

**2017**



**СОВРЕМЕННЫЕ ПРОБЛЕМЫ  
КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ  
ТРУДНООБОГАТИМЫХ РУД  
И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ  
(Плаксинские чтения – 2017)**

**Материалы Международной научной конференции**

**Красноярск, 12–15 сентября 2017 г.**

Министерство образования и науки Российской Федерации  
Сибирский федеральный университет

**СОВРЕМЕННЫЕ ПРОБЛЕМЫ  
КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ  
ТРУДНООБОГАТИМЫХ РУД  
И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ**  
*(Плаксинские чтения – 2017)*

Материалы Международной научной конференции  
Красноярск, 12–15 сентября 2017 г.

Красноярск  
СФУ  
2017

УДК 622.765(08)  
ББК 33.4я43  
С568

*Сборник выпущен при финансовой поддержке РФФИ (грант № 17-05-20451)*

**Редакционная коллегия:**

В.А. Чантурия, академик РАН;  
А.П. Козлов, доктор технических наук;  
Т.В. Чекушина, кандидат технических наук

**С568 Современные проблемы комплексной переработки труднообогатимых руд и техногенного сырья (Плаксинские чтения – 2017) : материалы Междунар. науч. конф., Красноярск, 12–15 сентября 2017 г. – Красноярск : Сиб. федер. ун-т, 2017. – 452 с.**

ISBN 978-5-7638-3734-6

В материалах сборника отражены современные проблемы, возникающие при переработке рудного и техногенного сырья. Тематические направления охватывают практически весь спектр актуальных вопросов, начиная с изучения минеральной составляющей, процессов рудоподготовки, физико-химических методов обогащения, гидрометаллургических методов переработки труднообогатимого сырья и заканчивая утилизацией отходов горного производства.

Предназначено специалистам горно-металлургического комплекса, студентам, магистрантам, аспирантам, обучающимся по направлениям горного дела и металлургии.

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

**УДК 622.765(08)  
ББК 33.4я43**

**Электронный вариант издания  
см.: <http://catalog.sfu-kras.ru>**

Научное издание

**СОВРЕМЕННЫЕ ПРОБЛЕМЫ КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ  
ТРУДНООБОГАТИМЫХ РУД И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ**

*(Плаксинские чтения – 2017)*

Материалы Международной научной конференции  
Красноярск, 12–15 сентября 2017 г.

Компьютерная верстка: *Т.В. Чекушина*

Подписано в печать 04.09.2017. Печать плоская. Формат 60×84/16  
Бумага офсетная. Усл. печ. л. 27,4. Тираж 300 экз. Заказ № 2251

Библиотечно-издательский комплекс  
Сибирского федерального университета  
660041, Красноярск, пр. Свободный, 82а  
Тел. (391) 206-26-67; <http://bik.sfu-kras.ru>  
E-mail: [publishing\\_house@sfu-kras.ru](mailto:publishing_house@sfu-kras.ru)

ISBN 978-5-7638-3734-6

© Сибирский федеральный  
университет, 2017

УДК 622.7

**В.А. Чантурия<sup>1</sup>, А.П. Козлов<sup>2</sup>**

<sup>1</sup> Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова (ИПКОН РАН), Москва, Россия, *vchan@mail.ru*

<sup>2</sup> Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Государственный геологический музей им. В.И. Вернадского РАН, Москва, Россия, *kozap@mail.ru*

### **СОВРЕМЕННЫЕ ПРОБЛЕМЫ КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ТРУДНОБОГАТИМЫХ РУД И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ**

*Promising trends in development of research studies aimed at all-round utilization and advanced high-level processing of natural and man-induced mineral raw materials in the Russian Federation are substantiated.*

Основные тенденции развития современного горно-металлургического комплекса России определяются необходимостью широкого вовлечения в переработку труднообогатимых руд и техногенного сырья, которые характеризуются низким содержанием ценных компонентов, тонкой вкрапленностью минеральных комплексов и близкими технологическими свойствами слагающих их минералов.

Актуальность проведения научных исследований в направлении интенсификации существующих и создания новых высокоэффективных методов и способов извлечения ценных компонентов из труднообогатимого минерального сырья природного и техногенного происхождения определяется необходимостью решения следующих основных проблем: полноты и комплексности освоения месторождений твердых полезных ископаемых, обеспечения высокой рентабельности современного минерально-сырьевого комплекса страны и улучшения экологической ситуации в горнопромышленных регионах.

Переход на новую стратегию первичной переработки возможен только на основе новой технолого-минералогической оценки минерального сырья.

В настоящее время технологическая минералогия имеет в своем арсенале современный комплекс физических методов с высокой разрешающей способностью, позволяющий исследовать состав, структуру и свойства геоматериалов на микро- и наноуровнях, что является информационным фундаментом единого теоретического подхода к научному обоснованию процессов комплексной переработки минерального сырья.

