) описывается суммарным уравнением [2]:

$$n\,(CaSO_4\cdot 2H_2O) + m\,(SiO_2{\cdot}q\,H_2O) + 2n\,KOH + (k\text{-}3n\text{-}mq)\,H_2O = \\ = nCaO{\cdot}\,mSiO_2{\cdot}k\,H_2O + n\,K_2SO_4. \quad (1)$$

Зависимость степени прохождения приведенной реакции (1) в гидротермальных условиях установлена в работах [3, 4] только при температуре 220°С во временном интервале 3-12 ч, поэтому остается актуальным вопрос выбора оптимальных условий указанного процесса.

На данном этапе получены данные по фазовому составу, термическому поведению и морфологии продуктов реакции компонентов борогипса в щелочной среде при температурах 120, 160 и 180°С в течение 24 ч.

Автоклавную обработку борогипса раствором гидроксида калия проводили в лабораторном автоклаве при соотношении твердой и жидкой фаз 1:5, температуре 120, 160 и 180°С в течение 24 ч. Степень прохождения реакции контролировали по остаточной концентрации гидроксида калия в растворе.

Степень прохождения реакции и плотность образцов до и после обжига при температуре 1000°С приведены в таблице 1. Дифрактограммы и микрофотографии соответствующих образцов, полученных при температурах 120–180°С в течение 24 ч, приведены на рисунке 1.

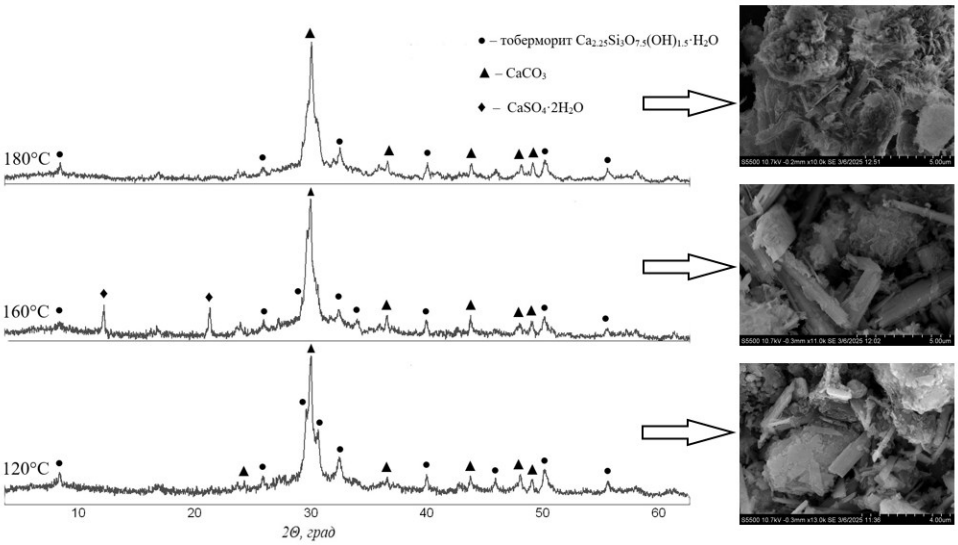


Рисунок 1. Дифрактограммы и СЭМ изображения осадков-продуктов автоклавной обработки борогипса в течение 24 ч при температурах 120, 160 и 180°С

Как видно из рисунка 1, при изменении температуры автоклавной обработки происходят изменения в фазовом составе продуктов реакции компонентов борогипса в щелочной среде. Формирование тоберморита $Ca_5Si_6O_{16}(OH)_2$ происходит при 120°С. В продуктах синтеза, полученных в интервале температур 120–180°С, присутствует фаза кальцита, образование

которого связано с реакциями, протекающими при синтезе (образование гидроксида кальция $Ca(OH)_2$, его взаимодействие с CO_2; разложение гидросиликатов кальция вследствие взаимодействия с парами воды и поглощения CO_2 из воздуха). Присутствие фазы непрореагировавшего $CaSO_4 \cdot 2H_2O$ при 160°С, возможно, связано с уменьшением растворимости двуводного гипса при повышении температуры и с окклюзионными процессами. Как видно из представленных СЭМ изображений, полученные продукты синтеза состоят из частиц различной формы размером от 500 нм до 5-6 мкм и агломератов частиц размером до 20-30 мкм. Встречаются единичные частицы игольчатой формы и частицы с плоскими гранями лепестковой формы. При 180°С увеличивается количество тонкодисперсных частиц, образующих агломераты сетчатой формы, характерных для тоберморита.

Таблица 1. Степень прохождения реакции гидротермальной обработки борогипса и плотность осадков, полученных при различной температуре

Температура гидротермальной обработки, °С	**Степень превращения КОН α_t**	**Плотность образцов, г/см^3**	
		до обжига	**после обжига при температуре 1000°С**
120	0,87	2,22	2,97
160	0,81	2,7	2,9
180	0,82	2,6	2,93

Термограммы образцов, полученных при температурах 120–180°С не имеют существенных различий. Продукты синтеза содержат 15,4–18,0% воды, выделяющейся в интервале температур от 20 до 700°С. В интервале температур 822–825°С на термограммах фиксируется экзоэффект, который относится к переходу тоберморита в кристаллическую фазу волластонита. В области 700–800°С регистрируются 2 эндоэффекта: в интервале температур 696–732°С и при более высокой температуре в интервале 784–796°С. Эндоэффекты при более низких температурах можно отнести к разложению до $CaCO_3$ силикатно-карбонатных минералов, образование которых возможно в рассматриваемой системе, где присутствуют CO_2 и H_2O. Разложение карбоната кальция происходит при более высоких температурах: на термограмме карбоната кальция марки «х.ч.» регистрируется эндоэффект в интервале температур 700–900°С. Поэтому эндоэффект при более высокой температуре можно отнести к разложению $CaCO_3$.

После обжига осадков при 1000°С фазовый состав всех образцов, независимо от температуры гидротермального синтеза, при которой они получены, характеризуется наличием кристаллической фазы волластонита $CaSiO_3$. В образцах, полученных при 120°С, также присутствует кристаллическая фаза кварца SiO_2, интенсивность дифракционных пиков которого с увеличением времени синтеза уменьшается. Плотность образцов после обжига возрастает и находится в диапазоне 2,9–2,97 г/см^3. Необходимо проведение дальнейших исследований, касающихся детального изучения кинетики, фазового состава, морфологии соединений, образующихся при гидротермальной обработке борогипса, для оптимизации ее условий.

Список использованных источников

1. Комплексная переработка борсодержащего минерального сырья и техногенных отходов: монография / под науч. ред. д-ра техн. наук, проф. П.С. Гордиенко. – Владивосток: Изд-во ВВГУ, 2024. 198 с.
2. Ярусова С.Б. Синтез силикатов кальция в многокомпонентных системах и их физико-химические свойства: Дисс…канд. хим. наук. Владивосток, 2010. 128 с.
3. Гордиенко П.С., Ярусова С.Б., Буравлев И.Ю. и др. Исследование кинетики процесса щелочной обработки отходов борного производства при различных условиях // Журнал физической химии. 2021. Т. 95. № 1. С. 23–27.

4. Гордиенко П.С., Ярусова С.Б., Козин А.В. и др. Кинетические закономерности автоклавного синтеза гидросиликатов кальция из отходов производства борной кислоты // Сборник материалов V Международной конференции по химии и химической технологии, 25–29 сентября 2017. Ереван: ИОНХ НАН РА, 2017. С. 62–64.

The specific peculiarities of calcium silicates autoclave synthesis from boron production wastes

Yarusova S.B., Gordienko P.S., Dostovalov D.V.,
Sushkov Yu.V., Zamaraeva A.V., Zhevtun I.G., Malyshev I.V.

The process of calcium silicates autoclave synthesis from boric acid production wastes at temperatures of 120, 160 and 180°C for 24 h has been examined. The data on phase composition, particle morphology and thermal behaviour of the obtained reaction products were obtained.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ РЕКУЛЬТИВАЦИИ ЗОЛООТВАЛОВ КУСТАРНИКОВЫМИ РАСТЕНИЯМИ НА ПРИМЕРЕ ЗОЛООТВАЛА РЕФТИНСКОЙ ГРЭС

А.В. Тетенева, А.А. Кузнецов, А.В. Шамшурин, А.И. Вальцева
ФГАОУ ВО «Уральский федеральный университет
им. первого Президента России Б.Н. Ельцина», г. Екатеринбург, Российская Федерация
e-mail: tetenewa@mail.ru

Рассмотрена возможность рекультивации золоотвалов кустарниковыми растениями с целью скорейшего формирования почвенного слоя. Проведенные эксперименты свидетельствуют о хорошей приживаемости кустарниковых растений и образовании суглинка из зольного субстрата золоотвала.

Рекультивация неразрывно связана с деятельностью человека, развитием горнорудной промышленности, с добычей и переработкой полезных ископаемых, освоением неудобных земель [1]. Т.С. Чибрик [2] под рекультивацией земель понимает комплекс работ, направленных на восстановление биологической продуктивности и хозяйственной ценности нарушенных земель, а также на улучшение условий окружающей природной среды.

В РФ примерно 25% [5] электрических станций используют в качестве топлива уголь. На сегодняшний день золошлаковые отходы ТЭЦ лишь на 10% используются в различных отраслях производства, хотя потенциал их использования гораздо шире. Однако большая часть золошлаковых отходов складируется на золошлакоотвалах. Золоотвалы – это своеобразные элементы техногенного ландшафта, создаваемые путем аккумуляции золы, образующейся при сжигании твердого топлива. Отработанные золошлакоотвалы представляют собой сложные техноприродные объекты [3]. Процесс восстановления таких объектов как золоотвал обязательно должен завершиться этапом биологической рекультивации с целью регенерации биоценозов, то есть создания в условиях отдельного экотопа нового почвогрунта с устойчивыми растительными сообществами. Но прежде, чем проводить этап биологической рекультивации необходимо провести технический этап, целью которого является планировка и формирование откосов, снятие и нанесение плодородного слоя почвы, устройство мелиоративных и гидротехнических сооружений, если необходимо – захоронение токсичных отходов [4].

Для выяснения оптимального варианта засева техногенного экотопа проведены лабораторные исследования, с целью установления возможности произрастания культр-ремедиантов на золоотвале Рефтинской ГРЭС. Вначале были взяты самые распространенные

кустарниковые – черенки облепихи и ивы, корневые отводки малины. Свет искусственный включался на 6 часов в сутки. Эти культуры были выбраны благодаря их нетребовательности и возможности произрастания на различных почвах. Через месяц укорененные кустики были готовы для проведения эксперимента. Чтобы предотвратить заражение грибком почва и черенки были обработаны биофунгицидом, раствором глиокладина и алирина.

На золоотвале №1 Рефтинской ГРЭС был получен грунт с включениями золы, залегающей слоями (рисунок 1).



Рисунок 1. Проба грунта золоотвала 1 Рефтинской ГРЭС

Анализ показал, что выбранный образец не обладает свойствами почвы, и характеризуется дефицитом питательных элементов, что исключает естественное прорастание на территории древесной растительности. В связи с этим рекультивация с использованием черенков деревьев признана экономически нецелесообразной и малоэффективной. Установлено, что через 10-15 лет рост деревьев полностью прекращается из-за истощения ресурсов субстрата, что указывает на необходимость предварительного создания плодородного слоя. В то же время рекультивация кустарниковыми видами демонстрирует высокую эффективность при меньших затратах. Это обусловлено их широким распространением на Среднем Урале, высокой приживаемостью в разнообразных почвенных условиях, а также отсутствием необходимости предварительного высаживания посадочного материала в лесных хозяйствах.

Повторный эксперимент со слоями золы 9 см и почвы 3 см доказал эффективность кустарников для рекультивации – все черенки прижились за неделю (рисунок 2). Для полевых условий необходимо предварительное внесение азотных удобрений.



Рисунок 2. Горшки с посаженными черенками кустарниковых растений и контроль развития корневой системы в процессе эксперимента

Ключевым параметром стало исследование электропроводности зольного субстрата (измерено мультидатчиком Релеон) – важного показателя плодородия и уровня загрязнения

почвы. Данные измерений указывают на то, что субстрат соответствует чрезмерно засоленным суглинкам. Для снижения засоленности может быть порекомендован: посев солеустойчивых многолетних трав, агротехнические мероприятия, такие как рыхление, боронование, зяблевая вспашка, внесение органических удобрений, добавление верхового торфа.

Дополнительные исследования выявили: уровень pH почвенной вытяжки составляет 5,8 (слабокислая, близкая к нейтральной).

Анализ содержания органики выявил значительное улучшение показателей после рекультивации: в восстановленном субстрате масса органического вещества – 4,5% (нормальный уровень), а в золе лишь 0,1%.

Показатели почвы (электропроводность, pH, масса органического вещества) условно принято считать нормальными, сформирован тяжелый суглинок, однако необходимо учитывать, что эксперименты проведены в лабораторных условиях, для формирования гумусового и почвенного слоев на самом золооотвале потребуется некоторое количество итераций по засеванию техногенного экотопа, формированию и развитию биоценоза.

Проведенные эксперименты показали положительный результат. Почти все укоренённые черенки показали уверенный рост, что свидетельствует о возможной рекультивации золоотвалов подобными растениями, что является более быстрым и дешевым способом, нежели чем рекультивация непосредственно деревьями.

Список использованных источников

1. Лазарева И.В. История практических и научных работ по рекультивации нарушенных территорий – пути российских новаций // Природно-техногенные комплексы: рекультивация и устойчивое функционирование. Новосибирск: Изд-во Окарина, 2013. С. 24-27.
2. Чибрик Т.С. Экологические основы и опыт биологической рекультивации нарушенных промышленностью земель / Т.С. Чибрик, Н.В. Лукина, Е.И. Филимонова, М.А. Глазырина. Екатеринбург: Изд-во Урал. ун-та, 2011. 268 с.
3. Панков В.Я. Лесная рекультивация нарушенных земель / Я.В. Панков, Ф.Е. Иванов, В.Н. Данько и др. – Воронеж: изд-во ВГУ, 1991. 184 с.
4. Пигорев И.Я. Рекультивация земель – КМА и пути ее зарождения / И.Я. Пигорев, А.И. Стифеев // Природно-техногенные комплексы: рекультивация и устойчивое функционирование. Новосибирск: Изд-во Окарина, 2013. С. 31-35.
5. Россия держится за уголь [Электронный ресурс]. URL: https://www.kommersant.ru/doc/3869013 (дата обращения: 01.05.2025).

Investigation of the possibility of recultivation of ash dumps by shrubby plants using the example of the Reftinskaya HPP ash dump

Teteneva A.V., Kuznetsov A.A., Shamshurin A.V., Valtseva A.I.

The article considers the possibility of recultivation of ash dumps by shrubby plants in order to form the soil layer as soon as possible. The experiments carried out indicate a good survival rate of shrubby plants and the formation of loam from the ash substrate of the ash dump.

КАРБОНАТ ЦЕРИЯ – ПЕРСПЕКТИВНЫЙ СОРБЕНТ ДЛЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ АНИОНОВ И КАТИОНОВ ИЗ ВОДНЫХ СРЕД

Н.В. Мудрук, Ю.П. Семушина, М.В. Маслова, А.В. Нечаев

АО «ГК «Русредмет», Санкт-Петербург, Красное село, Российская Федерация

e-mail: nmudruk@rusredmet.ru

Изучение возможности использования соединений легкой группы РЗЭ в качестве сорбентов и фотокаталитических материалов представляет интерес с точки зрения повышения ликвидности процесса переработки редкометалльного сырья. В рамках исследования была изучена сорбция фосфат-иона на карбонатах церия, полученных при переработке концентрата РЗЭ. Эффективность сорбции на гидратированном карбонате достигает 99,5%, что говорит о целесообразности его применения для очистки водных сред с целью предотвращения эвтрофикации. В свою очередь отработанный сорбент, содержащий гидрофосфат церия, был опробован в качестве сорбента для удаления двухвалентных катионов металлов из водных растворов. Показано, что при сорбции фосфат-иона из кислых сред на карбонате церия возможно получение фосфатного материала необходимой модификации. Изучена сорбция катионов меди и никеля на полученных образцах.

Увеличение содержаний фосфат-ионов в водоемах значительно ускоряет процесс эвтрофикации [1, 2]. Снижение концентрации фосфата в поверхностных водах является первой адаптивной мерой по контролю процесса эвтрофикации [3]. Из ряда способов очистки водных сред от фосфата наиболее привлекательным является метод адсорбции вследствие простоты проведения процесса и высокой эффективности даже при низких концентрациях фосфат-ионов. В качестве сорбентов фосфат-иона используют различные промышленные отходы, природные материалы и разнообразные синтетические соединения металлов.

Соединения редкоземельных элементов (РЗЭ), особенно материалы на основе лантана, показали повышенную способность к сорбции фосфата [4, 5]. Церий по электронной конфигурации и химическим свойствам близок к лантану, но его соединения менее изучены в качестве сорбента для удаления фосфат-ионов [6]. Гидратированные карбонаты церия (III) $(Ce_2(CO_3)_3 \cdot xH_2O$ являются труднорастворимыми соединениями и могут быть легко получены осаждением – что теоретически позволяет использовать их в достаточно широком диапазоне pH очищаемых растворов [7]. Фосфаты церия в зависимости от их химического состава и структуры обладают фотокаталитическими [8,9] или ионообменными свойствами [10]. Авторы работы [10] впервые показали, что гидрофосфаты церия являются катионообменными материалами, способными обменивать ионы водорода на катионы щелочных металлов. Позднее исследования селективности ионного обмена и механизмов сорбции подтвердили эффективность гидрофосфатов церия в качестве сорбатов моно-, би- и трехвалентных ионов металлов. На материалах, основу которых составляют фосфаты церия различных модификаций исследована сорбция катионов токсичных металлов [11, 12] и радионуклидов [13, 14].

Наряду с этими фактами изучение возможности использования соединений легкой группы РЗЭ в качестве сорбентов и фотокаталитических материалов представляет интерес с точки зрения повышения ликвидности процесса переработки редкометалльного сырья.

Целью настоящей работы являлось изучение сорбции фосфат-иона на карбонате церия, а также определение возможности использования отработанного сорбента в качестве материала для очистки растворов от катионов токсичных металлов.

Объектом исследования служил карбонат церия, который получают при экстракционной переработке концентрата РЗЭ (ООО «Ловозерский ГОК»). Эффективность сорбции фосфат-иона из раствора с содержанием 608 мг/л по PO_4^{3-} составила 55,6 и 99,5% на исходном и

высушенном при 100°С образцах соответственно. Полученные изотермы сорбции представлены на рисунок 1. Экспериментальные данные хорошо соотносятся с моделью Ленгмюра, описывающей сорбцию на монослое.

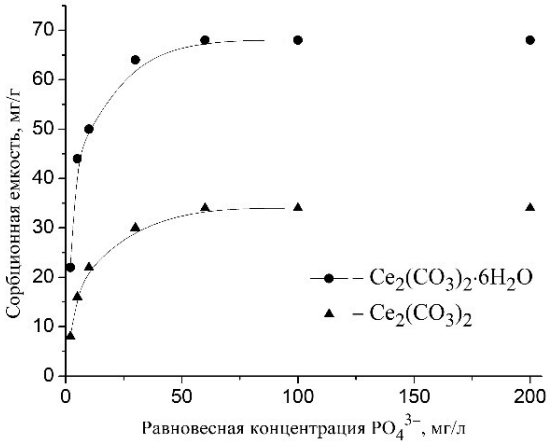


Рисунок 1. Изотермы сорбции PO_4^{3-} на исходном и высушенном при 100°С образцах карбоната церия

Полученные образцы отработанного сорбента (после сорбции на гидратированном карбонате церия) обрабатывались ортофосфорной кислотой с целью получения фосфата необходимого химического состава и структуры. Данные элементного, рентгенофазового, термического анализа и ИК-спектроскопии подтвердили формулу полученного соединения: $Ce(HPO_4)_2 \cdot 3H_2O$. Изучение сорбционных свойств полученного материала по отношению к катионам меди и никеля свидетельствует о возможности применения гидрофосфата церия для очистки растворов от Cu^{2+} и Ni^{2+}.

В работе была изучена сорбция фосфат-иона на карбонатах церия, полученных при переработке концентрата РЗЭ, и показана эффективность удаления PO_4^{3-} на из водных сред. Отработанный сорбент, содержащий гидрофосфат церия, был опробован в качестве сорбента для удаления двухвалентных катионов металлов из водных растворов. Показано, что при сорбции фосфат-иона из кислых сред на карбонате церия возможно получение кислого фосфата церия: $Ce(HPO_4)_2 \cdot 3H_2O$. Изучена сорбция катионов меди и никеля на полученных образцах.

Список использованных источников

1. Anderson D.M., Glibert P.M., Burkholder J.M. Harmful algal blooms and eutrophication: Nutrient sources, composition, and consequences // Estuaries. 2002. Vol. 25, № 4. P. 704–726.
2. Conley D.J., Paerl H., Howarth R.W. et al. Controlling Eutrophication: Nitrogen and Phosphorus // Science (1979). 2009. Vol. 323, № 5917. P. 1014–1015.
3. Lürling M., Mackay E., Reitzel K. et al. Editorial – A critical perspective on geo-engineering for eutrophication management in lakes // Water Res. 2016. Vol. 97. P. 1–10.
4. Xie J., Wang Z., Lu S. et al. Removal and recovery of phosphate from water by lanthanum hydroxide materials // Chemical Engineering Journal. 2014. Vol. 254. P. 163–170.
5. Haghseresht F., Wang S., Do D.D. A novel lanthanum-modified bentonite, Phoslock, for phosphate removal from wastewaters // Appl Clay Sci. 2009. Vol. 46, № 4. P. 369–375.
6. Shan S., Zhang T., Wang W. et al. Magnetite/hydrated cerium(III) carbonate for efficient phosphate elimination from aqueous solutions and the mechanistic investigation // Chemical Engineering Journal. 2021. Vol. 425. P. 128894.
7. Minamidate Y., Yin S., Sato T. Synthesis and characterization of plate-like ceria particles for cosmetic application // Mater Chem Phys. 2010. Vol. 123, № 2–3. P. 516–520.
8. de Lima J.F., Serra O.A. Cerium phosphate nanoparticles with low photocatalytic activity for UV light absorption application in photoprotection // Dyes and Pigments. 2013. Vol. 97, № 2. P. 291–296.
9. Masui T., Hirai H., Imanaka N. et al. New sunscreen materials based on amorphous cerium and titanium phosphate // J Alloys Compd. 2006. Vol. 408–412. P. 1141–1144.

10. Larsen E.M., Cilley W.A. The exchange of Li+, Na+ and K+ on cerium(IV) phosphate // Journal of Inorganic and Nuclear Chemistry. 1968. Vol. 30, № 1. P. 287–293.
11. Parangi T., Wani B., Chudasama U. Sorption and separation study of heavy metal ions using cerium phosphate: a cation exchanger // Desalination Water Treat. 2016. Vol. 57, № 14. P. 6443–6451.
12. Nilchi A., Maragheh M.G., Khanchi A.R. Properties, Ion-Exchange Behavior, and Analytical Applications of Cerium Phosphate Cation Exchangers Suitable for Column Use // Sep Sci Technol. 1999. Vol. 34, № 9. P. 1833–1843.
13. Romanchuk A.Yu., Kozlova T.O., Larina A.I. et al. Sorption of Radionuclides onto Cerium(IV) Hydrogen Phosphate $Ce(PO_4)(HPO_4)½(H_2O)_{½}$ // Radiochemistry. 2019. Vol. 61, № 6. P. 719–723.
14. Nazaraly M., Chanéac C., Ribot F. et al. A new story in the structural chemistry of cerium(IV) phosphate // Journal of Physics and Chemistry of Solids. 2007. Vol. 68, № 5–6. P. 795–798.

Cerium carbonate – an advanced sorbent for anions and cations removal from aqueous media

Mudruk N.V., Semushina Yu.P., Maslova M.V., Nechaev A.V.

Using compounds of the light REE group as sorbents and photocatalytic materials is of interest from the point of view of increasing the liquidity of the rare metal raw material processing process. The sorption of phosphate ion onto cerium carbonates obtained during the REE concentrate processing has been studied. Sorption efficiency on hydrated cerium carbonate reaches 99.5%, which indicates the feasibility of its use for cleaning aquatic media to prevent eutrophication. In turn, the spent sorbent containing cerium hydrophosphates was tested as a sorbent for divalent metal cations removal from aqueous solutions. It has been shown that after phosphate sorption from acid media it is possible to obtain a phosphate material of the required modification. The sorption of copper and nickel cations on the obtained samples has been studied.

СОРБЦИОННОЕ ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЛИТИЯ ИЗ ВЫСОКОСОЛЕВЫХ СРЕД

М.В. Маслова[1], Ю.П. Семушина[1], Н.В. Мудрук[1], Т.А. Хажимухаметов[1], Д.В. Майоров[2], А.В. Нечаев[1]

[1] АО «ГК «Русредмет», Санкт-Петербург, Красное село, Российская Федерация
[2] ФГБУН ФИЦ «Кольский научный центр РАН»
Институт химии и технологии редких элементов
и минерального сырья им. И.В. Тананаева – обособленное подразделение,
г. Апатиты, Российская Федерация
e-mail: mmaslova@rusredmet.ru

В работе представлены результаты синтеза высоко селективного к катионам лития сорбента на основе соединений алюминия механохимическим методом, отработаны методы грануляции, позволяющие получить сферогранулированный материал, сохраняющий все функциональные свойства сорбента. На реальных высокосолевых (с солесодержанием порядка 600 г/дм^3) гидроминеральных растворах изучены сорбционные равновесия и кинетика процесса по отношению к катиону лития. Динамическая емкость сорбента составляет 10-15 мг/г. Проверена циклируемость полученного сорбента в режиме сорбция-десорбция. Ресурсность сорбента во многом определяется составом гидроминерального сырья и наличием отравляющих сорбент примесей. Разработаны эффективные методы очистки десорбатов от примесей магния и кальция с целью получения чистого карбоната лития.

Мировые ресурсы лития на 1 января 2024 г. оцениваются в 105 млн т, из них около 60% приходится на гидроминеральное сырье.

Основными поставщиками литиевого сырья в мире являются Австралия, Чили, Китай и Аргентина. Австралия хоть и занимает первое место по производству сырья, но добывает его из руды (сподумен), в результате чего получается продукт более низкого качества и высокой

стоимости по сравнению с сырьем из рассола. Производство литиевых соединений из рассола является длительным процессом, но более высокая чистота получаемого на выходе продукта предопределяет его высокую стоимость и востребованность на мировом рынке. Примерно 40% лития добывается из рассолов (Чили и Аргентина) и 60% из руды (Австралия, Китай). Китай сейчас также осваивает технологии получения лития из гидроминерального сырья.

Россия потребности в литиевом сырье обеспечивает только за счет импорта. В связи с введением санкций российские проекты добычи и переработки лития нацелены на удовлетворение внутренних потребностей страны. Исходя из планов правительства по выпуску более 200 тыс. электрокаров, потребность в этом металле до 2030 г. составит 1,5 тыс. т. Кроме того, литий нужен России из стратегических соображений, в том числе для собственной термоядерной программы, в оборонно-промышленном комплексе, космической и атомной отраслях промышленности.

Недавние изменения в законодательство РФ относительно использования природных ресурсов открыло перед недропользователями (в основном нефтяными и газовыми компаниями) возможность комплексной разработки месторождений. Как правило, разработка нефтегазовых месторождений сопряжена с выходом на поверхность больших объемов гидроминеральных ресурсов (ГМР), содержащих значительные количества таких ценных компонентов, как литий, стронций, бор, бром, йод и другие. Себестоимость добычи лития из подземных вод может оказаться сопоставимой с рудными проектами, а на готовой нефтегазовой инфраструктуре показатель может быть даже ниже.

Современные технологии извлечения лития из ГМР основаны на методах осаждения или сорбции. С точки зрения стоимости и эффективности сорбционный метод приобретает все больший интерес, демонстрируя хорошую селективность к ионам лития даже при низких его концентрациях. Среди неорганических селективных сорбентов наиболее исследованным и коммерциализированным является сорбент на основе $LiCl{\cdot}2Al(OH)_3{\cdot}nH_2O$ (ДГАЛ-Cl). Несмотря на низкую рабочую емкость 2-6 мг/г он успешно сорбирует литий из рассолов с солесодержанием до 400 г/дм^3. В данной работе представлены результаты синтеза сорбента на основе соединений алюминия механохимическим методом, но в отличии от ДГАЛ представленный материал не имеет в своем составе солей лития. Установлена корреляция между условиями синтеза и сорбционными свойствами конечного продукта. Возможность направленного регулирования структурно-фазовой организации материала позволила существенно улучшить его сорбционные свойства по сравнению с известными сорбентами на основе соединений алюминия. Отработаны методы грануляции, позволяющие с одной стороны получить сферогранулированный материал с высокой насыпной плотностью и развитой удельной поверхностью (280-300 м^2/г), и, с другой стороны, сохранить функциональные свойства сорбента.

На реальных высокосолевых гидроминеральных растворах изучены сорбционные равновесия и кинетика процесса по отношению к катиону лития. Показано, что сорбция лития удовлетворительно описывается изотермой Ленгмюра. Изучены кинетические характеристики процесса сорбции на основе кинетических моделей внешней, внутренней диффузии и химической кинетики. Доказано, что скорость определяющей стадией является внешняя диффузия, кинетика сорбции также удовлетворяет модели псевдо-первого порядка. При сорбции лития из рассолов с солесодержанием порядка 600 г/дм^3 и концентрацией лития 0,58 г/л динамическая емкость сорбента составляет 10-15 мг/г. При сорбции из пластовых вод с содержанием лития 15 мг/л и общим солесодержанием 350 г/дм^3 емкость сорбента составляет 30-32 мг/г. При этом следует отметить, что сорбент проявляет высокую селективность к катионам лития, сорбция других катионов, присутствующих в растворах, не отмечена.

Проверена циклируемость полученного сорбента в режиме сорбция-десорбция. Ресурсность сорбента во многом определяется составом ГМС и наличием отравляющих сорбент примесей. В данных исследованиях сорбент прошел 50 циклов без ухудшения физико-химических и емкостных характеристик.

Разработаны эффективные методы очистки десорбатов от примесей магния и кальция с целью получения чистого карбоната лития.

Проверена возможность извлечения из ГМР не только лития, но и других компонентов. Это может поднять экономику добычи при минимальных операционных расходах. На мобильной установке по переработке ГМР без изменения аппаратурно-технологической схемы проведено осаждение стронция, магния и редкоземельных металлов. Извлечение других ценных компонентов, таких как йод и бром, многоступенчаты и трудноосуществимы в масштабах мобильной установки.

Sorption of lithium from high-salinity solutions

Maslova M.V., Semushina Yu.P., Mudruk N.V.,
Hazhimukhametov T.A., Mayorov D.V., Nechaev A.V.

In the current work a new mechanochemistry-based synthesis of aluminum-containing adsorbent of desired composition has been developed. The obtained material exhibits the high selectivity and sorption capacity for lithium ions. Granulation methods have been developed to obtain a spherically shaped material that retains all the functional properties of the adsorbent. Sorption equilibria and kinetics with respect to the lithium cation from gas field brine (salt content of about 600 g/dm^3) have been thoroughly investigated. It has been shown that sorption capacity of synthesized adsorbent is 10-15 mg/g in column regime. The reusability of the obtained solid in the sorption-desorption mode has been tested. The service life of the adsorbent is largely determined by the composition of gas field brine and the presence of impurities that poison the sorbent. Effective method to remove magnesium and calcium impurities from desorbing solvent have been developed and pure lithium carbonate has been obtained.

ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЖЕЛЕЗОСОДЕРЖАЩИХ КОМПОНЕНТОВ ИЗ ФЛОТАЦИОННЫХ ОТХОДОВ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫХ РУД

Т.И. Шакаров[1], Н.Т. Исматова[1], А.А. Мухамедбаев[2], З.М. Шодиев[3]

[1] Алмалыкский филиал НИТУ «МИСИС», г. Алмалык, Узбекистан
[2] НИП ООО «ANTENN-BRANCH, г. Ташкент, Узбекистан
[3] Самаркандский государственный университет, г. Самарканд, Узбекистан
e-mail: shakarovtulkin@gmail.com

Рассматриваются вопросы извлечения железосодержащих компонентов из флотоотхода медно-молибденовых руд МОФ-2 АО «Алмалыкский ГМК». Показана, что методом магнитной сепарацией можно извлечь магнитную фракцию из отхода флотации медно-молибденовых руд и получить на её основе сплав железа с показателем микротвердости равным 280 НВ.

Узбекистан располагает крупными запасами полезных ископаемых, в том числе медно-молибденовых руд. Крупные предприятия, такие как Навоийский и Алмалыкский горно-металлургические комбинаты, являются флагманами горнорудной промышленности Узбекистана. Однако, несмотря на используемые передовые технологии, в горно-металлургическом производстве образуются огромное количество отходов, содержащих полезные компоненты.

В настоящее время на отвалах АО «Алмалыкский ГМК» в результате многолетней переработки руд скопилось: хвостов флотации 960,5 млн т с содержанием меди около 0,17%;

шлаков пирометаллургического процесса 12,4 млн т с содержанием меди 0,7%; клинкера цинкового завода 533 тыс. т с содержанием меди 1,4%. В хвостохранилище № 1 медной обогатительной фабрики на площади 8 км^2 накоплено около 164,0 млн т отвальных хвостов со средним содержанием полезных компонентов в стометровой пляжной зоне: 0,18-0,2% меди; 0,0029-0,0033 % молибдена; 0,3-0,4 г/т золота; 1,0-1,8 г/т серебра. В хвостохранилищах НГМК находится 768,2 млн т отходов с содержанием золота около 0,2 г/т [1].

Накопленные объемы медьсодержащих техногенных минеральных ресурсов практически соответствуют объемам полезных ископаемых, поставленных на баланс месторождений. Отходы горно-металлургических производств содержат ценные компоненты минерального сырья, позволяющие отнести их к техногенным месторождениям как объектам комплексного использования сырья. Для их повторной переработки не требуются затраты, связанные с добычей руды и рудоподготовкой [2].

К особенностям данного вида сырья можно отнести и его легкодоступность. Хвосты флотации находятся на поверхности, залегают компактно и, соответственно, как было отмечено выше, не требуют больших затрат на добычу, т.е. отпадает трудоемкий и дорогостоящий процесс – извлечение пород из монолитного массива (проходка буровзрывных скважин, заряжание и взрывание, экскавация породы и т.д.). Известно, что при обогащении полезных ископаемых на подготовительные процессы отводится около половина всех производственных затратов.

Нельзя упускать из виду и тот факт, что утилизация отходов производства является реальным шансом общества в сохранении природной среды и ее ресурсов.

Утилизации отходов обогащения медно-молибденовых руд на действующих обогатительных фабриках горно-металлургического комплекса уделено недостаточное внимание. Технологические особенности такого передела недостаточно изучены, хотя в условиях систематической недозагруженности обогатительных фабрик, перерабатывающих медные руды, решалась бы часть экономических, экологических и социальных задач горно-металлургических предприятий.

Если рассматривать деятельность действующих обогатительных фабрик горно-металлургического комплекса, можно увидеть направленность предприятий на извлечение ценных компонентов, относящихся к цветным металлам. В хвостохранилище предприятий отправляются отходы перерабатываемой руды в огромных количествах, в том числе содержащие металлы и черной металлургии [3, 4]. К таким отходам относятся и рассматриваемые нами отходы флотации медно-молибденовых руд. Особенно этот вопрос актуален для регионов, где отсутствуют источники сырья для черной металлургии.

По данным [13], вовлечение забалансовой окисленной руды в производство меди значительно увеличивают сырьевые базы обогатительных фабрик и медеплавильного завода АГМК. Пробы забалансовых окисленных руд месторождения «Кальмакыр» на более чем 90% представлены породообразующими минералами. Рудообразующие элементы в пробах исходной руды месторождения представлены железом и серой. Количество железа находится на уровне до 3-5%. Преобладает железо в окисленной форме. Массовая доля серы составляет 0,74%. Порядка 30% серы находится в сульфатной форме. Оставшаяся сера входит в состав сульфидных минералов.

Попутное извлечение железа наряду с металлами цветной металлургии рассмотрены во многих работах. Однако, эти работы посвящены химическому обогащению железных руд с переводом железа в растворимое состояние, его извлечение из раствора с помощью фосфорорганического комплексона, обработку полученного осадка с последующими промывкой,

сушкой и прокаливанием [6], извлечению железа из железосодержащих материалов с высоким содержанием железа типа пыли из электродуговой печи путем смешивания железосодержащего материала и углеродного материла, растворение в полимера в гигроскопическом растворителе с добавлением карбоната кальция и алюмосиликатного связующего [7], извлечению алюминия и железа из золошлаковых отходов обработкой раствором серной кислоты с экстракцией алюминий содержащих компонентов в раствор и выделения магнитной фракции содержащей железо многократной классификацией и магнитной сепарацией [8], извлечению железосодержащих компонентов из техногенного материала тонкого класса с добавлением магнетитовых частиц и полиоакриамида [9], извлечению железа при технологии биоокисления золотосульфидного сырья переводом железа в жидкую фазу пульпы биокека, которое отмывают методом противоточной декантации (ПТД), а потом из слива ПТД получают железа [9].

Итак, приведенный обзор показывает сложность извлечения железосодержащих компонентов на предприятиях горно-металлургических производств.

Руды месторождения «Сары-Чеку» и «Кальмакыр», перерабатываемые на МОФ-2 АГМК, представлены в основном кварц-пирит-халькопиритовой, пирит-халькопиритовой, кварц-молибденовой и молибденовой ассоциациями. Главные рудные минералы месторождения – пирит (среднее содержание его в руде 5,32%) и халькопирит (1,37%). Технологический процесс переработки медного сырья включает трех стадийное дробление до крупности 92% класса – 16 мм, двухстадийное измельчение руды до крупности 60% класса -0,071 мм, коллективную медно-молибденовую флотацию руды, включающую основную и контрольную флотацию и две перечистки коллективного медно-молибденового концентрата, сгущение коллективных рудных концентратов и складирование хвостов фабрики на объединенное хвостохранилище.

Процесс флотации осуществляется в механических и пневмомеханических флотомашинах. Пенный продукт основной флотации направляется на двукратную перечистку концентрата, а хвосты ее – на контрольную флотацию, хвосты контрольной флотации являются отвальными при обогащении руды.

В процессе измельчения медно-молибденовых руд в шаровой мельнице образуется железный скрап из-за износа мелющих шаров и бронефутеровки мельниц. Железный скрап представляет собой мелкодисперсное, в значительной степени окисленное железо. Основными компонентами магнитной фракции в перерабатываемых медно-молибденовых рудах являются примесное железо из-за износа оборудования и железо в виде минералов.

Химический состав хвостов флотации медно-молибденовых руд и продуктов магнитной сепарации отходов флотации приведены в таблице 1. Из приведенных данных видно, что при содержании в флотоотходе трехвалентного железа 3,90 масс. %, его содержание в полученном магнитном концентрате достигает 44,21 масс. %, а содержание металлического железа соответственно 0,02 и 4,0 масс. %. Следует отметить, что магнитную сепарацию проводили в лабораторных условиях с применением постоянного магнита напряженностью в 0,1 Тл.

Полученную магнитную фракцию расплавили в лабораторной печи. Образец полученного железного сплава подвергали химическому анализу (таблица 2). Также, образец исследован в металлографической лаборатории АФ НИТУ «МИСИС» с применением ручной шлифовально-полировального станка МоРао–Е, металлографического микроскопа LABO-MET 1 и исследовательской программы TOUP-VEW.

Таблица 1. Химический состав хвостов флотации медно-молибденовых руд и продукта магнитной сепарации

Компоненты	Содержание, мас. %	
	хвосты флотации	магнитная фракция
SiO_2	67,24	33,89
TiO_2	0,32	0,46
Al_2O_3	13,75	9,43
$Fe_2O_{3\ общ.}$	3,90	44,21
$Fe_{металл..}$	0,02	4,00
Cr_2O_3	0,02	0,06
CaO	2,13	1,39
MgO	2,12	2,11
MnO	0,07	0,06
Na_2O	0,75	0,75
K_2O	5,62	2,80
P_2O_5	0,14	0,08
$S_{общ}$	0,62	0,56
V	0,02	0,09
Co	<0,05	<0,05
Cu	0,09	0,15
Zn	<0,02	0,02
Rb	0,02	0,01
Sr	0,01	<0,01
Zr	<0,01	<0,01
Mo	<0,01	<0,01
Sb	<0,05	<0,05
Ba	0,05	<0,05
Pb	<0,01	<0,01
CO_2	1,50	-
Сумма	**98,39**	**100,07**

Таблица 2. Химический состав образца железосодержащего сплава

Наименование элемента	**C**	**Mn**	**Si**	**S**	**P**	**V**	**W**	**Cr**	**N**	**Mo**	**Ni**	**Fe**
Массовая доля %	>1,5	0,035	0,105	>0,1	0,025	0,119	0,064	0,031	0,084	0,03	0,024	97,8

Примечание. Элементы с массовой долей меньше 0,02 % не указаны.

Наблюдаемая микроструктура (рисунок 1) представлена мелкозернистым перлитом. По границам перлитных зерен видны кристаллы цементита средней длины 0,009 ÷ 0,01 мм и средней ширины 0,005 мм. Величина зерна 7-8 мм по ГОСТ 5639. Микротвердость металла, определенное на трех точках на приборе ИТР 60/150 – АМ (твердомер Роквелла, шкала В) соответствует 280 НВ.

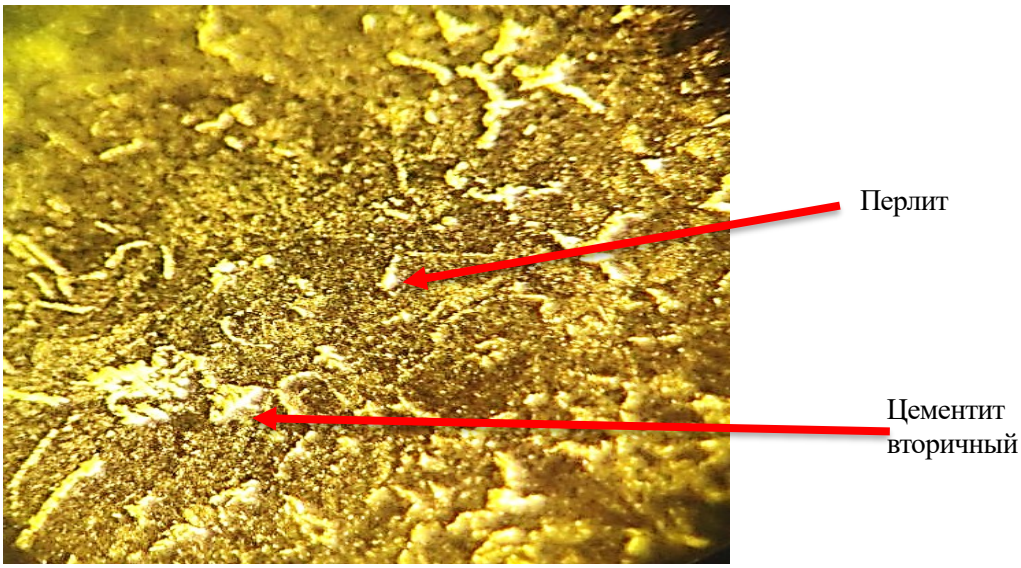


Рисунок 1. Перлит с цементитом, х200

Таким образом, исследованиями установлено, что магнитной сепарацией отхода флотации медно-молибденовых руд МОФ-2 АГМК можно извлечь магнитную фракцию, содержащую железосодержащие компоненты и получить железосодержащий сплав с показателем микротвердости равным 280 НВ. Технологическая схема извлечения железосодержащих компонентов из флотоотхода медно-молибденовых руд относительно простая, не требующая дополнительных подготовительных операций.