Для вовлечения в эксплуатацию бедных и забалансовых руд более широко должны применяться современные технологии рудоподготовки на основе крупнокусковой рентгенорадиометрической и фотометрической сепарации, обеспечивающие удаление до 50–70 % отвального продукта, который может быть использован в качестве строительного материала или закладки при ведении подземных горных работ. Применение данных методов позволяет значительно повысить содержание ценных компонентов и резко снизить затраты на основные процессы обогащения.

До 35–40 % потерь ценных компонентов в процессах первичной переработки связано со сrostками и 30–35 % – с тонкими частицами (менее 10 мкм). Для того чтобы снизить эти

потери при переработке тонковкрапленных руд без образования сростков и одновременно без излишнего переизмельчения, традиционные процессы дробления и измельчения в щековых, конусных дробилках и шаровых мельницах должны быть заменены процессом селективной дезинтеграции.

Физический смысл перехода к селективной дезинтеграции заключается в организации процесса таким образом, чтобы разрушение происходило не по случайным направлениям сжимающих усилий, а преимущественно по границам срастания минеральных зерен в результате развития по ним сдвиговых и растягивающих нагрузок. Эти способы реализованы в мельницах динамического самоизмельчения, конусных инерционных дробилках, ролинг-прессах, газоструйных и пружинных мельницах для сверхтонкого измельчения.

Проблема разделения минералов с близкими технологическими свойствами традиционно решается повышением селективности обогатительных процессов. Научные исследования в настоящее время ведутся по нескольким направлениям: синтез флотационных реагентов направленного действия и использование энергетических методов обработки минералов пульп и промышленных вод.

В последние годы для направленного изменения поверхностных свойств минералов проводятся широкие исследования по использованию энергетических воздействий, таких как радиационные, ультразвуковые, электрохимические, механохимические, плазменные. И если раньше эти направления рассматривались как экзотические, то в связи с началом выпуска промышленных электрохимических кондиционеров пульпы, плазмотронов, линейных ускорителей, ультразвуковых генераторов можно говорить о реальном внедрении новых экологически безопасных технологий в процессах первичной переработки труднообогатимых руд и угля сложного вещественного состава. Дозированные физические и физико-химические воздействия на поверхность минералов изменяют их свойства в нужном направлении и позволяют перевести труднообогатимые руды в категорию нормально обогатимых.

Большой комплекс научно-исследовательских работ проводится по разработке биотехнологии извлечения золота из упорных руд и концентратов. В настоящее время научные исследования направлены на сокращение продолжительности процесса и повышение полноты окисления сульфидов, эффективности вскрытия золотосодержащего пирита, разработки оптимального состава ассоциаций мезофильных и умеренно термофильных бактерий, ускоряющих процесс биоокисления сульфидов. Это может позволить в 2 раза сократить время выщелачивания при высоком извлечении золота в процессе последующего сорбционного цианирования остатка биоокисления.

Все изложенные выше направления имеют принципиальный характер для повышения эффективности обогатительных процессов, которые в настоящее время подходят к пределу своих возможностей и становятся бессильными при переработке руд с субмикрозернистой структурой. Основным противоречием современного состояния сырьевой базы и традиционной технологии первичной переработки является необходимость вовлечения в эксплуатацию руд, углей и техногенных месторождений, содержащих минеральные агрегаты, которые невозможно раскрыть на минеральные фазы, а следовательно, невозможно и обогатить. Наиболее кардинальным решением этого противоречия является переработка таких типов руд в условиях горно-металлургических комбинатов, когда в цикле обогащения в концентраты извлекается только легкообогатяемая часть ценных минералов, а нераскрытые минеральные агрегаты (в виде промежуточного продукта) направляются в металлургический цикл. Степень концентрирования минерального сырья при первичной обработке, после которой целесообразна его передача в металлургический передел, должна определяться для каждого конкретного месторождения отдельно с учетом особенностей минерального состава и структуры руды. Оптимальное качество концентрата, при котором

дальнейшее обогащение не эффективно, а в ряде случаев бессмысленно, должно уточняться расчетом от добычи руды до получения металла (конечной продукции). Для месторождений с субмикрозернистым сростанием рудных минералов нецелесообразно осуществлять селекцию, а выгоднее передавать на металлургический передел коллективные концентраты и промпродукты. Появление пиро- и гидрометаллургических процессов, рассчитанных на переработку бедного сырья, позволяет получить по такой комбинированной обогатительно-металлургической технологии металлы или химические соединения при высоком сквозном извлечении компонентов и максимальной комплексности использования сырья.