Список использованных источников

1. Санакулов К. Обоснование и разработка технологии переработки отходов горно-металлургических производств. Дисс. … д.т.н. Навои, 2009. 268 с.
2. Ванюков А.В., Зайцев В.Я. Шлаки и штейны цветной металлургии. М.: Металлургия, 1969. 406 с
3. Патент 2255127 RU. Способ извлечения меди и золота из окисленных руд и техногенных отходов / Заболоцкий А.И., Савеня Н.В., Агалаков И.П., Левин В.В., Кравцов В.А. Опуб. 27.06.2005. Бюл. № 18.
4. Патент 2258752 RU. Способ комплексной переработки металлургических отходов / Кудрявский Ю.П., Зильберман М.В., Шенфельд Б.Е., Черный С.А., Рахимова О.В. Опуб. 20.08.2005. Бюл. № 23.
5. Рахманов И.Ю., Абдурахмонов С.А., Шакаров Т.И. Исследование физико-химических свойств забалансовых окисленных руд месторождения «Кальмакыр» // Горный вестник Узбекистана. 2022. №1 (88). С. 74-76.
6. Патент 2022037 RU. Способ химического обогащения железных руд и технологическая схема для его осуществления / Коваленко А.И., Лебедев О.Ф., Помазан С.А. Опуб. 30.01.1994.
7. Патент 2147617 RU. Способ извлечения железа из железосодержащих материалов / Форд Дж. У., Ламберт Р. С., Мэдсен Р. Г. (US). Опуб. 20.04.2000. Бюл. № 11.
8. Патент 2436855 RU. Способ извлечения алюминия и железа из золошлаковых отходов / Александрова Т.Н., Прохоров К.В. Опуб. 20.12.2011. Бюл. № 35.
9. Патент 2486012 RU. Способ извлечения железосодержащих компонентов из техногенного материала тонкого класса / Прохоров К.В., Александрова Т.Н., Богомяков Р.В. Опуб. 27.06.2013. Бюл. № 18.

Extraction of iron-containing components from flotation wastes of copper-molybdenum ores

Shakarov T.I., Ismatova N.T., Mukhamedbaev A.A., Shodiev Z.M.

The issues of extracting iron-containing components from the flotation waste of copper-molybdenum ores of MOF-2 of Almalyk MMC JSC are considered. It has been shown that using the magnetic separation method it is possible to extract the magnetic fraction from the flotation waste of copper-molybdenum ores and obtain on its basis an iron alloy with a microhardness index of 280 HB.

КОМПЛЕКСНАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ НЕФТЯНЫХ ОТХОДОВ

Ю.П. Семушина, М.В. Маслова, Н.В. Мудрук, А.В. Нечаев
АО «ГК «Русредмет», Санкт-Петербург, Красное село, Российская Федерация
e-mail: mmaslova@rusredmet.ru

В работе представлена комплексная технология переработки нефтяных отходов, основанная на процессах пиролиза. В результате пиролиза образуются пиролизный газ, пиролизная жидкость и ванадийсодержащий твердый углеродный остаток. Пиролизный газ является экологически чистым продуктом с высоким энергетическим потенциалом и может эффективно применяться в качестве топлива. Образующаяся пиролизная жидкость по своим физико-химическим показателям и фракционному составу близкой к синтетической нефти. Обогащенный по металлам углеродный остаток перерабатывается гидрометаллургическими методами с выделением пентаоксида ванадия требуемой чистоты, а остаток после выделения металлов может служить сырьем для получения промышленных углеродистых материалов. Таким образом, глубокий химический рециклинг нефтешламов относится к инновационным технологиям, работающим на принципах экономики замкнутого цикла, поскольку позволяет получать целый ряд товарных продуктов при максимальном использовании потенциала отходов и снижении экологической нагрузки на окружающую среду.

В России ежегодно образуется более 3 млн т нефтеотходов. По последним данным, на 1 тыс. т сырой нефти приходится 1-5 т нефтешламов. В среднем, годовой ущерб, наносимый окружающей среде от загрязнений, оценивается в 200-550 млн руб. Зарубежный опыт показывает, что своевременно инвестированные средства в технологии, направленные на сохранение окружающей среды, оказываются менее затратными по сравнению со средствами, затрачиваемыми на ликвидацию экологического ущерба. По некоторым оценкам, капитальные затраты технологий обезвреживания и переработки нефтешламов в 1,3 раза ниже затрат на ликвидацию загрязнений. Вместе с тем, в нефтешламах и отходах нефтепереработки в промышленных концентрациях присутствуют ценные металлы, такие как ванадий, никель, а часто и серебро, золото, платина, палладий, редкоземельные металлы.

В Канаде, США, Японии и ряде других стран из нефти и отходов нефтепереработки получают до 14% ванадия от его общей добычи. Такое извлечение за границей считается перспективным и активно развивается, поскольку ванадий является ценным стратегическим металлом и с развитием наукоемких материалов спрос на него будет только расти. Одним из драйверов роста рынка ванадия являются окислительно-восстановительные батареи для систем накопления энергии, сверхпроводящие кабели и магниты. Согласно данным из открытых источников, для этих материалов потребуется дополнительно около 130 тыс. т ванадия в год. Уже сегодня мировые совокупные темпы годового роста рынка ванадия составляют 5,8%. Цена на ванадий постоянно повышается, и по данным Data Bridge Market Research report к 2032 г. размер рынка ванадия будет составлять 2,93 млрд $ США. Поэтому экономическая целесообразность переработки нефтешламов и нефтяных остатков не вызывает сомнения.

Компания АО «ГК Русредмет» совместно с ООО «Завод Аэроэнергопром» разработала комплексную технологию переработки нефтешламовых отходов, которая обеспечивает решение трех основных задач, а именно:

- обеспечение экологической безопасности природных геосистем;
- использование отходов в качестве сырья для получения энергоносителей;
- расширение сырьевой базы дефицитных металлов.

Экологическая безопасность природных геосистем обеспечивается использованием на первой ступени переработки нефтешламов уникальной установки «Пульсар», разработанной

ООО «Завод Аэроэнергопром». Работа установки основана на процессах пиролиза, т.е. разложении материала при высоких температурах в отсутствии кислорода. Следовательно, пиролиз – более экологический процесс, т.к. отсутствуют вредные выбросы в виде парниковых газов, фуранов, диоксинов, формальдегидов. В результате пиролиза образуются три продукта: пиролизный (генераторный) газ, пиролизная (термолизная) жидкость и твердый углеродный остаток, содержащий ценные металлы. В зависимости от состава исходного нефтешлама или отхода выход каждой фракции может меняться.

Газ, полученный при переработке нефтешлама, является экологически чистым продуктом с высоким энергетическим потенциалом (горючие компоненты составляют 80-85%) и может эффективно применяться в качестве топлива в газо-поршневых электростанциях, турбинах, топочно-горелочных устройствах и установках цикла Ренкина. Содержание газов, которые могут храниться в сжиженном состоянии, составляет более 80%. Октановое число сжижаемых газов составляет 110.

Пиролизная жидкость представляет собой сложную смесь углеводородов. Определяющей характеристикой при установлении области применения жидкости является ее фракционный состав. Как правило, пиролизная жидкость по своим физико-химическим показателям и фракционному составу близка к синтетической нефти и может быть вовлечена в процесс переработки нефти с целью ее обогащения и повышения выхода товарных фракций. Без разделения на фракции пиролизная жидкость может быть использована в качестве жидкого композитного топлива для промышленных печей, котлов, теплогенераторов, смесевого моторного топлива для дизель-генераторных электростанций, работающих по М-процессу (многотопливная технология), котельного топлива аналогичного флотскому мазуту.

Образующийся при пиролизной переработке нефтешламов зольный остаток обогащен по металлам. При этом содержание ванадия в зольном остатке может доходить до 10-20%, что приравнивает такие отходы к богатому по ванадию сырью. Низкая температура пиролизной переработки нефтешлама или нефтяного остатка обеспечивает возможность перевода ванадия и никеля из зольного остатка в растворимые формы.

Переработка пиролизных остатков при общей базовой технологии может варьироваться в зависимости от фазового и химического состава золы, а также требований заказчика по чистоте конечного продукта.

В работе представлены три варианта переработки зольного остатка: кислотное, щелочное выщелачивание и спекание с солями натрия с последующим водным выщелачиванием. Степень перехода ванадия в раствор составляет 82-98%. Из растворов ванадий осаждается в виде ванадата аммония, при прокаливании которого образуется V_2O_5.

В случае получения высокочистого ванадия или попутного выделения других ценных компонентов в технологическую схему добавляются операции экстракции или переосаждения. Найдены оптимальные условия выделения пентаоксида ванадия «сорта 1» с содержанием V_2O_5>99%, «высшего сорта» – V_2O_5>99,5% и сорта «электролит» с содержанием V_2O_5>99,9%.

После выделения ценных металлов остаток может служить как сырьем для получения промышленных углеродистых материалов, наполнителя и связующего в стройиндустрии.

Таким образом, глубокий химический рециклинг нефтешламов относится к инновационным технологиям, работающих на принципах экономики замкнутого цикла, поскольку позволяет получать целый ряд товарных продуктов при максимальном использовании потенциала отходов и снижении экологической нагрузки на окружающую среду.

Comprehensive technology for oil waste processing

Semushina Yu.P., Maslova M.V., Mudruk N.V., Nechaev A.V.

A comprehensive technology for processing oil waste based on pyrolysis processes is established in this work. During the pyrolysis process pyrolysis gas, pyrolysis liquid, and vanadium-containing solid carbon residue are being produced. Pyrolysis gas is an environmentally friendly product with high energy potential and can be effectively used as fuel. The resulting pyrolysis liquid is close to synthetic oil in its physicochemical properties and fractional composition. The carbon residue enriched in metals is processed by hydrometallurgical methods with the release of vanadium pentoxide of the required purity. The residue after the release of metals can serve as raw material to produce industrial carbonaceous materials. Thus, deep chemical recycling of oil sludges refers to innovative technologies operating on the principles of a closed-loop economy, since it allows obtaining a number of commercial products with the maximum use of the waste potential and decrease in the environmental burden.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА КОНТРОЛИРУЕМОГО ОХЛАЖДЕНИЯ НА ПРИМЕРЕ СУЛЬФИДНЫХ ПРОМПРОДУКТОВ МЕДНОГО ПРОИЗВОДСТВА

И.М. Дымов, Р.А. Пахомов, С.С. Гиндулина, С.С. Озеров, М.А. Магаев, Д.А. Чердаков
ООО «Институт Гипроникель», Санкт-Петербург, Российская Федерация
e-mail: pakhomovra@nornik.ru

В работе представлены результаты исследования контролируемого охлаждения медных штейнов и белого матта, которые относятся к промпродуктам пирометаллургической переработке сульфидного медного сырья, обогащённого никелем на заводах ПАО «ГМК "Норильский Никель"».

Уникальная минерально-сырьевая база ПАО «ГМК "Норильский никель"», представленная преимущественно сульфидными минералами, характеризуется высокими содержаниями цветных и драгоценных металлами, что обуславливает особенности переработки медного сырья, не имеющего мировых аналогов.

Переработка медного сырья ПАО «ГМК "Норильский Никель"» сопряжена с необходимостью вывода значительного объема никеля из медной ветки, который негативно сказывается на процессе электролитического рафинирования с получением катодного металла высокой чистоты. В настоящее время каналом вывода никеля из медного производства являются отвальные шлаки головного передела, а также шлаки второго периода конвертирования богатые металлической и окисленной медью, а также оксидами никеля, кобальта и железа, переработка которых вызывает значительные трудности.

Одним из возможных путей вывода никеля из медной ветки нового производства является флотационное разделение медно-никелевого штейна с получением медного концентрата с минимально возможным содержанием никеля и второго концентрата, где будет сконцентрирована основная масса никеля, для последующей обособленной переработки на товарные металлы или соли.

В настоящее время в мировой практике медленное охлаждение применяется в качестве подготовительной операции перед флотационным доизвлечением цветных металлов из отвальных или оборотных шлаков медного производства, [1-5], а также перед флотационным разделением медно-никелевых файнштейнов [6-9]. Контролируемому охлаждению подвергались медный штейн головного передела производства и белый матт, содержание основных компонентов в которых представлено в таблице 1.

Таблица 1. Состав обжигаемых материалов

Обжигаемый материал	Содержание, % мас.				
	Cu	Ni	Co	Fe	S
Медный штейн	59,7	3,99	0,083	12,4	23,2
Белый матт	77,55	2,46	0,002	0,08	17,81

Контролируемое охлаждение проводилось при различных условиях от быстрой закалки или охлаждения объектов исследования в течение 15-20 мин до 80 ч. Исследования полученных продуктов методами аналитической химии, рентгенофазового анализа и рентгеноспектрального микроанализа, и растровой электронной микроскопии позволили установить присутствие следующих фаз (рисунок 1):

- шпинельная фаза на основе магнетита, и ферритов никеля и меди ((Ni, Fe) Fe_2O_4 или $CuFe_2O_4$);
- металлическая фаза – твердого раствора на основе никеля;
- халькозин – борнитовый твердый раствор (Cc-Bn)ss с типичной структурой распада в форме матричной составляющей;
- моносульфидный твердый раствор никеля-железа (MSS) в форме прожилок по межкристаллитным границам медного сульфида;
- металлическую медь.

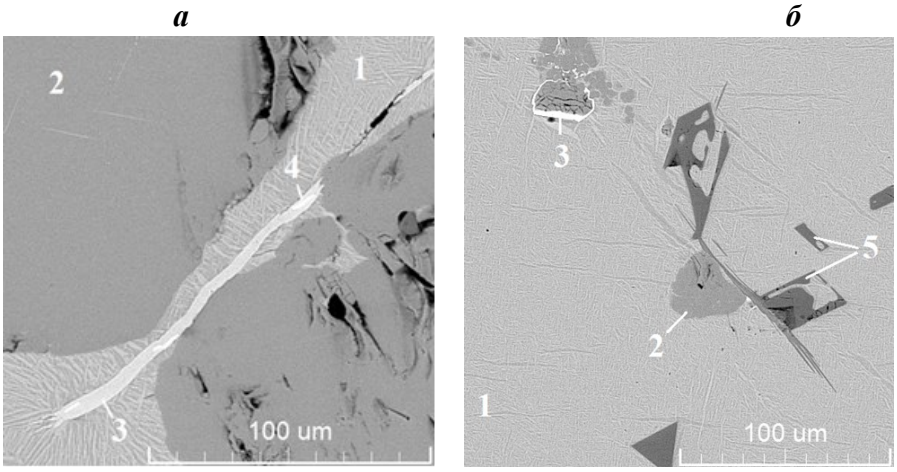


Рисунок 1 – Строение пробы медленно охлажденного медного штейна:
1 – сульфид меди, 2 – сульфид железа-никеля, 3 – медь металлическая,
4 – включения фазы на основе серебра, 5 – оксид железа

Полученные результаты фазового состава и состава отдельных фаз позволяют предположить, что реализация медленного охлаждения при использовании последующего флотационного разделения позволит получать медные концентраты, обеднённые по никелю при сохранении показателей извлечения меди в медный концентрат на уровне 90% отн. с содержанием никеля в медном концентрате не более 1,2% масс.

Список использованных источников

1. Tegin I. et al. Recovery of copper and cobalt form converter slag with a new flotation method using H_2S. Journal of Environmental Science and Engineering A, 7, 2018. P 69-75.
2. Евдокимов С.И., Евдокимов В.С. Эффективная технология флотации природного и техногенного Cu-Ni сырья // Горный журнал, 2016, №2. С. 74-77.
3. Zhengqi Guo, Deqing Zhu et al. Industrial tests to modify molten copper slag for improvement of copper recovery. JOM, v.70, №4, 2018. P. 533-538.

4. Runqing Liu, Qilin Zhai et al. Optimizing the crystalline state of Cu Slag by Na_2CO_3 to improve Cu recovery by flotation. Minerals, 2020, 10, 820, 15 p.
5. Маткаримов С.Т., Сафаров А.Х. Переработка медных шлаков сульфидированием её окисленных соединений // Молодой ученый, 2019, №17 (255). С. 32-34.
6. Фокеева И.Г. Исследование закономерностей кристаллизации файнштейнов с повышенным содержанием меди // Дисс… на соискание степени канд. техн. наук. 2006.
7. M. Jacobs Process Description and Abbreviated History of Anglo Platinum's Waterval Smelter // South African Institute of Mining and Metallurgy // Johannesburg: Southern African Pyrometallurgy, 2006. С. 17-28.
8. R.J. Hundermark, S.B. Mncwango, L.P.S. de Villiers, and L.R. Nelson The smelting operations of Anglo American's platinum business: an update Southern African Institute of Mining and Metallurgy, Johannesburg, 6–9 March 2011. Pp.295-307.
9. Никелевые предприятия Китайской Народной Республики / Н.П. Абрамов, Г.П. Ермаков, Г.П. Мироевский и др. / под ред. Б.П. Онищина. М.: Руда и металлы, 1998. 77 с.

Investigation of the controlled cooling process using the example of sulfide industrial products of copper production

Dymov I.M., Pakhomov R.A., Gindulina S.S., Ozerov S.S., Magaev M.A., Cherdakov D.A.

The abstracts present the results of a study of controlled cooling of copper matte and high-grade matte, which are industrial products of pyrometallurgical processing of copper sulfide raw materials enriched with nickel at the plants of PJSC MMC Norilsk Nickel.

ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ДЕПОНИРОВАНИЯ УГЛЕРОДСОДЕРЖАЩИХ ВЫБРОСОВ ШЛАКАМИ ОТ СЖИГАНИЯ ТВЕРДЫХ КОММУНАЛЬНЫХ ОТХОДОВ

К.А. Воробьев

ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН», Москва, Российская Федерация

e-mail: k.vorobyev98@mail.ru

Рассмотрен процесс минеральной карбонизации шлаков, образующихся при термической переработке твердых коммунальных отходов (ТКО). Представлено теоретическое обоснование процесса, описаны методы экспериментального исследования, проведены расчеты оптимальных параметров карбонизации. Особое внимание уделено влиянию температуры и давления на скорость связывания CO_2. Представлены результаты экспериментальных исследований, включающие данные по гидратации шлаков, а также химическому составу образующихся карбонатов.

Стабилизация концентраций парниковых газов в атмосфере является приоритетной научно-технической задачей Российской академии наук. Одним из ключевых направлений являются технологии улавливания и захоронения углерода (Carbon Capture and Storage – CCS), которые критически важны для сокращения углеродного следа промышленных предприятий.

Применение технологий CCS способствует снижению объемов выбросов и улучшению экологической ситуации в промышленных центрах. Интеграция CCS в долгосрочные стратегии развития мусоросжигающих заводов позволяет модернизировать их под современные экологические стандарты и сократить выбросы диоксида углерода.

Минеральная карбонизация представляет собой один из методов связывания CO_2, при котором диоксид углерода вступает в реакцию с оксидами металлов (Ca, Mg, Fe) или с силикатными минералами, образуя стабильные карбонатные соединения.

В отличие от геосеквестрации, данный процесс осуществляется в контролируемых условиях и позволяет получать полезные побочные продукты, такие как минеральные наполнители для строительной отрасли.

Объектами исследования послужили пробы шлака Московского мусоросжигательного завода №3 («ЕФН-Экотехпром МСЗ 3», г. Москва) (шлак 1), шлака Брестского мусороперерабатывающего завода (БМПЗ, г. Брест, Республика Беларусь) (шлак 2) и летучей золы МСЗ 3. Отбор и подготовка представительных технологических проб проводились в соответствии с общепринятыми методиками.

Макроскопически шлак мусоросжигательных установок представляет собой кусковой материал серого цвета. Шлаковая масса, представленная вновь образованными при сжигании фазами, имеет пористую, слабосцементированную структуру с максимальной крупностью агрегатов до 40 мм. Установлено наличие в шлаке небольшого количества металлического скрапа. Сильномагнитные частицы, представленные мелким металлическим ломом, выделены из пробы шлака при подготовке образцов к рентгенофазовому анализу. Выход скрапа составил 1,5%.

Зола-уноса – тонкодисперсный порошок светло-серого цвета, склонна к слеживанию и формированию комков. Зола легко смачивается водой, но при погружении пробы золы в воду на поверхности жидкости различимы гидрофобные частицы более темного цвета.

В шлаках преобладают частицы крупностью более 1,25 мм: в пробе шлака 1 на них приходится 96,1% пробы, а в шлаке 2–77,3%. Частиц крупнее 20 мм – не более 2,5%. Результаты определения гранулометрического состава золы на лазерном анализаторе размера частиц Mastersizer 2000 Malvern Instruments свидетельствуют о ее тонкодисперсном характере – 80% частиц имеют размер менее 18,9 мкм.

Анализ распределения частиц по размерам показывает, что средний медианный диаметр частиц шлака составляет 3,25 мм, зольного остатка – 8,7 мкм. Летучая зола по сравнению со шлаком имеет меньшую плотность, меньший размер частиц, большую удельную поверхность и большую щелочность. Уровень pH летучей золы и твердых остатков, образующихся при обработке дымовых газов, всегда высок и обычно превышает 12 из-за избытка извести, вводимой для очистки газов.

Изученные шлаки представляют из себя образцы преимущественно алюмосиликатного состава. Отчетливо выделяются пять компонентов шлаков в следующем соотношении: стекловатый, аморфный компонент 30%, девитрифицированное стекло с большим количеством кристаллов 35%, поры 15–20%, обломки кристаллов (ксенокристы) 5–10% и углистое вещество 5–10%.

Цвет и форма раскристаллизованных минералов весьма разнообразны: мелкие таблитчатые кристаллы геленита, а также длинные иголочки псевдоволластонита. Кроме этого, встречаются редкие кристаллы акерманита и геленита.

В кристаллах выделяются округлые ксенокристаллы и овальные пустые поры. В контакте с углистым веществом стекло может слегка менять свой цвет, становясь более зеленым.

Обломки кристаллов представлены по преимуществу силикатными слабоудлиненными обломками размером от 0,1 до 0,6 мм в диаметре, преобладающий размер обломков – 0,2 мм. Минеральный состав обломков: 80% силикаты, 20% алюмосиликаты. Встречаются также небольшие (до 1 мм) псевдоморфные выделения, полностью замещенные сдвойникованными кристаллами силикатов.

Пробы шлаков имеют близкий химический состав. Основными компонентами шлаков являются кремнезем, глинозем, оксиды кальция, магния, натрия, калия, которые в

совокупности составляют 64,81% для первой пробы и 63,74% для второй пробы. Из рудных компонентов в значимых количествах присутствуют оксид железа (II, III) и оксид титана.

Основными элементами, содержащимися в летучей золе, являются Ca, Cl, Si, Al, Na, K, S, Mg, Fe, O.

Присутствуют достаточно высокие уровни летучих элементов, таких как As, Pb, Zn, а также растворимых солей, в основном хлоридных и сульфатных. Летучая зола характеризуется бóльшим содержанием оксидов кальция и калия при значительно меньшем содержании остальных оксидов. Содержание хлоридов в золе в десятки раз больше, чем в шлаке.

В химическом составе золы значимо выделяются экоконтролируемые тяжелые металлы – цинк, свинец, мышьяк. Массовая доля цинка в летучей золе в 6 раз больше, чем в шлаке 1, что является закономерным. Более летучие микроэлементы, такие как Cd, Hg, As, Pb и Zn, присутствуют в относительно низких концентрациях в шлаке и в значительной степени сконцентрированы в золе-уносе и твердых остатках, образующихся при обработке дымовых газов.

В фазово-минеральном составе шлаков и летучей золы присутствуют фазы потенциально активные для ускоренной карбонизации в технологии связывания диоксида углерода. Такими фазами в шлаках являются псевдоволлластонит, геленит, акерманит, майенит, двукальциевый силикат (белит). В золе обнаружено даже большее содержание фаз, способных к взаимодействию с CO_2 и к минеральной карбонизации, а именно легкоактивных портландита, гидроксихлорида кальция и двухкальциевого силиката, что объясняется использованием в качестве сорбента, вводимого в дымовой газ для его очистки, в основном извести. В то же время высокое содержание растворимых солей (хлоридов, сульфатов) в пробе золы говорит о том, что она представляет собой, вероятнее всего, смесь летучей золы от сжигания с остатками от сухой и полусухой очистки кислых дымовых газов, которые содержат легкорастворимые соли. Данный отход требует тщательного обращения и особого подхода, чтобы ограничить воздействие растворимых солей, а также присутствующих в повышенных количествах тяжелых металлов, на окружающую среду при окончательной утилизации.

Был произведен пересчет содержания некоторых экоконтролируемых металлов (Mn, Zn, Pb, As) в летучей золе МСЗ №3 по данным химического анализа и сравнение с ПДК этих веществ в почвах. Содержания всех элементов в десятки и сотни раз превышают ПДК химических веществ в почвах, поэтому был сделан однозначный вывод об опасности зольных остатков, вторичное использование которых, в том числе и в технологии секвестрации углекислого газа, и обычное полигонное захоронение чаще всего неприемлемы.

В водных и ацетатно-аммонийных буферных вытяжках проб обоих шлаков по всем основным экоконтролируемых элементам концентрации гораздо ниже ПДК в воде водных объектов. Для шлаков московского завода (шлак 1) характерны более высокие концентрации Li, B, Cr, Fe, Rb, Sr, Ba, W и Re, что связано с определенными компонентами ТКО, характерными именно для городской среды мегаполиса.

Для шлака брестского завода (шлак 2) зафиксированы повышенные содержания Mn, Ni, Zn, As, Pb, U по сравнению с московскими шлаками. Это может быть связано не только с особенностями состава отходов и процессами выщелачивания при длительном хранении, но и с влиянием на отходы «Объекта-802» в г. Брест, занимавшегося обработкой радиоактивных материалов и химическим производством. В водных вытяжках шлака 2 фиксируется несколько большее содержание кальция по сравнению со шлаком 1, что предполагает потенциально более высокую емкость к связыванию CO_2. Содержание магния сопоставимо в обоих шлаках.

Таким образом, перехода тяжелых металлов из шлаков практически не происходит, и они содержат 19,5–21% оксида кальция и 1–1,87% оксида магния, что сопоставимо с

альтернативными источниками техногенного сырья для минеральной карбонизации, значит шлаки стабильны и пригодны для использования в технологии ускоренной карбонизации без каких-либо ограничений.

Для определения фактической способности минерализации выбросов CO_2 путем карбонизации шлаков и летучей золы и изучения закономерностей этого процесса автором была разработана, изготовлена и запатентована модельная установка и обоснована методика практического исследования улавливания диоксида углерода шлаками в газовых средах. Лабораторная автоматическая карбонизационная камера позволяет изучать и количественно оценивать сорбцию диоксида углерода твердыми материалами при различных переменных параметрах.

Экспериментально установлено, что активное связывание воды в процессе предварительной гидратации образцов происходит в первые три часа, после чего количество связанной воды остается практически постоянным. Активной фазой гидратации было принято 3 ч.

Влияние времени воздействия CO_2 на степень карбонизации образцов показало, что основной прирост массы образцов, по которому рассчитывалась степень карбонизации, происходит в первые 6 часов, после чего процесс стабилизируется и масса изменяется незначительно. Степень карбонизации шлака 1 несколько ниже, чем шлака 2, что объясняется меньшим содержанием в его составе фаз, способных к карбонизации.

Степень карбонизации летучей золы значительно выше, чем шлаков, что в основном связано с высоким содержанием в ней портландита, псевдоволластонита, то есть минералов, способных к карбонизации.

Изучение влияния температуры в камере на процесс карбонизации (время карбонизации 6 ч, концентрация CO_2 ~100% об., давление 100 кПа, содержание влаги в образцах 20% масс.) показало, что изменение ее в пределах от 20 до 60°С не оказывает существенного влияния на степень карбонизации исследуемых материалов, что согласуется с данными термодинамических расчетов. При повышенной температуре 50–60°С, напротив, степень карбонизации образцов даже снижалась, что может быть объяснено уменьшением растворимости CO_2 в поровой воде. Со шлаком БМПЗ (шлак 2) получены схожие зависимости с несколько большим значением степени карбонизации. Таким образом, специальное повышение температуры при карбонизации не требуется, если это только технологически неизбежно, например, при поступлении горячих шлаков.

Важнейшее влияние на процессы карбонизации оказывает начальная влажность образцов W, % или соотношение жидкого и твердого Ж/Т. Образцы с содержанием влаги от 5% до 35% масс. были получены путем смешивания предварительно рассчитанных масс сухого твердого материала и воды. Также в камеру помещали высушенные до постоянной массы в сушильном шкафу при 105°С образцы, влажность которых принималась 0%. Постоянные параметры опыта: концентрация CO_2 ~100% об., нормальное давление 100 кПа, время карбонизации 6 ч, температура 20°С.

Был изучен процесс карбонизации при различном содержании CO_2 в газовой среде – 10 и 20%. При сниженной концентрации диоксида углерода степень карбонизации образцов практически в два раза ниже, чем в предыдущих сериях, где подавался газ из баллона с концентрацией CO_2 ~100% об. Тем не менее, эти результаты стоит принять во внимание, поскольку на практике, как правило, имеем дело с дымовыми газами, в которых концентрация углекислого газа невысока.

Проведенное исследование процесса карбонизации шлаков от сжигания ТКО продемонстрировало перспективность данного метода для секвестрации CO_2 и стабилизации отходов. Экспериментально установлено, что оптимальные параметры для карбонизации шлаков,

полученных в «ЕФН-Экотехпром МСЗ 3»3 и в БМПЗ, составляют температуру 50°С и давление 2 атм., влажность 20%, обеспечивая максимальную эффективность связывания CO_2. Также установлено, что гидратация шлаков является важным этапом подготовки, увеличивающим их реакционную способность.

Полученные результаты подчеркивают потенциал использования шлаков от сжигания ТКО для снижения выбросов CO_2 и улучшения экологической обстановки в промышленных регионах.

Список использованных источников

1. Ткаченко Е.А., Богатова Т.Ф., Чернова М.Б. Технология карбонизации отходов производств как способ секвестрации CO_2 // Сб. трудов V Всероссийской научной конференции «Теплофизика и физическая гидродинамика». Екатеринбург: УрФУ, 2020. С. 595–600.
2. Baciocchi R., Costa G., Lategano E. et al, Accelerated carbonation of different types of APC residues for CO_2 storage and waste valorization. – Journal of Hazardous Materials, 2015, 286, pp. 202–210.
3. Вещественный состав остатков сжигания твердых коммунальных отходов и оценка их потенциала минерального связывания диоксида углерода / Е.В. Колодежная, И.В. Шадрунова, О.Е. Горлова, К.А. Воробьев // Обогащение руд. 2025. № 1. С. 40-47.
4. Колодежная Е.В., Горлова О.Е, Шадрунова И.В. и др. Микроструктурные особенности строения силикатов в шлаках термической переработки твердых коммунальных отходов // Вестник Забайкальского государственного университета. 2025. Т. 31, № 1. С. 39–50.
5. Воробьев К.А. Изучение выбросов углекислого газа при термическом сжигании ТКО на модельной установке // В сб.: Инновационные процессы обогащения и глубокой переработки редкометаллического и горнохимического сырья и комплексных руд цветных и черных металлов. Материалы международной конференции. Апатиты, 2024. С. 542-545.
6. Воробьев К.А. Возможности улавливания диоксида углерода шлаками мусоросжигательных заводов в газовых средах // Вестник Пермского университета. Геология. 2023. Т. 22. № 3. С. 275-281.
7. Воробьев К.А. Возможности использования шлаков мусоросжигательных заводов для снижения углеродсодержащих выбросов // В сб.: Человек и окружающая среда. Сборник докладов XI Всероссийской молодёжной научной конференции. Сыктывкар, 2023. С. 43-47.
8. Воробьев К.А., Чекушина Т.В., Курбанов Н. и др. Исследование количества диоксида углерода при сжигании отходов: экспериментальные измерения // Естественные и технические науки. 2024. № 4 (191). С. 76-79.
9. Разработка концепции комплексной переработки отходов мусоросжигательных установок / Шадрунова И.В., Колодежная Е.В., Горлова О.Е., Воробьев К.А. // Экология и промышленность России. 2025. Т. 29. № 2. С. 4-11.

Substantiation of the technology for sequestering carbon-containing emissions by slag from the incineration of municipal solid waste

Vorobyev K.A.

This article discusses the process of mineral carbonation of slags generated during the thermal treatment of municipal solid waste (MSW). It presents a theoretical justification of the process, describes methods of experimental research, and provides calculations of optimal carbonation parameters. Particular attention is paid to the influence of temperature and pressure on the rate of CO_2 binding. The results of experimental studies are presented, including data on slag hydration, as well as the chemical composition of the resulting carbonates.

РАЗРАБОТКА ДАТЧИКА КОНТРОЛЯ УРОВНЯ ОСАДКА В ОТСТОЙНИКАХ

К.А. Водовозов, Р.С. Мамонов

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Российская Федерация

e-mail: mamonoff_npa@mail.ru

Разработан датчик контроля уровня осадка в отстойниках по замеру электропроводности. Стендовыми испытаниями показана целесообразность реализации и внедрения датчика.

Сложности с поставкой аналитического оборудования по измерению уровня осадка в радиальных и вертикальных отстойниках инициировали в рамках импортозамещения разработки надежных в эксплуатации, обеспечивающих необходимую точность замера, отечественных датчиков контроля уровня осадка.

На основе анализа технических решений по оценке состояния неоднородных сред в автоматизированном мониторинге и исследования возможностей технических и технологических решений по измерению уровня осадка в отстойниках определено наличие широкой номенклатуры средств контроля и измерения уровня материала в различных емкостях. Решения основаны на использовании различных физических методов: ёмкостный, фазово-ёмкостный, электроконтактный, гидростатический, поплавковый, ультразвуковой, микроволновый, радарный.

Патентная проработка вопросов измерения плотности и уровня по классу МПК C01F (указатели уровня), классу МПК C01N (мутномеры) позволили определить ряд патентов, элементы которых интересны с точки зрения возможности использования в качестве аналогов и прототипов при разработке датчика уровня осадка в отстойниках.

К таким решениям относятся: установка для дискретного измерения уровня с помощью последовательно расположенных по высоте емкостных датчиков; уровнемеры импульсно-радиолокационного замера прохождения микроволновых импульсов; уровнемеры формирования электрических импульсов и преобразования их в ультразвуковые колебания; весовой и поплавковый плотномеры; датчики замера индуктивности и электропроводности сред.

Выполнена экспериментальная проверка применимости индукционных датчиков и датчиков электропроводности к замеру уровня осадка в отстойниках очистки промышленных вод от осадков гидроокислов металлов.

Установлено, что индуктивность катушки при помещении в нее осветленной жидкой фазы и осадка гидроокислов одинаковая, что свидетельствует о невозможности применения данного параметра для определения уровня осадка в отстойнике.

Экспериментальная проверка датчиков электропроводности выполнена путём замера электропроводности при пропускании переменного электрического тока. При замере использовали графитовые электроды. Получены вольтамперные характеристики при пропускании электрического тока через осветленную жидкую фазу и через жидкую с осадком гидроокислов металлов, приведенные на рисунке 1.

Установлено, что электропроводность жидкой фазы существенно выше электропроводности жидкой фазы с осадками гидроокислов металлов.

Так при напряжении на электродах 5В ток через жидкую фазу составил 0,4 А, а через жидкую фазу с осадками гидроокислов металлов 0,3 А. Различие в величине тока на 25% свидетельствует о целесообразности разработки датчиков уровня осадка в отстойниках на основе контроля электропроводности.

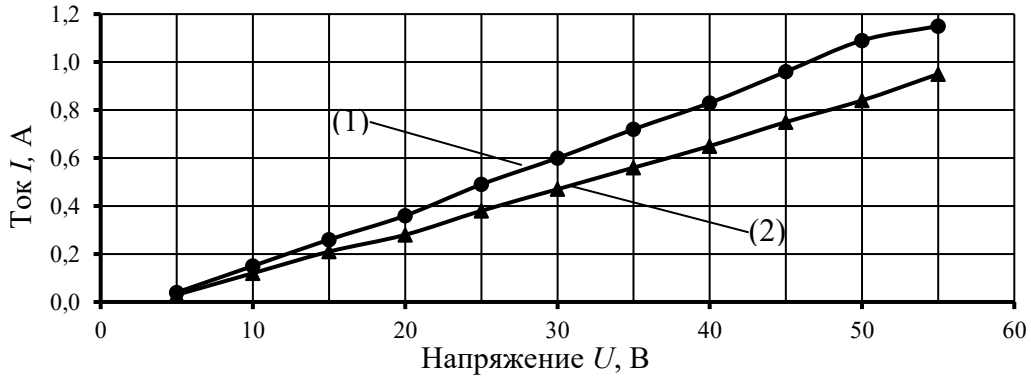


Рисунок 1. Вольтамперные характеристики при пропускании тока через жидкую фазу (1) и через жидкую фазу с осадком гидроокислов металлов (2)

Разработана система контроля уровня осадка, основанная на измерении изменения электропроводности жидкой фазы в отстойнике при накоплении осадка, включающая датчик, блок питания, блок преобразования сигнала и вторичный прибор.

Функциональная схема системы контроля уровня осадка в отстойниках приведена на рисунке 2.

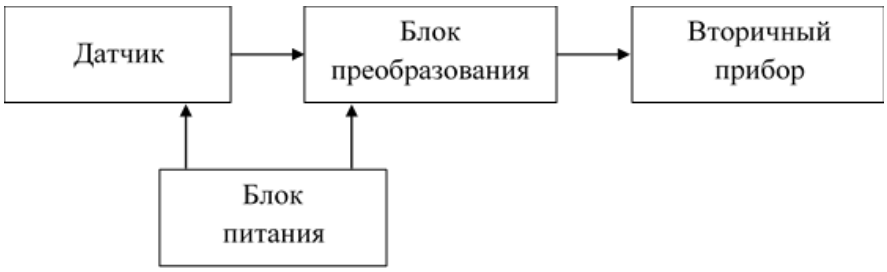


Рисунок 2. Функциональная схема системы контроля уровня осадка в отстойниках

Рассмотрены варианты датчиков с погружной и отдельно расположенной электродной станцией, приведённые на рисунках 3 и 4.

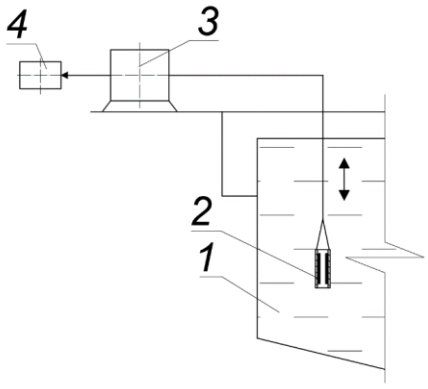


Рисунок 3. Принципиальная схема варианта с погружным датчиком:
1 – отстойник; *2* – электродная станция;
3 – блок питания и преобразования;
4 – вторичный прибор

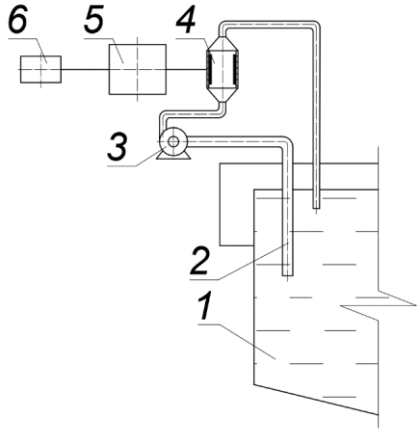


Рисунок 4. Принципиальная схема варианта с отдельно расположенной электродной станцией:
1 – отстойник; *2* – всасывающий патрубок;
3 – насос; *4* – электродная станция;
5 – блок питания и преобразования;
6 – вторичный прибор

Из рассмотренных вариантов более простым и дешевым является вариант с погружной электродной станцией, который принят для реализации контроля уровня осадка в отстойниках.

Датчик уровня осадка с погружной электродной станцией укомплектован источником тока, системой опускания и подъема электродной станции. Выполнены стендовые испытания датчика при замере уровня осадка на двух радиальных отстойниках системы очистки производственных шахтных вод.

Стендовыми испытаниями подтверждена возможность замера уровня осадка в отстойниках с точностью, достаточной для принятия решения по откачке осадка гидроокислов металлов в автоматизированной системе управления работой отстойников.

Планируется проведение промышленных испытаний разработанных датчиков контроля уровня осадка в отстойниках.

Development of sediment level control sensor in sumps

Vodovozov K.A., Mamonov R.S.

A sensor has been developed to monitor the level of sediment in the settlers by measuring electrical conductivity. Bench tests show the feasibility of implementing and implementing the sensor.

ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ПРИРОДА ТЕХНОГЕННОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

А.А. Самсонов, Д.М. Коршунов

ФГБОУ ВО «Московский государственный университет им. М.В. Ломоносова»,
Геологический факультет, Москва, Российская Федерация

e-mail: samsonov@geol.msu.ru

Техногенное минеральное сырье, сформировавшееся в результате деятельности горнодобывающей и перерабатывающей промышленности, обладает высокой степенью восприимчивости к экзогенным геологическим процессам. Его изменения подчиняются законам гипергенеза, но происходят с аномальной скоростью, что требует системных исследований для оценки экологических рисков.

Рассматривается техногенное минеральное сырье как часть геологического процесса, представленное отходами недропользования, а также отходами производства энергетической и металлургической отраслей, как исторически накопленными, так и современными. В отличие от природных, техногенные геологические тела формируются исключительно в приповерхностной зоне, что определяет их высокую степень восприимчивости к экзогенным геологическим процессам.

Такая локализация обуславливает высокую динамичность этих объектов. Они подвержены атмосферному воздействию (осадки, ветер, температурные колебания), физическому и химическому выветриванию, фильтрации и миграции растворов, а также биогенным факторам, включая воздействие микроорганизмов и растений. По своим свойствам они аналогичны континентальным осадкам, но характеризуются аномальной скоростью формирования и часто – нетипичным химическим составом.

Скорость и характер преобразований в техногенных телах определяются триадой факторов: климат, минерально-химический состав и гидродинамический режим.

В рыхлых и плохо отсортированных отвалах вскрышных пород циклы замерзания и оттаивания быстро приводят к растрескиванию. Эоловое перераспределение особенно

характерно для тонкодисперсных сульфидных хвостов, где процессы дефляции в аридных регионах протекают на порядки быстрее, чем в природных условиях.

Окисление сульфидов в отвалах приводит к образованию зон, сходных с зонами окисления в природных корах выветривания, но без природных буферов (глинистых или карбонатных прослоев), что вызывает лавинообразное развитие. Карбонатные техногенные материалы (например, отходы флюсов) в условиях высокой дисперсности утрачивают устойчивость за 10–20 лет, тогда как аналогичные природные карбонатные породы могут сохраняться столетиями.

Из-за отсутствия фильтрационной зональности и контрастной гранулометрии в отвалах преобладает вертикальная фильтрация. Это ведёт к формированию «столбов выщелачивания» с нарушенной геометрией и аномальными капиллярными эффектами, усиливающими перенос растворённых веществ.

Процессы выветривания в техногенных телах протекают в десятки раз быстрее, чем в природных образованиях. Тогда как классические коры выветривания формируются за тысячи лет, техногенные отвалы демонстрируют признаки глубокой трансформации уже через первые десятилетия. Вместо плавных геохимических профилей, характерных для латеритов, здесь часто наблюдаются резкие контрасты — например, соседство окисленного и неизменённого материала в пределах нескольких сантиметров.

Региональные особенности характерны для техногенного минерального сырья, расположенного в различных климатических зонах. В тропиках и субтропиках активно развивается химическое выветривание, формируются железисто-алюминиевые корки с высоким содержанием Cr и Ni. В аридных регионах преобладают процессы термокластики и дефляции. Формируются солевые коры (гипс, галит) за 5–10 лет, пыль уносится на сотни километров. В умеренном и холодном климате доминируют процессы морозного выветривания. Кислотный дренаж менее активен, но более устойчив во времени. В условиях вечной мерзлоты образуются «законсервированные» системы с замедленной динамикой.

Геохимическое воздействие проявляется особенно ярко. Кислотные или щелочные фильтраты из отвалов могут вызывать преобразование вмещающих пород. Так, в случае сульфидных отвалов развивается окисление пирита и образование серной кислоты, а при карбонатных — вторичная карбонатизация. На контакте формируются геохимические барьеры и новые минеральные ассоциации.

Эти процессы напоминают одновременно классическое выветривание и контактный метаморфизм, но отличаются локальностью, высокой скоростью и нетипичными термодинамическими условиями.

Помимо внутренней эволюции, техногенное минеральное сырье активно взаимодействуют с окружающей геологической средой. Масса отвалов вызывает проседание и уплотнение подстилающих толщ, особенно в глинистых регионах. Меняется фильтрационный режим, возможны подтопления и перераспределение подземных вод.

Таким образом, техногенное минеральное сырье следует рассматривать как особый тип геологических тел, формируемый вне естественных литогенетических циклов. Однако их дальнейшая эволюция подчиняется законам гипергенеза, что требует применения и адаптации традиционных геологических методов: изучения минерального состава, стадий выветривания, морфологии, взаимодействия с вмещающими породами. Их системное исследование важно как для теории гипергенеза, так и для оценки экологических рисков и проектирования безопасного обращения с отходами.

Geological nature of technogenic mineral resources

Samsonov A.A., Korshunov D.M.

Technogenic mineral raw materials formed as a result of the mining and processing industry have a high degree of susceptibility to exogenous geological processes. Their changes are subject to the laws of hypergenesis, but occur at an abnormal rate, which requires systematic research to assess environmental risks.

ВЛИЯНИЕ МЕДЛЕННОГО ОХЛАЖДЕНИЯ ШЛАКА МЕДЕПЛАВИЛЬНОГО ПРОИЗВОДСТВА НА РЕЗУЛЬТАТЫ ФЛОТАЦИИ

Т.И. Шакаров[1], М.А. Акбаров[2], Н.Н. Бекбутаева[2], З.Т. Турди-Ахунова[2]

[1] Алмалыкский филиал НИТУ «МИСИС», г. Алмалык, Узбекистан

[2] АО «Алмалыкский ГМК», г. Алмалык, Узбекистан

e-mail: shakarovtulkin@gmail.com

В статье рассмотрены вопросы подготовки отвальных шлаков медного производства к обогащению флотационным методом. Отвальные шлаки естественного и медленного охлаждения отличаются высокой абразивностью и твердостью, которые препятствуют вскрытию сульфидных минералов. Эти факторы влияют на показатели обогащении ценных компонентов из шлаков при их переработки.

Во всем мире стала очевидной исчерпаемость рудной базы цветных металлов, в том числе меди. Открытия новых месторождений практически не происходит. Снижение разведанных рудных запасов при росте объемов современного потребления меди, в перспективе, создают угрозу существования предприятий медной подотрасли. Острота и насущность этой проблемы заставляет изыскивать наиболее доступные источники медного сырья, альтернативные руде.

Накопленные объемы медьсодержащих техногенных минеральных ресурсов практически соответствуют объемам полезных ископаемых, поставленных на баланс месторождений. Особенностью горно-металлургических производств являются отходы, содержащие ценные компоненты минерального сырья, позволяющие отнести их к техногенным месторождениям как объектам комплексного использования сырья; для их повторной переработки не требуются затраты, связанные с добычей руды и рудоподготовкой [1].

В зависимости от характера последующей переработки шлаков применяют различные методы их подготовки, при которой они приобретают дополнительные свойства, благоприятствующие этой переработке.

Практика доизвлечения меди из медных шлаков методом пенной флотации начата с середины 30-х годов XX века. До сегодняшнего дня этот вопрос остается актуальным и затрагивается в многочисленных работах зарубежных и российских ученых [2]. Но флотацию обычно рассматривают как процесс обеднения шлака в сравнении с другими методами в условиях обогатительных фабрик, входящих в металлургический комплекс [3].

Вопросам флотации медных шлаков на действующих обогатительных фабриках горно-металлургического комплекса уделено недостаточно внимания, технологические особенности такого передела недостаточно изучены, хотя в условиях систематической недозагруженности обогатительных фабрик, перерабатывающих медные руды, переработка медного шлака с получением концентрата, сопоставимого по качеству с рудным концентратом или

рентабельного медьсодержащего продукта, решила бы часть экономических, экологических, социальных задач страны.

Для флотации шлаков в настоящее время на основании исследотельских работ [4, 5] необходимо получить хорошо раскристаллизованный шлак с крупными включениями сульфидов, которые являются легкофлотируемыми. Это достигается применением медленного охлаждения шлака. Для складирования шлака в отвалах используют его неорганизованное естественное охлаждение.

Медленное охлаждение шлаков обычно осуществляется в ямах, траншеях или иных емкостях. Слой шлака составляет до 1 м и более. После заливки шлака его засыпают теплоизолирующим слоем дробленого шлака. Продолжительность охлаждения составляет несколько суток. После охлаждения шлак извлекается из емкости, и он поступает на подготовительные процессы, предшествующие флотации.

На сегоднящний день в отвалах медеплавильного завода АО «Алмалыкский ГМК» накоплено 8033 тыс. т отвальных шлаков. Из ежегодно образующегося объема отвальных шлаков 93% перерабатывается методом флотации на МОФ-2, остальное направляется в отвал МПЗ. Среднее извлечение меди от переработки отвальных шлаков методом флотации на МОФ-2 составляет 60%, сквозное извлечение меди из концентрата до готовой продукци находится в интервале 93,8-94,0%.

Основными минералами отвальных шлаков, по данным авторов [4], являются фаялит и магнетит. Магнетит находится в виде дендритов и октаэдров, размеры которых доходят до 250-280 мкм. Чаще всего магнетит находится в форме выделений в кристаллах, ассоциированных с фаялитом и сульфидами меди в размерах от 10-100 мкм. Фаялит представляет собой призматические кристаллы, иногда зёрна, размером 25-50×100–160 мкм (до 30-50%) силикатной фазы, насыщенной магнетитом (≈30%). Кристаллы магнетита размером 25-65 мкм имеют, в основном, форму октаэдров. Кроме того, в отвальном шлаке в значительных количествах присутствуют мелкие капли задержанного штейна и вторичные сульфидные включения. Последние образуются в результате выделения растворенных сульфидов из шлака при его кристаллизации. Во время расплавления шихты и штейношлакообразования состав сульфидной фазы (т.е. когда нерасплавленные сульфидные частицы шихты омывают шлаковую фазу) меняется от пирротинхалькопиритного и халькопирит-борнитового до халькозин–борнитового и халькозинового.

По стандартной методике определения относительной измельчаемость исходных текущих и медленно охлажденных шлаков. Шлаки измельчали в лабораторной шаровой мельнице периодического действия МШЛ-7 (40МЛ). Выполнен их полный ситовой анализ с предварительной отмывкой тонких классов крупности (-0,071 мм). Согласно методики определили время, необходимое для получения измельченных продуктов заданной крупности (75% кл. -0,071 мм). Необходимое время для достижения тонины помола 75% класса -0,071 мм составило для текущих отвальных шлаков 50 мин, для медленно охлажденных шлаков 33 мин.

Были проведены лабораторные опыты в замкнутом цикле для сравнительных показателей обогащения текущих и медленно охлажденных шлаков по действующей схеме и реагентному режиму, принятыми на МОФ-2 при переработке шлаков. Схема включает в себя измельчение, основную и контрольную флотации с двумя перечистками основного концентрата. Концентрат второй перечистки – готовый медный концентрат. А также на медленно охлажденных шлаках проверили схему с выводом медной головки в готовый концентрат. Схема включала в себя измельчение, первую основную флотацию (медная головка), вторую основную флотацию с двумя перечистками пенного продукта.

На основании проведенных исследовании было установлено, что при флотации медленно охлажденных шлаков извлечение меди, золота, серебра в концентрат составило соответственно, %: 81,5; 75,8; 74,8, что выше в сравнении с текущими отвальными шлаками: меди – на 21,9%, золота – на 6%, серебра – на 3%. Содержание меди в отвальных хвостах снизилось практически в два раза.

Исходя из вышеизложенного, можно сделать вывод, что измельчаемость шлака определяется величиной термических напряжений и возрастает с увеличением скорости охлаждения отвального шлака медного производства после завершения его кристаллизации, способствующей эффективности флотации и снижению затрат на энергоресурсы и мелющие тела на 30%, а также при измельчении двухстадийно охлажденных шлаков сульфидные взвеси меди вскрываются при помоле –0,074 мм, для вскрытия минералов необязательно проводить измельчение до –0,044 мм. При этом извлечение меди в концентрат после флотации составляет 75-80%, что свидетельствует об увеличении меди в концентрате и экономии расхода мелющих тел и энергоресурсов.

Технология медленного охлаждения отвального шлака меняет свою структуру кристаллизации, становится более хрупким, что делает его легко измельчаемым и легко флотируемым.

Список использованных источников

1. Ванюков А.В., Зайцев В.Я. Шлаки и штейны цветной металлургии. М.: Металлургия, 1969. 406 с.
2. Чантурия В.А., Вайсберг Л.А, Козлов А.П. Приоритетные направления исследований в области переработки минерального сырья // Обогащение руд, 2014. № 2. С. 3−8.
3. Мазурчук Э.Н. Переработка богатых шлаков автогенных процессов за рубежом /под ред. Т.Ю. Хмелевой / М.: ЦНИИцветмет экономики и информации. 1979. 68 с.
4. Сабанова М.Н. Интенсификация процесса флотации медного шлака в условиях водооборота. Диссертация на соискание ученой степени к.т.н., М., 2016.
5. Аскарова Н.М. Совершенствование технологии переработки отвальных шлаков медного производства : дисс. … д-ра филос. техн. наук (PhD). Навои, 2020. 120 с.

Influence of slow cooling of copper smelting slag on flotation results

Shakarov T.I., Akbarov M.A., Bekbutaeva N.N., Turdi-Akhunova Z.T.

The article discusses the issues of preparing copper production waste slag for enrichment by flotation method. Natural and slow cooling waste slags are characterized by high abrasiveness and hardness, which prevent the opening of sulfide minerals. These factors influence the rates of enrichment of valuable components from slags during their processing.

АНАЛИЗ ИСТОЧНИКОВ ПЫЛЕОБРАЗОВАНИЯ В УГОЛЬНОЙ ШАХТЕ

А.В. Харченко, Е.А. Соловьева

ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН», Москва, Российская Федерация

e-mail: av-kharchenko@yandex.ru

Приведен анализ пылеобразования при добыче угля подземным способом. Показано, что факторы, влияющие на пылеобразование, могут быть как техногенные, в виде интенсивности разрушения угля, так и природные, в виде крепости и трещиноватости, зависящие от стадии метаморфизма угля и нарушенности массива.

Интенсификация современных процессов добычи угля характеризуется постоянным совершенствованием и внедрением высокопроизводительной выемочной техники и концентрацией горных работ. Это неизбежно приводит к увеличению объемов разрушения угля в единицу времени, сопровождается ростом интенсивности выделения пыли в рудничную атмосферу и газовыделения. Работа без средств борьбы с пылью приводит к повышенному пылеотложению и опасности взрывов пыли, увеличению смертельного травматизма и последствий взрывов, а также негативному воздействию на окружающую природную среду.

При техногенном воздействии в виде взрывного разрушения, скола и резания горной породы механическим инструментом образуется измельченный материал, который характеризуется распределением частиц по крупности. Последнее должно указывать на возможное количество пыли и на тот или иной механизм разрушения горной породы и на ее физико-механические и природные свойства.

Основными источником пылеобразования в угольных шахтах являются очистные забои, на долю которых приходится 75–85%, а в отдельных случаях и более 90% всей пыли, образующейся в горных выработках.

Для определения количества пыли, поступающей в атмосферу шахт, помимо массы частиц, образующихся при разрушении угля, необходимо знать, сколько их выносится из мест образования. Многими учеными были рассмотрены различные законы распределения с точки зрения их применимости к процессу резания углей и сделан вывод, что содержание зерен различной крупности (0,01 до 100 мм) в общей массе угля, разрушенного резанием, подчиняется статистическому закону распределения Вейбулла, который аналогичен закону Розина-Раммлера:

$$W = 1 - \exp(-\lambda d m),$$

где W – суммарный выход (в долях от массы всей пробы) разрушенного угля прошедшего через сито с отверстиями размером d; λ – показатель степени измельчения, зависящий от режима разрушения; m – параметр, характеризующий предрасположенность материала к измельчению, т.е. к разрушению.

Согласно экспериментальным данным [1, 2] значения m связаны с выходом тонких (менее 20 мкм) и средних (0-60 мм) фракций таким образом, выход тонких фракций тем меньше, чем больше величина m, а выход средних фракций в меньшей степени зависит от m: при m>0,8 выход фракции при разрушении угля практически постоянен.

Класс крупности, мм	**Выход разрушенного угля (%) при значении показателя *m***									
	0,4	**0,5**	**0,6**	**0,7**	**0,8**	**0,9**	**1,0**	**1,1**	**1,2**	**1,3**
-0,02	6,7	2,76	1,41	0,72	0,39	0,24	0,12	0,05	0,03	0,02
-6	50	41	35	32	29,4	28,8	28,3	28,4	28,6	29,0

Таким образом, приведенные теоретические подходы описывают процессы деформации и разрушения горных пород на основе усредненных характеристик с большим количеством эмпирических коэффициентов, что не позволяет рассмотреть процесс разрушения с учетом структурных особенностей горной породы и получить достоверные сведения о количестве образующихся тонких частиц при разрушении.

Распределение рудничных пылевых частиц по размерам описывается рядом законов, изложенных в монографиях по механике и физике аэрозолей. Эти законы генетически связаны со статистическими законами распределения продуктов разрушения горных пород: логарифмически нормальным, Розина-Раммлера, Вейбулла и др. [1-3].

На основании теории Вейбулла с учетом зависимости прочности частиц от размеров установлена связь параметра, характеризующего предрасположенность угля к измельчению, с

реальной прочностью и поверхностным напряжением наиболее прочного структурного элемента угля – графитового кристаллита. Предложена формула для расчета выхода угольных частиц размером менее 0,5–1 мм, в которой учтена зависимость прочности от размера образующейся частицы. Полученные значения выхода частиц свидетельствуют о существенном отклонении распределения от закона Вейбулла при переходе в область малых размеров. Подтвержден ранее установленный более универсальный характер закона распределения продуктов разрушения по сравнению с законами Вейбулла или Розина–Раммлера. С его помощью можно рассчитать удельную поверхность продуктов разрушения угля.

Для определения количества частиц, поступающих в рудничную атмосферу при разрушении угля в шахтах, помимо количества образовавшихся тонких частиц необходимо знать условия выноса их от мест образования. Анализ влияния природных и техногенных факторов на пылеобразование и выделение пыли из горной массы показал, что между пылеобразованием и пылевыделением имеется существенная разница. Эта разница связана с доступностью частиц для потока воздуха и с их природными свойствами. Основными природными факторами, влияющими на пылеобразование, являются крепость и трещиноватость угля, которые зависят от его стадии метаморфизма. Техногенные факторы – это интенсивность разрушения угля (скорость подачи и скорость вращения рабочего органа и др.).

На основе проведенного анализа были выделены факторы, влияющие на пылеобразование в угольных шахтах. На пылеобразование влияют техногенные факторы в виде интенсивности разрушения угля и природные в виде крепости и трещиноватости, зависящие от стадии метаморфизма угля, нарушенности массива.

Список использованных источников

1. Позин Е.З., Меламед В.З., Азовцева С.М. Измельчение углей при резании. М.: Наука, 1977, 138 с.
2. Кудряшов В.В., Викторов С.Д., Качанов А.Н. О распределении минеральных частиц по размерам при разрушении горных пород // ФТПРПИ. №6. 2006. С. 68-72.
3. Грин Х., Лейн В. Аэрозоли – пыли, дымы и туманы. Ленинград: Изд-во «Химия», 1969, 427 с.

Analysis of sources of dust formation in a coal mine

Kharchenko A.V., Solovyeva E.A.

The article provides an analysis of dust formation during underground coal mining. It is shown that the factors influencing dust formation can be both man-made, in the form of the intensity of coal destruction, and natural, in the form of strength and fracturing, depending on the stage of coal metamorphism and irregularities of the massif.

РУДНИЧНЫЕ ПОЖАРЫ КАК ИСТОЧНИК ПАРНИКОВЫХ И ТОКСИЧНЫХ ГАЗОВ. СПОСОБ КОНТРОЛЯ

А.И. Докучаева, О.Н. Малинникова, Е.В. Ульянова, Б.Н. Пашичев

ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН», Москва, Российская Федерация

e-mail: ana-anastasia2015@yandex.ru

Рассмотрен способ контроля и локального прогноза самовозгорания, основанный на экспресс-анализе склонности угля к самовозгоранию и определении состава газа.

Пожары, вызванные самопроизвольным возгоранием угля, являются источниками выброса в атмосферу различных парниковых газов, в частности метана и углекислого газ, токсичных газов и некоторых микроэлементов из-за сгорания угольного вещества, которые представляют опасность для здоровья человека и экологии. Самовозгорание угля может произойти на любых этапах добычи, транспортировки и хранения угля. Такие признаки, как: повышение температуры в районе очага, обнаружение индикаторных газов и появление задымления – указывают на уже действующий пожар. Зарождающийся эндогенный пожар трудно поддается обнаружению, а борьба с действующим пожаром – весьма трудоемкий и затратный процесс, связанный со многими рисками. Для мониторинга и локального прогноза самовозгорания необходимо контролировать изменение свойств угля.

В работе предложен способ контроля и локального прогноза самовозгорания, основанный на экспресс анализе свойств угля, методике определения склонности к самовозгоранию угля методом термогравиметрического анализа (ТГА) [1] и изучении состава газа с применением газовой хроматографии (ГХ).

Методом ТГА можно проследить кинетику процессов, происходящих в угле при повышении его температуры, а также получить представление о закономерностях преобразования угля на разных стадиях термодеструкции. В режиме контролируемого нагрева от комнатной температуры до 900°С в воздушной среде снимаются ТГ- и ДТГ-кривые – зависимости изменения массы от температуры и скорости изменения массы исследуемых образцов. Далее фиксируются характерные температуры: начала ($T_н$) и завершения ($T_м$) происходящих в угле процессов, самонагревания ($T_{нгр}$), воспламенения ($T_{кр}$); а также прирост (M) и потеря массы (Δm), скорости изменения массы на разных стадиях термодеструкции исследуемого материала. Оценить влияние влажности угля на скорость протекания реакций при термическом воздействии можно в диапазоне температур 25-120°С, так как на этом участке активное уменьшение массы образцов связано с испарением влаги. Содержание влаги в исследуемых образцах можно упрощенно определить по формуле (1), %:

$$W=100\cdot\frac{M(Tн_w)\text{-}M(Tм_w)}{M(T_0)}, \quad (1)$$

где $M(Tн_w)$ – масса образца при температуре начала реакции выхода влаги, $M(Tм_w)$ – масса образца при температуре завершения реакции выхода влаги, $M(T_0)$ – начальная масса образца до нагрева. Также определяется выход летучих веществ и зольность в зоне высоких температур. Изучение механизма самовозгорания проводится в диапазоне температур от 120 до 500°С.

Поскольку на склонность угля к самовозгоранию влияют минеральные примеси [2], важно учитывать вклад минеральных компонентов. В зоне высоких температур 600-900°С происходит разложение $CaCO_3$, сопровождающееся выделением углекислого газа [3-4].

Масса углекислого газа в составе угля на данном этапе определяется как:

$$M_{CO_2}=M(Tн_{CO_2})\text{-}M(Tм_{CO_2}), \quad (2)$$

где $M(Tн_{CO_2})$ – масса образца при температуре начала реакции удаления CO_2, $M(Tм_{CO_2})$ – масса образца при температуре завершения реакции удаления CO_2.

Для контроля эндогенной пожароопасности при разработке склонных к самовозгоранию пластов угля исследуют шахтную атмосферу на наличие в ее составе индикаторных газов, таких как этилен и пропилен и других газов, возникающих при повышении температуры. При условии герметичности камеры прибора ТГА газообразные продукты на разных стадиях термического разложения угля можно исследовать с помощью ГХ. Однако наибольший интерес представляет ГХ-анализ компонентов, содержащихся в угле. Анализ компонентного состава газов, содержащихся в угле, поможет обнаружить газовые компоненты, способные отвечать за

реализацию процесса возгорания. Газовую пробу получали из образцов путем измельчения угля в герметичной мельнице. Определение состава и концентрации газов в пробе проводится согласно ГОСТ 31371.

Предложенный способ контроля и локального прогноза самовозгорания позволяет установить параметры термодеструкции угля, проследить их изменения в зависимости от склонности угля к самовозгоранию и идентифицировать благоприятные условия для инициирования процесса самовозгорания. Проведение исследований методами ТГА и ГХ обеспечивает комплексный подход к определению параметров, отвечающих за склонность к самовозгоранию угля, для дальнейшего прогноза эндогенной пожароопасности.

Список использованных источников

1. Захаров В.Н., Докучаева А.И., Малинникова О.Н. Адекватность применимости критериев оценки склонности к самовозгораемости углей Печорского и Кузнецкого бассейнов // ГИАБ. 2023. № 12. С. 5–15.
2. Захаров В.Н., Ульянова Е.В., Малинникова О.Н. Вклад минеральных включений в накопление и удержание метана в угольных пластах // ФТПРПИ. 2023. № 5. С. 3-11.
3. Романченко С.Б., Нагановский Ю.К., Корнев А.В. Инновационные способы контроля пылевзрывобезопасности горных выработок // Записки горного института. 2021. Т. 252. С. 927-936.
4. Blokhin, D.I., Dokuchaeva, A.I., Zakorshmennyi I.M. et al. The influence of the mine dust mineral composition on the characteristics of thermal destruction processes // Journal of Physics: Conference Series. 2024. Vol. 2697, № 1. P. 012059.

Mining fires as a source of greenhouse and toxic gases. control method

Dokuchaeva A.I., Malinnikova O.N., Uluanova E.V., Pashichev B.N.

A method for monitoring and local prediction of spontaneous combustion is considered, based on an express analysis of the propensity of coal to spontaneous combustion and determination of the gas composition.

ФЛОТАЦИОННОЕ ОБОГАЩЕНИЕ ЛЕЖАЛЫХ ХВОСТОВ СОРБЦИОННОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

С.В. Груба

АО «Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов», г. Иркутск, Российская Федерация

e-mail: svk@irgiredmet.ru

В статье обозначены возможные перспективы переработки техногенных отвалов с целью доизвлечения золота. Проведены исследования вещественного состава и представлены результаты технологического решения. Вовлечение в переработку отвальных хвостов может являться одним из способов снижения потерь металла на производстве.

Интенсивное развитие горнодобывающей и перерабатывающей промышленности привело к образованию техногенных объектов. Так в золотодобывающей отрасли на территории России накоплено более 12 млрд т отходов. Привлекательность данного вида сырья растет по мере развития технологий и складывающейся экономической ситуации. За первые четыре месяца года золото подорожало на четверть после роста на 27% за весь 2024 г. Прогноз годовой цены на золото впервые в истории превысил $3 тыс. за унцию.

Кроме того, за последние несколько десятилетий состав добываемых руд претерпел существенные изменения: доля золота в рудах снизилось практически в 1,5 раза, а часть

труднообогатимых руд увеличилась с 15 до 40%. Нередко бывает, что в лежалых отвалах содержание золота выше, чем в руде текущей добычи.

За вовлечение в повторную переработку лежалых отвалов говорят еще несколько особенностей данного вида сырья:

1. Материал находится на поверхности, а это отсутствие затрат на проведение горных работ.
2. Расположен в промышленно развитых районах рядом с предприятиями.
3. Практически готовый материал по классу крупности, то есть исключение таких энергозатратных процессов, как дробление и измельчение.

Изучение вещественного состава и рассмотрение возможности внедрить флотационный передел проводили на пробе лежалых хвостов сорбционного выщелачивания одного из предприятий Забайкальского края.

Промышленный интерес в хвостах сорбционного выщелачивания представляет золото, содержание которого по результатам прямого пробирного анализа составляет 6,0 г/т.

Проведен гранулометрический анализ на исходной крупности продукта 80% класса -0,071 мм с распределением золота по классам крупности, по результатам которого 50,1% золота сконцентрировано в классе -0,071 мм, из которого около 28,0% находится в классе -0,032 мм.

Исследуемая проба хвостов на 62,0% состоит из породообразующих минералов, главными из которых являются: кварц (14,8%), пироксены (11,0%) и плагиоклазы (10,0%). Из второстепенных минералов присутствуют амфиболы и калиевые полевые шпаты по 6,0%, тальк (5,0%), слюда (4,0%) и карбонаты (1,8%). Массовая доля сульфидов составляет 37,0%, они в основном представлены пиритом (18,4%) и арсенопиритом (17,4%). В незначительном количестве отмечаются халькопирит (0,7%), галенит (0,3%) и сфалерит (0,2%). Антимонит отмечается в редких зернах. Количество общего углерода в пробе хвостов составляет 1,50%.

Для более полной картины проведен и рациональный анализ на золото исследуемых лежалых хвостов: 18,4% золота присутствует в доступной сорбционному цианированию форме, при этом на связь со сростками приходится большая его часть 18,1%. В свободном виде находится всего 0,3% металла.

В упорной форме сосредоточено 81,6% золота. В основном упорность обусловлена связью золота с сульфидами, растворимыми в азотной кислоте – 61,7%. На связь с минералами, растворимыми в соляной кислоте (карбонатами, гидроксидами железа и со скородитом и пр.) приходится 8,5% металла. 7,5% золота покрыто поверхностными пленками, 3,1% – тонко вкраплено в породообразующие минералы и 1% металла связан с углистым веществом, выгоревшем после обжига, и с сульфидами, тонко вкрапленными в породообразующие минералы.

В процессе проведения исследований определялось влияние крупности измельчения, плотности питания, pH пульпы, продолжительности процесса на показатели флотации, проводился подбор оптимального реагентного состава. Оптимальными оказались следующие параметры флотационного процесса:

- исходной крупности питания с предварительной агитацией до подачи реагентов 4 мин;
- плотность питания 26%;
- pH-4,0;
- расход реагентов: основная флотация ($CuSO_4$ 200 г/т, керосин 154 г/т, бутиловый спирт 96 г/т, БКК 200 г/т, Т-92 52 г/т); контрольная флотация (БКК 100 г/т, Т-92 26 г/т);
- продолжительность флотации: основная – 15 мин, контрольная – 10 мин.

Далее был проведен опыт в замкнутом цикле на пяти навесках, схема представлена на рисунке 1.

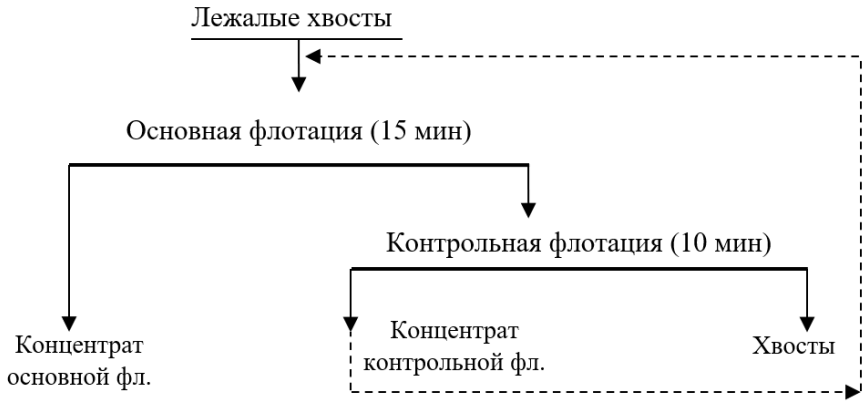


Рисунок 1. Схема проведения опытов по флотации в замкнутом цикле

По предложенной флотационной схеме получен сульфидный концентрат, содержащий 89% сульфидов, содержание золота в нем на уровне 11,9 г/т, выход его составляет 47,5%, извлечение золота – 91,7% (см. таблицу 1). Большой выход концентрата и низкое его качество обусловлено вещественным составом самих лежалых хвостов: доля сульфидов составляет 37%, но содержание в них золота низкое.

Таблица 1. Баланс по золоту и серебру замкнутого цикла флотации

Наименование продукта	**Выход, %**	**Золото**		**Серебро**	
		содержание, г/т	**извлечение, %**	**содержание, г/т**	**извлечение, %**
Концентрат	47,5	11,9	91,7	46,8	85,1
Хвосты флотации	52,5	0,97	8,3	7,4	14,9
Исходные хвосты (по балансу)	100,00	6,16	100,	26,12	100,0

Проводятся дальнейшие исследования по изысканию экономически целесообразной технологии переработки полученного флотоконцентрата.

Результаты проведенных исследований свидетельствуют, что утерянное золото может быть доизвлечено из лежалых хвостов производства с показателями извлечения свыше 90% и в перспективе превратиться из отходов в сырье, позволяющее расширить сырьевую базу предприятия.

Flotation enrichment of stale sorption leaching tailings

Gruba S.V.

The article is devoted to the possible prospects of the use of technogenic dumps with the purpose of extraction of gold. Studies of material composition. The results of the technological solution are presented. One of varieties tracks lowering loss is used to contents of tailing storage.

СОДЕРЖАНИЕ

ПЛЕНАРНЫЕ ЛЕКЦИИ 3

280 ЛЕТ ОТКРЫТИЮ БЕРЁЗОВСКОГО ЗОЛОТОРУДНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ
Ф.М. Набиуллин, А.В. Третьяков 3

РАЗВИТИЕ МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ КОМПАНИИ УГМК – КОМПЛЕКСНЫЙ ПОДХОД К ПОИСКУ ЭФФЕКТИВНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ОТРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ, ПЕРЕРАБОТКИ РУД ИТЕХНОГЕННЫХ МИНЕРАЛЬНЫХ ОБРАЗОВАНИЙ
А.П. Пушкин, К.И. Горяков 8

НОВЕЙШИЕ ЗОЛОТОИЗВЛЕКАТЕЛЬНЫЕ ПРЕДПРИЯТИЯ УРАЛЬСКОГО ФИЛИАЛА АО «ПОЛИМЕТАЛЛ УК»
Н.Н. Неизвестных 9

ИННОВАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ДРАГОЦЕННЫХ И ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ РУД УРАЛЬСКОГО РЕГИОНА
А.И. Заболоцкий 12

МЕТОДОЛОГИЯ ВЫБОРА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ ПО СЕПАРАЦИИ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ НА ОСНОВЕ ЦИФРОВЫХ ТЕХНОЛОГИЙ
Т.Н. Александрова, А.О. Ромашев, Б.Л. Гатиатуллин 15

ТЕОРИЯ ОПРОБОВАНИЯ РУД И ПРОДУКТОВ ОБОГАЩЕНИЯ
В.З. Козин, А.С. Комлев 20

НОВЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ ПРОЦЕССОВ ОБОГАЩЕНИЯ БЕДНЫХ ГРАФИТОВЫХ И КОМПЛЕКСНЫХ МЕДНО-МЫШЬЯКОВО-ОЛОВЯННО-ВОЛЬФРАМОВЫХ РУД
А.В. Курков, С.И. Ануфриева, Х.К. Рахимов, Е.К. Бородина 26

НАУЧНЫЕ ОСНОВЫ ИНФОРМАЦИОННЫХ МЕТОДОВ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ОБОГАЩЕНИЯ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ
Е.Ф. Цыпин, Т.Ю. Овчинникова, Т.А. Ефремова 33

ИННОВАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ – ОСНОВАНИЕ ДЛЯ ВКЛЮЧЕНИЯ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ В СТРАТЕГИЧЕСКУЮ МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВУЮ БАЗУ
Н.Н. Орехова, И.В. Шадрунова, Е.В. Зелинская 40

КОМБИНИРОВАННЫЕ ПРОЦЕССЫ ПЕРЕРАБОТКИ САПОНИТСОДЕРЖАЩИХ ВОД АЛМАЗОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЙ С ПОЛУЧЕНИЕМ ДОПОЛНИТЕЛЬНОЙ ПРОДУКЦИИ ШИРОКОГО СПЕКТРА ПРИМЕНЕНИЯ
В.А. Чантурия, В.Г. Миненко, А.Л. Самусев 46

РАЗВИТИЕ НАУЧНО-МЕТОДИЧЕСКИХ ОСНОВ ПРОЕКТИРОВАНИЯ ЭКОЛОГИЧЕСКИ СБАЛАНСИРОВАННЫХ ГЕОТЕХНОЛОГИЙ
Н.В. Гончар, В.А. Пикалов, А.В. Соколовский, М.А. Терешина 54

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ МИНЕРАЛОГИЯ РУД КРИТИЧЕСКИХ МЕТАЛЛОВ. НЕТРАДИЦИОННОЕ МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ
О.Б. Котова, Е.Г. Ожогина 57

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ И ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЭФФЕКТИВНОСТЬ КОМПЛЕКСНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ РУД В ПАО «УРАЛАСБЕСТ»
С.Е. Пуненков ... 60

СОВРЕМЕННЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ В ПРОЦЕССАХ ПЕРЕРАБОТКИ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ ... 65

НОРИЛЬСКАЯ ОБОГАТИТЕЛЬНАЯ ФАБРИКА: ОТ СТАНОВЛЕНИЯ ДО СОВРЕМЕННОСТИ
Т.А. Акулова ... 65

ВЫСОКОЭФФЕКТИВНЫЕ АВТОКЛАВНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ РАСТВОРЕНИЯ ПЛАТИНОВЫХ МЕТАЛЛОВ
О.В. Белоусов, Р.В. Борисов, А.А. Акименко, А.А. Шумкова ... 68

ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ МАГНЕТИЗИРУЮЩЕГО ОБЖИГА ДЛЯ БОГАТЫХ ГЕМАТИТОВЫХ РУД
А.Е. Машкин, Г.Д. Терехин ... 70

СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И ТЕНДЕНЦИИ В РАЗВИТИИ ТЕХНОЛОГИЙ ОБОГАЩЕНИЯ ФЛЮОРИТОВЫХ РУД
Е.Ю. Дегодя, И.В. Шадрунова ... 74

РАЗРАБОТКА И СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ АВТОМАТИЗИРОВАННЫХ СИСТЕМ КОНТРОЛЯ РУДНЫХ ПОТОКОВ НА ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИКАХ
В.В. Морозов, А.В. Демин, Ю.П. Морозов, Лодой Дэлгэрбат ... 77

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЭФФЕКТИВНОСТЬ И ПРИНЦИП ДЕЙСТВИЯ СЕПАРАТОРОВ ДЛЯ ИДЕНТИФИКАЦИИ АНОМАЛЬНО ЛЮМИНЕСЦИРУЮЩИХ АЛМАЗОВ
А.В. Иванов, И.А. Макалин, Г.П. Двойченкова ... 80

СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И НАПРАВЛЕНИЯ РАЗВИТИЯ ТЕХНОЛОГИИ ПРОИЗВОДСТВА ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ ОКАТЫШЕЙ
А.А. Солодухин, В.В. Брагин, И.Д. Плаксин, И.С. Берсенев ... 82

СТАНОВЛЕНИЕ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ В СССР В 20–30-Х ГОДАХ – ОПЫТ ФОРСИРОВАННОГО РАЗВИТИЯ
И.М. Петров ... 85

МОДУЛЬНЫЙ ПРИНЦИП ОБОГАЩЕНИЯ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ В ЗОНЕ АРКТИКИ И СУБАРКТИКИ
А.И. Матвеев, И.Ф. Лебедев, В.Р. Винокуров, Е.С. Львов, О.Ю. Очосов, Н.Г. Еремеева, Е.С. Слепцова ... 88

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ МИНЕРАЛОГИЯ, РУДОПОДГОТОВКА, ТОНКОЕ И СВЕРХТОНКОЕ ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ ... 91

ПОТЕНЦИАЛЬНЫЙ ХИЗОВААРСКИЙ КЛАСТЕР (ОПОРНЫЙ ПУНКТ) ПРОМЫШЛЕННЫХ МИНЕРАЛОВ АРКТИЧЕСКОЙ ЗОНЫ РЕСПУБЛИКИ КАРЕЛИЯ
В.В. Щипцов, Т.П. Бубнова, О.В. Букчина, П.В. Фролов ... 91

ОСОБЕННОСТИ ВЕЩЕСТВЕННОГО СОСТАВА РЕДКОМЕТАЛЛЬНО-ТИТАНОВЫХ РОССЫПЕЙ, ВЛИЯЮЩИЕ НА ТЕХНОЛОГИЮ ИХ ПЕРЕРАБОТКИ
Е.Н. Левченко, Е.О. Соленикова ... 94

О ВЛИЯНИИ МЕТОДА МАТЕМАТИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ ДВИЖЕНИЯ МЕЛЮЩЕЙ ЗАГРУЗКИ В ПОМОЛЬНЫХ КАМЕРАХ МЕЛЬНИЦ НА ТОЧНОСТЬ И ДОСТОВЕРНОСТЬ ПОЛУЧАЕМЫХ РЕЗУЛЬТАТОВ
Ю.В. Дмитрак, А.А. Кравцов, Л.С. Адамова, Р.Р. Кутуев, А.Е. Цыганов 97

ОСОБЕННОСТИ ДЕЗИНТЕГРАЦИИ ТИТАН-ЦИРКОНИЕВЫХ ПЕСКОВ МЕСТОРОЖДЕНИЯ СЕВЕРНОГО КАЗАХСТАНА
В.Н. Шигаева, Н.В. Шихов, Д.С. Курков 99

СРАВНИТЕЛЬНЫЙ АНАЛИЗ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ МЕТОДОВ ДЕЗИНТЕГРАЦИИ И МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ КАЧЕСТВА ЧЕРНОВОГО КОНЦЕНТРАТА ТЯЖЕЛОСРЕДНОЙ СЕПАРАЦИИ
Ю.Н. Никитина, Г.П. Двойченкова, А.С. Тимофеев 102

МИКРОВКЛЮЧЕНИЯ В КВАРЦЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ УРАЛА
М.А. Корекина, А.П. Жабоедов, К.В. Игуменцев 106

МИНЕРАЛОГО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ КВАРЦЕВОГО СЫРЬЯ ВОСТОЧНОЙ СИБИРИ
А.П. Жабоедов, А.И. Непомнящих, А.М. Федоров 108

ОЦЕНКА СОДЕРЖАНИЯ Sc И НЕКОТОРЫХ РЗЭ В ИЛЬМЕНИТЕ АРИАДНЕНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ МЕТОДОМ ИНСТРУМЕНТАЛЬНОГО НЕЙТРОННО-АКТИВАЦИОННОГО АНАЛИЗА
С.И. Иванников, Д.В. Андросов, Н.С. Маркин, Л.А. Земскова 110

ОСОБЕННОСТИ МИНЕРАЛЬНОГО СОСТАВА, ОПРЕДЕЛЯЮЩИЕ ОБОГАТИМОСТЬ ВОЛЬФРАМОВЫХ РУД
В.Е. Жукова, Е.Г. Ожогина, Ю.Н. Шувалова, Н.А. Сычева 112

ОЦЕНКА ВЛИЯНИЯ ЭНЕРГЕТИЧЕСКОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ НА ПРОЧНОСТНЫЕ ПАРАМЕТРЫ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ
Т.Н. Александрова, В.А. Абурова 115

РАСКРЫТИЕ СУЛЬФИДНЫХ МИНЕРАЛОВ НА ПРИМЕРЕ ДВУХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОБ КОЛЧЕДАННЫХ РУД ЮЖНОГО УРАЛА
А.В. Купцова, Е.А. Попова 117

РОЛЬ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ МИНЕРАЛОГИИ РУДНОГО СЫРЬЯ В РЕШЕНИИ ВОПРОСОВ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ И ПОВЫШЕНИЯ СТЕПЕНИ (УРОВНЯ) ИЗВЛЕКАЕМОСТИ ПОЛЕЗНЫХ МИНЕРАЛОВ НА ПРИМЕРЕ ГАЙСКОЙ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ
И.В. Никонова 120

ОЦЕНКА РЕЗУЛЬТАТОВ ФЛОТАЦИИ МЕДНО-НИКЕЛЕВЫХ РУД ПО ДАННЫМ ОПТИЧЕСКОЙ МИКРОСКОПИИ И РЕНТГЕНОФАЗОВОГО АНАЛИЗА
А.С. Корзинова, А.А. Лавриненко, И.Н. Кузнецова, О.Г. Лусинян 124

ПРОБЛЕМЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ СОВРЕМЕННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА ИЗ ЛЕЖАЛЫХ ХВОСТОВ
Д.И. Целюк, А.Г. Михайлов, О.И. Целюк 125

ОСОБЕННОСТИ ФРАКЦИОННЫХ И СЕПАРАЦИОННЫХ ХАРАКТЕРИСТИК ПРИ ИСПОЛЬЗОВАНИИ РЕНТГЕНОФЛУОРЕСЦЕНТНОЙ СЕПАРАЦИИ
Т.Ю. Овчинникова, Е.Ф. Цыпин, А.И. Ковалева, С.В. Зиятдинов 127

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ РЕНТГЕНОРАДИОМЕТРИЧЕСКОЙ СЕПАРАЦИИ ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ ОКИСЛЕННЫХ МЕДНЫХ РУД НА ЭТАПЕ РУДОПОДГОТОВКИ
С.В. Зиятдинов, Е.Ф. Цыпин, Т.Ю. Овчинникова, Т.А. Ефремова 130

ОЦЕНКА ОБОГАТИМОСТИ КОМПЛЕКСНЫХ ВЫСОКОТИТАНИСТЫХ ИЛЬМЕНИТ-ТИТАНОМАГНЕТИТОВЫХ РУД МЕТОДАМИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ МИНЕРАЛОГИИ
Н.А. Сычева, В.Е. Жукова, Е.Г. Ожогина, Н.Н. Кривощеков 133

ВЛИЯНИЕ НЕОДНОРОДНОСТИ МИКРОАГРЕГАТОВ ТИТАНОМАГНЕТИТА НА РЕЗУЛЬТАТЫ МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ
Е.А. Горбатова, М.С. Колкова, А.С. Мальцев 137

ОБОСНОВАНИЕ ЭФФЕКТИВНЫХ МЕТОДОВ ОБРАБОТКИ ЖЕЛЕЗОСОДЕРЖАЩИХ МИНЕРАЛОВ ДЛЯ СЕЛЕКТИВНОГО РАСКРЫТИЯ В ПРОЦЕССЕ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ
О.П. Шавакулева, Н.А. Сединкина 139

ТЕРМОДИНАМИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ ФАЗОВЫХ ПРЕВРАЩЕНИЙ ЖЕЛЕЗО-ТИТАНОВЫХ ОКСИДОВ В ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ПРОЦЕССАХ: РАСЧЕТ ТЕРМОХИМИЧЕСКИХ КОНСТАНТ
А.В. Понарядов, О.Б. Котова 140

ИЗУЧЕНИЕ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ ВОЛЛАСТОНИТА В КОМПОЗИТАХ НА ОСНОВЕ СВМПЭ В ПРОЦЕССЕ ИЗНАШИВАНИЯ
С.Н. Данилова, С.Б. Ярусова, Л.Н. Иванова, П.С. Гордиенко, А.А. Охлопкова, Е.К. Папынов, О.О. Шичалин, А.Н. Федорец 143

ВЛИЯНИЕ ПРИРОДНОГО И СИНТЕТИЧЕСКОГО ВОЛЛАСТОНИТА НА ТЕРМОМЕХАНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА СВЕРХВЫСОКОМОЛЕКУЛЯРНОГО ПОЛИЭТИЛЕНА
С.Н. Данилова, С.Б. Ярусова, Л.Н. Иванова, П.С. Гордиенко, А.А. Охлопкова 146

СОСТАВ И ПОВЕРХНОСТНЫЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ ВАЛЛЕРИИТОВЫХ РУД
Р.В. Борисов, М.Н. Лихацкий, А.А. Карачаров, Д.В. Карпов, М.Ю. Флерко, С.В. Карасёв, А.Г. Михайлов 149

ПУТИ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ РУДОПОДГОТОВКИ ТРУДНООБОГАТИМЫХ ФЛЮОРИТОВЫХ РУД
Е.Ю. Дегодя, Н.В. Гмызина, И.А. Пыталев, И.В. Шадрунова 152

МИНЕРАЛОГИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА ОТХОДОВ УГЛЕДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЙ КУЗБАССА НА ПРИМЕРЕ ФАБРИКИ «КРАСНОБРОДСКАЯ-КОКСОВАЯ»
Т.А. Чикишева, А.Г. Комарова, С.А. Прокопьев, Е.С. Прокопьев 154

МИНЕРАЛОГО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ВЫСОКОДИСПЕРСНЫХ МИНЕРАЛЬНЫХ СИСТЕМ. ТВЕРДОФАЗНЫЙ СИНТЕЗ Fe-Al-F КОМПОЗИТОВ (ВЕЖАЮ-ВОРЫКВИНСКОЕ МЕСТОРОЖДЕНИЕ БОКСИТОВ)
И.Н. Размыслов, О.Б. Котова, Л.С. Кочева 157

ПРИМЕНЕНИЕ ОПЕРАЦИИ ОБОГАЩЕНИЯ В СХЕМЕ ПОДГОТОВКИ ПРОБ ОТ ПРОДУКТОВ, СОДЕРЖАЩИХ НЕДРОБИМЫЕ ВКЛЮЧЕНИЯ
П.С. Волков 159

ЦИРКУЛЯЦИОННАЯ КОНЦЕНТРАЦИЯ – ЭФФЕКТИВНЫЙ МЕТОД ОБОГАЩЕНИЯ ТРУДНОПРОМЫВИСТЫХ РУД
Ю.П. Морозов, И.Х. Хамидулин 162

РАЗВИТИЕ ТЕХНОЛОГИИ РУЧНОГО ОТБОРА ПРОБ КРУПНОКУСКОВЫХ ПРОДУКТОВ
И.В. Лепилова 165

СТАБИЛИЗАЦИЯ ХИМИЧЕСКОГО СОСТАВА МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ В ПРОЦЕССЕ ВОССТАНОВИТЕЛЬНОГО ПЛАВЛЕНИЯ
М.В. Павлов, А.В. Линейцев, А.М. Жижаев, В.Ф. Павлов 169

ОЦЕНКА ВОЗМОЖНОСТИ ИЗМЕНЕНИЯ ВТОРИЧНЫХ ФАЗ ПРИ ДОБАВКЕ ИЗВЕСТНЯКА В ПЕРИОДИЧЕСКОМ РЕЖИМЕ, МОДЕЛИРУЮЩЕМ ПРОЦЕСС НЕПРЕРЫВНОГО АВТОКЛАВНОГО ОКИСЛЕНИЯ
В.А. Пучкина, Н.А. Кравченко 171

ОСОБЕННОСТИ ДЕЗИНТЕГРАЦИИ КУСКОВЫХ РУДНЫХ ОБРАЗЦОВ В ПРОЦЕССЕ УДАРНОГО ДРОБЛЕНИЯ МНОГОКРАТНЫМИ ДИНАМИЧЕСКИМИ ДЕЙСТВИЯМИ
Е.С. Львов, А.И. Матвеев 174

ОЦЕНКА ДОСТОВЕРНОСТИ МЕТОДИКИ ЛАБОРАТОРНОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ МЕЖЧАСТИЧНОГО РАЗРУШЕНИЯ В РОЛЛЕР-ПРЕССЕ
Н.А. Махно, П.К. Федотов 176

ИМИТАЦИОННАЯ МОДЕЛЬ ЦЕНТРОБЕЖНОЙ ДРОБИЛКИ
А.И. Афанасьев, В.В. Зубов, В.Я. Потапов, В.В. Потапов, А.А. Чиркова 179

НОВЫЕ ВИДЫ МЕЛЮЩИХ ТЕЛ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ РУДОПОДГОТОВКИ НА ЗИФ
С.Е. Горбачев, Т.В. Чекушина, О.Е. Горлова 181

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ОБЕСШЛАМЛИВАНИЯ ТРУДНООСВЕТЛЯЕМЫХ САПОНИТСОДЕРЖАЩИХ ОБОРОТНЫХ ВОД АЛМАЗОИЗВЛЕКАЮЩИХ ФАБРИК МЕТОДОМ ИХ ПОСЛОЙНОГО ЗАМОРАЖИВАНИЯ И ОТТАЙКИ
А.Ю. Масанов 183

ИССЛЕДОВАНИЯ ВЛИЯНИЯ РЕАГЕНТОВ-РЕГУЛЯТОРОВ НОВЫХ КЛАССОВ НА УСТОЙЧИВОСТЬ СПЕКТРАЛЬНО-КИНЕТИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК ЛЮМИНОФОРСОДЕРЖАЩИХ МОДИФИКАТОРОВ АЛМАЗОВ
Ю.А. Подкаменный, А.В. Иванов, А.Л. Самусев, А.С. Тимофеев 187

СНИЖЕНИЕ ПЕРЕИЗМЕЛЬЧЕНИЯ МИНЕРАЛОВ В ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ СУЛЬФИДНЫХ РУД
Т.И. Интогарова, Ю.П. Морозов 190

МИНЕРАЛОГИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОДУКТОВ ОБОГАЩЕНИЯ МЕДНО-ПЕСЧАНОЙ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ БАБАТАГ
Т.И. Шакаров, И.Ю. Рахманов, Ш.Ю. Самандарова 193

МИНЕРАЛОГИЧЕСКИЙ СОСТАВ И ФОРМЫ НАХОЖДЕНИЯ МЕТАЛЛОВ В ШЛАКАХ МЕДЕПЛАВИЛЬНОГО ЗАВОДА АО «АГМК»
Т.И. Шакаров, З.Т. Турди-Ахунова 197

ФЛОТАЦИЯ, ГРАВИТАЦИЯ, МАГНИТНАЯ И ЭЛЕКТРОМАГНИТНАЯ СЕПАРАЦИЯ 200

СОХРАННОСТЬ ФЛОТАЦИОННОГО КОМПЛЕКСА «МИНЕРАЛЬНАЯ ЧАСТИЦА–ПУЗЫРЕК» В СЛАБОВЯЗКОЙ ЖИДКОСТИ В ПРОЦЕССЕ ФЛОТАЦИИ
С.А. Кондратьев 200

ТЕРМОДИНАМИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ ЗАКРЕПЛЕНИЯ АПОЛЯРНОГО ОРГАНИЧЕСКОГО КОЛЛЕКТОРА НА АЛМАЗАХ И ГИДРОФОБНЫХ МИНЕРАЛАХ КИМБЕРЛИТА
В.А. Чантурия, В.В. Морозов, Е.Л. Чантурия, Г.П. Двойченкова 203

КОМПЛЕКСНЫЕ КРИТЕРИИ ДЛЯ ОБОСНОВАНИЯ РЕАГЕНТНЫХ РЕЖИМОВ ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ УГЛЕЙ
Т.Н. Александрова, В.В. Кузнецов 206

ПРИМЕНЕНИЕ РЕАГЕНТА ЦИАНЭТИЛДИЭТИЛДИТИОКАРБАМАТА ДЛЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА ИЗ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД
Т.Н. Матвеева, О.И. Гладышева, Л.Б. Ланцова 208

КОНТРАСТНОСТЬ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ПОВЕРХНОСТИ СТИБНИТА, АРСЕНОПИРИТА И ПИРИТА ПРИ ФЛОТАЦИИ
В.А. Игнаткина, Н.Д. Ергешева, А.А. Каюмов 211

ПРИМЕНЕНИЕ НИЗКОТЕМПЕРАТУРНОЙ ПЛАЗМЫ ДЛЯ РЕГУЛИРОВАНИЯ ФЛОТАЦИОННОЙ АКТИВНОСТИ ГАЛЕНИТА
И.Ж. Бунин, М.В. Рязанцева 214

ФЛОТАЦИОННОЕ РАЗДЕЛЕНИЕ МЕДНО-НИКЕЛЕВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ, ПОЛУЧЕННЫХ ИЗ РУД ЕДИНОГО ГЕНЕЗИСА
Л.С. Петрунова-Лесникова, М.С. Дациев, А.Н. Сисина, Т.А. Лихачева 217

ДОСТИЖЕНИЯ, ПРОБЛЕМЫ И ПЕРСПЕКТИВЫ ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ ФЛЮОРИТОВЫХ РУД
Е.Ю. Дегодя, И.В. Шадрунова, Н.Л. Медяник 220

ПРИМЕНЕНИЕ ОРГАНИЧЕСКИХ МОДИФИКАТОРОВ ПРИ ФЛОТАЦИИ МЕДНО-НИКЕЛЕВЫХ РУД
И.Н. Кузнецова, А.А. Лавриненко, Г.Ю. Гольберг, О.Г. Лусинян 223

ПРИМЕНЕНИЕ ПОЛИВИНИЛКАПРОЛАКТАМА МОДИФИЦИРОВАННОГО МОРФОЛИНДИТИОКАРБАМАТОМ ПРИ ФЛОТАЦИИ ПОЛИКОМПОНЕНТНОЙ РУДЫ
В.В. Гетман, А.Ю. Каркешкина 226

О ВОЗМОЖНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ 1-КАРБОКСИ-2-/ПЕРГИДРО(1,3,5-ДИТИАЗИН)/-5-ИЛЭТАНА В КАЧЕСТВЕ РЕАГЕНТА-СОБИРАТЕЛЯ ПРИ ФЛОТАЦИИ СУЛЬФИДНЫХ РУД
А.Ю. Каркешкина, В.В. Гетман 228

ПОДАВЛЕНИЕ ФЛОТАЦИИ СЛОИСТЫХ СИЛИКАТОВ ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ ЗОЛОТО-МЕДНО-МАГНЕТИТОВЫХ РУД
А.С. Сидорович, А.В. Коваль 231

ВЛИЯНИЕ ФЛОКУЛЯНТОВ НА СТАБИЛЬНОСТЬ СУСПЕНЗИИ И ЭФФЕКТИВНОСТЬ ФИЛЬТРОВАНИЯ МАГНЕТИТОВОГО КОНЦЕНТРАТА
Е.Д. Чылбак-оол, Ю.В. Конюхов, У.В. Дмитракова, А.А. Николаев 234

ИССЛЕДОВАНИЯ ПО ПОДБОРУ АЛЬТЕРНАТИВНЫХ РЕАГЕНТОВ-СОБИРАТЕЛЕЙ ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ МАГНЕТИТОВОГО ПРОДУКТА МЕТОДОМ ОБРАТНОЙ ФЛОТАЦИИ С ДРОБНОЙ ПОДАЧЕЙ РЕАГЕНТА
А.В. Левшин, В.В. Широченков, Д.В. Соя 235

ПИРИТ В ЗОЛОТО-МЕДНО-ПОРФИРОВОЙ РУДЕ И ЕГО ВЛИЯНИЕ НА ИЗВЛЕЧЕНИЕ МЕДИ В КОНЦЕНТРАТЫ
М.А. Гурман 239

ПРИМЕНЕНИЕ CFD МОДЕЛИРОВАНИЯ ПРИ ОПРЕДЕЛЕНИИ ЭФФЕКТИВНОСТИ ФЛОТАЦИОННЫХ МАШИН
К.В. Лукьянов, А.А. Лавриненко 241

ОПТИМИЗАЦИЯ РАБОТЫ УЧАСТКОВ СГУЩЕНИЯ ПУТЕМ КОНДИЦИОНИРОВАНИЯ ПАРАМЕТРОВ ПУЛЬПЫ ПИТАНИЯ
А.А. Соколова (Баранова) 243

ИССЛЕДОВАНИЕ АКТИВАЦИИ ФЛОТАЦИИ ЦИНКОВОЙ РУДЫ ИОНАМИ СВИНЦА
И.А. Коновалов 246

ОБОСНОВАНИЕ РЕЖИМОВ ЦИНКОВОЙ ФЛОТАЦИИ В ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ СУЛЬФИДНЫХ РУД ДЛЯ СНИЖЕНИЯ ДОЛИ КРЕМНИЯ В КОНЦЕНТРАТЕ
Я.Н. Арабаджи, Н.Н. Орехова 249

ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ВНЕДРЕНИЯ РАЗРАБОТАННЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ ПОВЫШЕНИЯ КАЧЕСТВА ФЛОТАЦИОННОГО КОНЦЕНТРАТА
Я.Н. Арабаджи, Н.Н. Орехова 251

ПОВЫШЕНИЕ ИЗВЛЕЧЕНИЯ НЕРАСТВОРИМОГО ОСТАТКА ИЗ СИЛЬВИНИТОВОЙ РУДЫ С ВЫСОКИМ СОДЕРЖАНИЕМ СУЛЬФАТА КАЛЬЦИЯ МЕТОДОМ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОЙ УЛЬТРАЗВУКОВОЙ ОБРАБОТКИ
А.В. Чернышев, В.З. Пойлов 252

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ МИКРОПУЗЫРЬКОВ ДЛЯ ДОИЗВЛЕЧЕНИЯ МЕДИ, ЦИНКА И ЗОЛОТА ИЗ ОТВАЛЬНЫХ ХВОСТОВ ФЛОТАЦИИ МЕДНО-ЦИНКОВОЙ РУДЫ
С.Л. Орлов, М.Г. Балакин, И.А. Власов 255

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ СУЛЬФИДИЗАЦИИ И ФЛОТАЦИИ ОКИСЛЕННОЙ МЕДНОЙ РУДЫ РЕАГЕНТОМ КОМПЛЕКСНОГО ДЕЙСТВИЯ
Г.Л. Каткеева, И.М. Оскембеков, М.А. Акубаева, Д.Р. Гизатуллина, Ж.А. Шайке, А.М. Жунусов, А.Н. Турсынова 258

МЕТОДЫ ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ СУЛЬФИДНЫХ ПИРРОТИНСОДЕРЖАЩИХ РУД
И.С. Синьков, Ю.П. Морозов, С.В. Мамонов 260

ОБЗОР И ОБОСНОВАНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ РЕАГЕНТОВ-МОДИФИКАТОРОВ ДЛЯ ДЕПРЕССИИ РУДНОГО УГЛИСТОГО ВЕЩЕСТВА В СХЕМАХ ФЛОТАЦИИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ УБОГОСУЛЬФИДНЫХ РУД
Н.Б. Чинова, И.С. Синьков 263

ОСОБЕННОСТЬ КИНЕТИКИ ЗАКРЕПЛЕНИЯ ПИРИТА НА ПУЗЫРЬКЕ ВОЗДУХА ПРИ ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКОЙ АКТИВАЦИИ ВОДЫ
К.В. Прохоров 267

МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА ВТОРИЧНОЙ КОНЦЕНТРАЦИИ МИНЕРАЛОВ ПРИ ОРОШЕНИИ СУЖАЮЩЕГОСЯ ПОТОКА ФЛОТАЦИОННОЙ ПЕНЫ
Ю.П. Морозов, И.В. Упорова 270

К ВОПРОСУ ВЛИЯНИЯ ФИЗИЧЕСКОЙ ФОРМЫ СОРБЦИИ ВО ФЛОТАЦИИ СУЛЬФИДОВ
Т.Г. Гаврилова 273

К ВОПРОСУ ВЫБОРА КОМБИНАЦИИ ФЛОТАЦИОННЫХ РЕАГЕНТОВ
Д.М. Цицилина 276

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПОВЕРХНОСТНОГО НАТЯЖЕНИЯ ЖИДКОСТЕЙ МЕТОДОМ ВИСЯЩЕЙ КАПЛИ
Хтет Зо У, Е.С. Пермякова, Чжо Зай Яа, Б.Е. Горячев 277

ОЦЕНКА ФЛОТОАКТИВНОСТИ ТИОЛОВЫХ СОБИРАТЕЛЕЙ НА ОСНОВЕ АНАЛИЗА КИНЕТИЧЕСКИХ КРИВЫХ ФЛОТАЦИИ ПИРИТА
Чжо Зай Яа, Б.Е. Горячев, Д.В. Шехирев, Наинг Лин У 281

МОДЕЛИРОВАНИЕ И ОПТИМИЗАЦИЯ ПРОЦЕССА ФЛОТАЦИИ МЕДНЫХ РУД В КОЛОННЫХ ПНЕВМАТИЧЕСКИХ ФЛОТАЦИОННЫХ МАШИНАХ СЕРИИ КФМ
А.А. Метелёв, М.Г. Видуецкий, И.Ф. Гарифулин, А.П. Пургин, В.В. Морозов 285

ВОЗДЕЙСТВИЕ РЕАГЕНТА БИС-ПДТК НА ПОВЕРХНОСТЬ СУЛЬФИДНЫХ МИНЕРАЛОВ КОМПЛЕКСНОЙ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ
Т.Н. Матвеева, Н.К. Громова, В.А. Минаев 288

ИССЛЕДОВАНИЕ ЗАВИСИМОСТИ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ОБОГАЩЕНИЯ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ ОТ ФОРМЫ ВОЛНОВОДОВ-ИЗЛУЧАТЕЛЕЙ ПРИ УЛЬТРАЗВУКОВОЙ ОБРАБОТКЕ ПРИМЕНЯЕМЫХ РЕАГЕНТОВ
О.В. Воронова, Л.А. Киенко 291

СОВРЕМЕННЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ПРОЦЕССА ПЕННОЙ СЕПАРАЦИИ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩИХ КИМБЕРЛИТОВ
Е.Г. Коваленко, А.Л. Бабушкина, В.А. Чуть-Ды 294

МОДИФИЦИРОВАНИЕ СОБИРАТЕЛЕЙ ДЛЯ ФЛОТАЦИИ АЛМАЗОВ ДОБАВКАМИ БИРАСТВОРИМЫХ ОРГАНИЧЕСКИХ СОЕДИНЕНИЙ
И.В. Пестряк, В.В. Морозов, С.П. Лезова 297

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЭФФЕКТИВНОСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ СТРУКТУРНО МОДИФИЦИРОВАННЫХ РЕАГЕНТОВ–СОБИРАТЕЛЕЙ В ЦИКЛЕ ПЕННОЙ СЕПАРАЦИИ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ
В.А. Чуть-Ды, Г.П. Двойченкова, В.В. Морозов, А.Л. Бабушкина 299

ВЛИЯНИЕ ШЛАМОВ НА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ ПРОЦЕССА ПЕННОЙ СЕПАРАЦИИ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ
Т.А. Селляхова, А.Л. Бабушкина 303

МЕХАНИЗМЫ ВИБРАЦИОННОЙ СЕГРЕГАЦИИ ТЯЖЁЛЫХ КОМПОНЕНТОВ В МИНЕРАЛЬНОЙ СРЕДЕ
О.Ю. Очосов, А.И. Матвеев 305

ЛАБОРАТОРНЫЕ ИСПЫТАНИЯ МАГНИТНОГО ГИДРОЦИКЛОНА НОВОЙ КОНСТРУКЦИИ НА МАГНЕТИТСОДЕРЖАЩИХ ПРОМПРОДУКТАХ
П.А. Сыса, А.А. Лавриненко 307

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ СУХОЙ МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ МАГНЕТИТОВЫХ РУД
А.Е. Пелевин 310

ОБОСНОВАНИЕ РЕЖИМА МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ ПРИ ОБРАБОТКЕ КОНЦЕНТРАТОВ ТЯЖЕЛОСРЕДНОЙ СЕПАРАЦИИ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩИХ РОССЫПЕЙ
А.С. Тимофеев, Ю.Н. Никитина, Г.П. Двойченкова, Ю.А. Подкаменный 312

ПОСТРОЕНИЕ МОДЕЛИ ПРОЦЕССА МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ ЖЕЛЕЗОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ МЕТОДАМИ ГЛУБОКОГО МАШИННОГО ОБУЧЕНИЯ
К.В. Федотов, Р.В. Кононенко, М.А. Попов 314

РАЗВИТИЕ ПРАКТИКИ КОМПЛЕКСНОГО И ГЛУБОКОГО ОБОГАЩЕНИЯ УПОРНЫХ РУД И ПРОДУКТОВ ИХ ПЕРЕРАБОТКИ
С.В. Мамонов, ... 316

ОПТИМИЗАЦИЯ РЕЖИМА ЦЕНТРОБЕЖНОЙ СЕПАРАЦИИ ДЛЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА ИЗ ЗАМКНУТОГО ЦИКЛА ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ
Н.Б. Чинова, П.М. Пеньков 319

ПЕРСПЕКТИВЫ ПРИМЕНЕНИЯ ХЛОРИДОВ В ТЕХНОЛОГИИ ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД
Е.А. Бекчурина, В.Н. Поморцев 321

ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ФЛОТАЦИОННОГО УПЛОТНЕНИЯ АКТИВНОГО ИЛА
Б.С. Ксенофонтов, В.П. Якушкин 324

КОМПЛЕКСНАЯ ПЕРЕРАБОТКА МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ, ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ 332

ЭФФЕКТИВНОСТЬ ИЗВЛЕЧЕНИЯ КОМПОНЕНТОВ ЗОЛОШЛАКОВЫХ ОТХОДОВ СЛОЕВОГО СЖИГАНИЯ УГЛЕЙ В ЗАВИСИМОСТИ ОТ ИХ ВЕЩЕСТВЕННОГО СОСТАВА
А.А. Лавриненко, И.В. Кунилова, И.О. Крылов, А.А. Писарева 332

НАПОЛНИТЕЛИ НА ОСНОВЕ ПЕРЕРАБОТКИ ОТХОДОВ ПОЛУЧЕНИЯ ЧУГУНА И МЕДИ
Е.М. Готлиб, Т.Р. Шакиров 334

ТЕХНОЛОГИЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЛИТИЯ ИЗ РУДЫ ЗАВИТИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ И ЛЕЖАЛЫХ ХВОСТОВ ЗАБАЙКАЛЬСКОГО ГОКА
Л.В. Шумилова, Г.А. Юргенсон 337

ТЕОРЕТИЧЕСКОЕ И ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА НА МОДИФИЦИРОВАННОМ МИНЕРАЛЬНОМ СОРБЕНТЕ
В.А. Чантурия, В.Г. Миненко, А.Л. Самусев 340

ОСНОВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ И ВОЗМОЖНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИЙ ИМПУЛЬСНОЙ ЭНЕРГЕТИКИ (PULSED POWER TECHNOLOGIES) В ПРОЦЕССАХ КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ПРИРОДНОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ
И.Ж. Бунин 343

ВЛИЯНИЕ СОСТАВА БЕНТОПОЛИМЕРНОЙ КОМПОЗИЦИИ НА КАЧЕСТВЕННЫЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ ОКАТЫШЕЙ
Д.А. Ветюгов, Т.Н. Матвеева 347

ХИМИЧЕСКОЕ КОНДИЦИОНИРОВАНИЕ – КЛЮЧЕВОЙ ПОДХОД В ТЕХНОЛОГИЯХ ПЕРЕРАБОТКИ СТРАТЕГИЧЕСКИХ ВИДОВ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ
Н.А. Пермякова, Е.Г. Лихникевич 350

ОПРЕДЕЛЕНИЕ СТЕПЕНИ ПОТРЕБЛЕНИЯ КИСЛОРОДА ПРИ АТМОСФЕРНОМ ОКИСЛЕНИИ ПУЛЬПЫ
И.А. Проскурякова, А.П. Малашонок, Д.А. Немков 353

ХИМИЧЕСКОЕ ОБОГАЩЕНИЕ ЖЕЛЕЗНОГО КОНЦЕНТРАТА
Н.Л. Медяник, А.В. Смирнова 355

СОЛЬВОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКАЯ ПЕРЕРАБОТКА ЖЕЛЕЗИСТЫХ ОТХОДОВ ПРОИЗВОДСТВА КАРБОНИЛЬНОГО НИКЕЛЯ
А.Ю. Соколов, А.Г. Касиков 358

ОЧИСТКА ФТОРАММОНИЙНЫХ СОЛЕЙ ТИТАНА ОТ СОЛЕЙ ЖЕЛЕЗА
П.С. Гордиенко, Е.В. Пашнина, С.Б. Ярусова, Д.В. Достовалов, А.А. Карабцов, Д.П. Опра, В.В. Суховей 361

ИССЛЕДОВАНИЯ ВЛИЯНИЯ ПИРРОТИНА НА ПОКАЗАТЕЛИ СОРБЦИОННОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ КОНЦЕНТРАТА ФЛОТАЦИИ
И.Е. Васильев, В.В. Максименко, И.А. Проскурякова, К.А. Швалов, А.С. Дереглазов, Д.М. Каширин 364

МЕТОДЫ ИНТЕНСИФИКАЦИИ ПРОЦЕССОВ ОБОГАЩЕНИЯ ОЛОВЯННЫХ РУД
Е.М. Дорошенко, А.В. Рассказова, В.С. Кручанова 366

ТЕХНОЛОГИЯ ПОЛУЧЕНИЯ НИКЕЛЯ КОМПАКТНОЙ ФОРМЫ ПРИ КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКЕ МЕДНО-НИКЕЛЕВЫХ РУД
Д.Д. Максимов, И.Б. Елькин, С.В. Наумов 369

ОСОБЕННОСТИ ПЕРЕРАБОТКИ КОМПЛЕКСНЫХ УГЛЕРОДСОДЕРЖАЩИХ ЗОЛОТО-СУРЬМЯНЫХ РУД КАРЛИНСКОГО ТИПА
Е.И. Топычканова, Н.А. Дементьева, А.Ю. Чикин, Е.А. Аширбаева 372

ФАЗОВЫЙ АНАЛИЗ РУДНОГО УГЛИСТОГО ВЕЩЕСТВА КАК МЕТОД ОЦЕНКИ СОРБЦИОННЫХ СВОЙСТВ МАЛОСУЛЬФИДНЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД
О.И. Жукова, Н.Б. Чинова, В.В. Мусаев 376

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА ИЗ ПИРИТСОДЕРЖАЩИХ ХВОСТОВ ФЛОТАЦИИ
В.В. Мусаев, А.М. Клюшников, К.К. Климов, Д.А. Шакиров 380

БИОГИДРОМЕТАЛЛУРГИЯ СВИНЦОВО-ЦИНКОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ
А.В. Белый, Т.Р. Крикунова, М.Д. Мадасова 383

РЕЗУЛЬТАТЫ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ТОНКОДИСПЕРСНОГО ЗОЛОТА
ИЗ КОМПЛЕКСНЫХ ЖЕЛЕЗОМАРГАНЦЕВЫХ РУД
А.В. Константинова, Н.А. Лаврик, Н.М. Литвинова 386

ВЫСОКОТЕМПЕРАТУРНОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ
ИЗ НИКЕЛЬСОДЕРЖАЩЕГО ШЛАКА БИОРАСТВОРОМ СУЛЬФАТА
ТРЕХВАЛЕНТНОГО ЖЕЛЕЗА
Н.В. Фомченко, Г.В. Новиков, А.Е. Панюшкина, В.С. Меламуд, М.И. Муравьев 389

ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ ЛЕЖАЛЫХ ХВОСТОВ
ОБОГАТИТЕЛЬНОГО ПРОИЗВОДСТВА МЕТОДОМ БИОВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ
В.Н. Дубровина, Ю.В. Невзорова, М.Д. Лапин, А.А. Горячев 392

ПОЛУЧЕНИЕ ПРИРОДНОГО ВЫСОКОЧИСТОГО КВАРЦА
ДЛЯ ПОЛУПРОВОДНИКОВОЙ ИНДУСТРИИ МЕТОДОМ
ВЫСОКОТЕМПЕРАТУРНОГО ХЛОРИРОВАНИЯ В ПРИСУТСТВИИ ВОЗДУХА
Л.В. Кузьмин 394

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ КОНСТРУКЦИИ
ПРУЖИННЫХ ДИСПЕРГАТОРОВ ВОЗДУХА
В.Ю. Ишимников, Р.С. Мамонов, К.А. Водовозов 397

ТЕХНОЛОГИЯ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО АТМОСФЕРНОГО ОКИСЛЕНИЯ
УПОРНЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ КОНЦЕНТРАТОВ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ
В КАЧЕСТВЕ ОКИСЛИТЕЛЕЙ ПРОДУКТОВ АВТОКЛАВНОГО ПРОИЗВОДСТВА
Р.Р. Анохин, Н.А. Кравченко 399

СТРУКТУРА И УСЛОВИЯ ФОРМИРОВАНИЯ ГЛИНИСТЫХ ОКАТЫШЕЙ
ПРИ ПРОМЫВКЕ ВЫСОКОГЛИНИСТЫХ ПЕСКОВ
Г.В. Ширман 402

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА
ИЗ РУД С ПРИМЕСЯМИ ВИЛЛЕМИТА (Zn2SiO4)
И.Е. Васильев, О.А. Ивашова, Г.Ю. Колосов 403

ОСАЖДЕНИЕ ВАНАДИЯ
ИЗ ПРОДУКТИВНЫХ РАСТВОРОВ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ
В.В. Мусаев, О.И. Жукова, К.К. Климов, В.А. Меньщиков 406

ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ РУД С ДВОЙНОЙ УПОРНОСТЬЮ
МЕСТОРОЖДЕНИЯ КЫРГЫЗСТАНА ФЛОТАЦИОННЫМ СПОСОБОМ
А.К. Кожонов, К.А. Ногаева, У.У. Усенгазиев 408

ВОЗМОЖНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ ХИМИЧЕСКОГО ОБОГАЩЕНИЯ
ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ КАЧЕСТВА УГЛЕРОДСОДЕРЖАЩИХ КОНЦЕНТРАТОВ
А.В. Афанасова, В.А. Люблянова 410

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ МЕТАЛЛОВ
ИЗ ЖИДКИХ ОТХОДОВ ХИМИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА
Д.Б. Холикулов, У.У. Музаффаров, И.И. Шайманов, Ш. Худайкулов 413

АНАЛИЗ ВОЗМОЖНОСТЕЙ РЕАЛИЗАЦИИ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКОЙ
ГЕОТЕХНОЛОГИИ ПОДЗЕМНОГО СКВАЖИННОГО ИЗВЛЕЧЕНИЯ МЕТАЛЛОВ
ИЗ СУЛЬФИДНЫХ РУД МЕТОДОМ ГИДРОХЛОРИНАЦИИ
М.Ж. Битимбаев, Ю.П. Морозов, М.С. Кунаев, А.И. Вальцева, В.Г. Фризен 416

РАЗРАБОТКА ОДНОСТАДИЙНОГО ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО МЕТОДА ПЕРЕРАБОТКИ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ, СОДЕРЖАЩЕГО ИРИДИЙ
Р.В. Борисов, О.В. Белоусов, А.А. Акименко, А.А. Шумкова 419

КОМПЛЕКСНАЯ ПЕРЕРАБОТКА ЗОЛ ТЭЦ С ИЗВЛЕЧЕНИЕМ ЖЕЛЕЗА И АЛЮМИНИЯ
Д.В. Зиновеев, Д.Л. Делицын, Р.В. Кулумбегов 422

ИССЛЕДОВАНИЕ И РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ СОРБЦИОННО-АКТИВНОЙ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ
И.Д. Чижик, Р.Н. Набиулин, А.В. Богородский 424

ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ И ЭКОНОМИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ПРОЦЕССОВ ПЕРЕРАБОТКИ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ 428

ПЕРСПЕКТИВЫ ПЕРЕРАБОТКИ ВЫСОКОМИНЕРАЛИЗОВАННЫХ ПОДЗЕМНЫХ ВОД СИБИРСКОЙ ПЛАТФОРМЫ
Е.В. Зелинская, В.В. Барахтенко 428

ПЕРЕДОВЫЕ ПРАКТИКИ ОБРАЩЕНИЯ С ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИМИ ОТХОДАМИ: ИННОВАЦИОННЫЕ ПОДХОДЫ К РЕСУРСОСБЕРЕЖЕНИЮ И ЭКОЛОГИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА
О.Е. Горлова, И.В. Шадрунова, Е.В. Колодежная 431

ЭКОЛОГИЧЕСКАЯ ГОРНОПРОМЫШЛЕННАЯ ПОЛИТИКА РОССИИ И НАИЛУЧШИЕ ДОСТУПНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ
К.К. Размахнин, И.С. Курошев 434

ЭКОЛОГООРИЕНТИРОВАННЫЙ ПОДХОД К РАЗРАБОТКЕ ТЕХНОЛОГИЙ ОБОГАЩЕНИЯ БЕДНЫХ ЖЕЛЕЗОСОДЕРЖАЩИХ РУД
Е.В. Колодежная, И.В. Шадрунова, О.Е. Горлова, М.С. Гаркави, И.С. Хардин 436

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ И ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ВОЗМОЖНОСТЕЙ РАЗМЕЩЕНИЯ ОТХОДОВ ГОРНОПРОМЫШЛЕННЫХ ПРОИЗВОДСТВ МУРМАНСКОЙ ОБЛАСТИ: ПОТЕНЦИАЛ К ИСПОЛЬЗОВАНИЮ
А.В. Светлов, Д.В. Макаров, Е.О. Поторочин 439

К ВОПРОСУ О МОРФОЛОГИЧЕСКИХ РАЗНОВИДНОСТЯХ ВЫДЕЛЕНИЙ САМОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ В МЕСТОРОЖДЕНИЯХ ДАЛЬНЕВОСТОЧНОГО РЕГИОНА
Н.М. Литвинова, Н.А. Лаврик, В.Ф. Степанова, В.И. Усиков, Ю.А. Азарян, Е.В. Алексеева 442

МОДЕЛИРОВАНИЕ ЦИКЛОВ СЕЗОННОГО ПРОМЕРЗАНИЯ – ОТТАИВАНИЯ ОБВОДНЁННЫХ ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ РУД
В.В. Максимова, С.И. Мазухина 445

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ НЕОДНОРОДНОГО СТРОЕНИЯ РУДНОГО ШТАБЕЛЯ НА ЕГО ТЕПЛОВОЙ РЕЖИМ ПРИ КУЧНОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ ЗОЛОТА В ХОЛОДНОМ КЛИМАТЕ
М.В. Каймонов, Н.Д. Прудецкий, Л.Л. Фёдорова, И.И. Саввинов 448

ПРАКТИЧЕСКИЕ РЕЗУЛЬТАТЫ ВНЕДРЕНИЯ ГРАВИТАЦИОННО-МАГНИТНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ ЛЕЖАЛЫХ ХВОСТОВ УГЛЕОБОГАЩЕНИЯ
Е.С. Прокопьев 450

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ОБОГАЩЕНИЯ
ШЛАМОВЫХ ФРАКЦИЙ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ
НА ОСНОВЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ГАЗОВОДНОЙ ЭМУЛЬСИИ
Л.А. Киенко, О.В. Воронова 452

УТИЛИЗАЦИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ИЛОВ
АО «КОЛЬСКАЯ ГМК» С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ СЕРНОЙ КИСЛОТЫ
О.А. Тимощик, Л.В. Дьякова, А.Г. Касиков 455

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ПЕРЕРАБОТКИ ОТВАЛЬНОГО КЕКА
А.З. Сулейманова, С.В. Водопьянова, Т.Р. Шакиров, А.И. Хацринов 458

ИЗУЧЕНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ПОЛУЧЕНИЯ РАССОЛОВ
ИЗ ГАЛОГЕННЫХ ПОРОД ДЛЯ СОДОВОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ
Т.Р. Шакиров, Л.Н. Нажарова, К.Р. Дубровина 459

СОДЕРЖАНИЕ РЗЭ В РАСТИТЕЛЬНЫХ ОБРАЗЦАХ,
ОТОБРАННЫХ В ЗОНЕ ВЛИЯНИЯ РЕДКОМЕТАЛЛЬНОГО РУДНИКА
Е.А. Красавцева, И.Р. Елизарова, М.Б. Малышева 461

ИССЛЕДОВАНИЕ СОСТАВА И СВОЙСТВ
ЗОЛОШЛАКОВЫХ ОТХОДОВ АПАТИТСКОЙ ТЭЦ
Е.А. Красавцева, Л.А. Иванова, Н.И. Каганович,
И.Р. Елизарова, М.Б. Малышева 463

ПЕРЕРАБОТКА ОТХОДОВ НЕЙТРАЛИЗАЦИИ СТОКОВ
ПРОИЗВОДСТВА ПЕНТАОКСИДА ДИВАНАДИЯ
ИЗ КОНВЕРТЕРНЫХ ШЛАКОВ ПО СОДОВОЙ ТЕХНОЛОГИИ
М.М. Сажина, В.З. Пойлов 465

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ КЛИНКЕРА ВЕЛЬЦ-ПРОЦЕССА
В ПРОИЗВОДСТВЕ ЦЕМЕНТА
П.А. Митрофанов, А.О. Овсянников, И.С. Вохмякова,
А.И. Гунько, И.С. Берсенев 467

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ ТЕХНОГЕННОГО ГИПСА
ОТ НЕЙТРАЛИЗАЦИИ СЕРНОЙ КИСЛОТЫ С ПОЛУЧЕНИЕМ
ИСКУССТВЕННОГО АНГИДРИТА ДЛЯ ЗАКЛАДОЧНЫХ СМЕСЕЙ
РУДНИКОВ НОРНИКЕЛЯ
Я.И. Косов, М.С. Попов, Е.С. Владимиров,
А.В. Трофимов, Д.В. Румянцев, В.А. Попов 470

СИЛИКАТНЫЕ МАТЕРИАЛЫ ДЛЯ СОРБЦИИ И ИММОБИЛИЗАЦИИ КОБАЛЬТА
Е.К. Папынов, С.Б. Ярусова, Е.А. Нехлюдова,
Н.П. Иванов, О.О. Шичалин, А.А. Белов, П.С. Гордиенко 472

ОСОБЕННОСТИ АВТОКЛАВНОГО СИНТЕЗА СИЛИКАТОВ КАЛЬЦИЯ
ИЗ ОТХОДОВ БОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА
С.Б. Ярусова, П.С. Гордиенко, Д.В. Достовалов,
Ю.В. Сушков, А.В. Замараева, И.Г. Жевтун, И.В. Малышев 474

ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ РЕКУЛЬТИВАЦИИ
ЗОЛООТВАЛОВ КУСТАРНИКОВЫМИ РАСТЕНИЯМИ
НА ПРИМЕРЕ ЗОЛООТВАЛА РЕФТИНСКОЙ ГРЭС
А.В. Тетенева, А.А. Кузнецов, А.В. Шамшурин, А.И. Вальцева 477

КАРБОНАТ ЦЕРИЯ – ПЕРСПЕКТИВНЫЙ СОРБЕНТ ДЛЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ АНИОНОВ И КАТИОНОВ ИЗ ВОДНЫХ СРЕД
Н.В. Мудрук, Ю.П. Семушина, М.В. Маслова, А.В. Нечаев 480

СОРБЦИОННОЕ ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЛИТИЯ ИЗ ВЫСОКОСОЛЕВЫХ СРЕД
М.В. Маслова, Ю.П. Семушина, Н.В. Мудрук, Т.А. Хажимухаметов, Д.В. Майоров, А.В. Нечаев 482

ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЖЕЛЕЗОСОДЕРЖАЩИХ КОМПОНЕНТОВ ИЗ ФЛОТАЦИОННЫХ ОТХОДОВ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫХ РУД
Т.И. Шакаров, Н.Т. Исматова, А.А. Мухамедбаев, З.М. Шодиев 484

КОМПЛЕКСНАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ НЕФТЯНЫХ ОТХОДОВ
Ю.П. Семушина, М.В. Маслова, Н.В. Мудрук, А.В. Нечаев 489

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА КОНТРОЛИРУЕМОГО ОХЛАЖДЕНИЯ НА ПРИМЕРЕ СУЛЬФИДНЫХ ПРОМПРОДУКТОВ МЕДНОГО ПРОИЗВОДСТВА
И.М. Дымов, Р.А. Пахомов, С.С. Гиндулина, С.С. Озеров, М.А. Магаев, Д.А. Чердаков 491

ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ДЕПОНИРОВАНИЯ УГЛЕРОДСОДЕРЖАЩИХ ВЫБРОСОВ ШЛАКАМИ ОТ СЖИГАНИЯ ТВЕРДЫХ КОММУНАЛЬНЫХ ОТХОДОВ
К.А. Воробьев 493

РАЗРАБОТКА ДАТЧИКА КОНТРОЛЯ УРОВНЯ ОСАДКА В ОТСТОЙНИКАХ
К.А. Водовозов, Р.С. Мамонов 498

ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ПРИРОДА ТЕХНОГЕННОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ
А.А. Самсонов, Д.М. Коршунов 500

ВЛИЯНИЕ МЕДЛЕННОГО ОХЛАЖДЕНИЯ ШЛАКА МЕДЕПЛАВИЛЬНОГО ПРОИЗВОДСТВА НА РЕЗУЛЬТАТЫ ФЛОТАЦИИ
Т.И. Шакаров, М.А. Акбаров, Н.Н. Бекбутаева, З.Т. Турди-Ахунова 502

АНАЛИЗ ИСТОЧНИКОВ ПЫЛЕОБРАЗОВАНИЯ В УГОЛЬНОЙ ШАХТЕ
А.В. Харченко, Е.А. Соловьева 504

РУДНИЧНЫЕ ПОЖАРЫ КАК ИСТОЧНИК ПАРНИКОВЫХ И ТОКСИЧНЫХ ГАЗОВ. СПОСОБ КОНТРОЛЯ
А.И. Докучаева, О.Н. Малинникова, Е.В. Ульянова, Б.Н. Пашичев 506

ФЛОТАЦИОННОЕ ОБОГАЩЕНИЕ ЛЕЖАЛЫХ ХВОСТОВ СОРБЦИОННОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ
С.В. Груба 508

Научное издание

ИННОВАЦИОННЫЕ ПРОЦЕССЫ КОМПЛЕКСНОЙ И ГЛУБОКОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ПРИРОДНОГО И НЕТРАДИЦИОННОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

(Плаксинские чтения – 2025)

г. Екатеринбург, 29 сентября – 4 октября 2025 г.

Материалы международной конференции

Электронное издание

Текст (визуализированный): непосредственный

Издание подготовлено в авторской редакции

Компьютерная вёрстка и подготовка оригинал-макета

Т.Ю. Овчинникова, Т.В. Чекушина, Е.А. Бекчурина

Подписано к использованию 15.08.2025 г.

Объём данных 27,07 Мб