В настоящее время на территории горнодобывающих предприятий России накоплено более 20 млрд тонн техногенных отходов, содержание ценных компонентов в которых в ряде случаев превышает их содержание в разрабатываемых природных месторождениях. Наличие обширного, но пока не востребованного научного задела для создания отечественных высокоэффективных инновационных технологий их переработки, ориентирует на необходимость и возможность ускорения в решении проблем комплексной оценки, капитализации и вовлечения в промышленное использование российского техногенного сырья. В отличие от природного техногенное минеральное сырье представляет собой возобновляемый ресурс, не требующий затрат на извлечение из недр и первичную дезинтеграцию, которые обуславливают основные издержки современного горнопромышленного производства.

Использование отходов добычи и переработки полезных ископаемых в промышленных масштабах может обеспечить экологическую реабилитацию территорий, подверженных негативному воздействию объектов хозяйственной деятельности добывающей и горно-перерабатывающей промышленности.

Приоритетными направлениями развития научных исследований в данной области являются:

- обоснование и разработка эффективных технологических процессов извлечения ценных компонентов из отходов добычи и переработки полезных ископаемых;
- комбинирование физико-химических способов обогащения (гравитация, флотация и т. д.) с химико-металлургическими методами (пиро- и гидрометаллургия, автоклавное выщелачивание, электрохимическое и биологическое окисление) при переработке техногенного сырья;
- обоснование и разработка технологических процессов получения дополнительной готовой продукции из нерудной части отходов добычи и переработки для вторичного использования;
- разработка стратегии мотивации утилизации горнопромышленных отходов.

Проблема охраны окружающей среды при переработке минерального сырья решается в основном за счет использования систем замкнутого водооборота. В настоящее время очистка оборотных вод обогатительных фабрик осуществляется с помощью химических реагентов, сорбционных, электродиализных и комбинированных методов с использованием в первичной стадии очистки природных сорбентов (высокопористые угли, цеолиты). Однако данные технологии дороги и в основном позволяют осуществлять очистку промышленных вод только от токсичных веществ, не обеспечивая регулирование их ионного состава с целью придания жидкой фазе пульпы оптимальных физико-химических свойств для эффективного проведения того или иного технологического процесса разделения минералов.

Переход от саморегулирующейся среды системы оборотного водоснабжения на систему с кондиционированием позволяет отказаться от сброса сточных вод и вместе с тем обеспечить стабильность технологического процесса за счет создания или поддержания оптимального ионного состава.

Дополнительным резервом получения металлов могут служить минерализованные кислые технологические воды, которые могут также использоваться в качестве активного рабочего агента в процессах кучного выщелачивания бедных руд сложного вещественного состава после электрохимических методов их активации.

Извлечение содержащихся в минерализованных водах металлов и других элементов при переработке продуктивных растворов выщелачивания методами гидрометаллургии позволяет получить дополнительную товарную продукцию и способствует очистке промышленных стоков перед сбросом их в окружающую среду.

Россия в настоящее время располагает научным и технологическим заделом для разработки эффективных, энергосберегающих технологий комплексной и глубокой переработки руд и техногенного сырья сложного вещественного состава с получением готовой продукции, соответствующих мировому уровню, а для ряда технологий превосходящих их, что неоднократно отмечалось на последних международных конгрессах по обогащению полезных ископаемых.

УДК 622.75/.77

**Л.А. Вайсберг**

НПК «Механобр-техника» (АО), Санкт-Петербург, Россия, [gornyi@mtspb.com](mailto:gornyi@mtspb.com)

## **ДЕЗИНТЕГРАЦИЯ И СЕПАРАЦИЯ ПРИРОДНЫХ И ИСКУССТВЕННЫХ МАТЕРИАЛОВ КАК СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ АДДИТИВНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ\***

*Development of additive technologies generates new challenges in terms of creating and preparing fine bulk materials. The Mekhanobr-Technika Corporation has developed a number of processes and machines that provide primary disintegration and separation of a variety of solid raw materials for additive technologies. On the basis of the constructed mathematical models, programs for PC have been developed, which allow to carry out on-line calculations of the technological parameters of the separation of the complex for the processing of raw materials.*

Развитие цифрового производства, в частности аддитивных технологий, реализуемых в самых разных областях машиностроения и строительства с применением принтеров, ставит новые задачи в части получения тонких сыпучих материалов природного или искусственного происхождения, используемых в качестве сырья. К их качеству предъявляются весьма жесткие требования, как в отношении чистоты, так и в отношении гранулометрической характеристики и формы зерен.

Основное внимание разработчиков аддитивных технологий было направлено на совершенствование конструкции 3D-принтеров и развитие программного комплекса с использованием большого объема цифровых данных (Big Data). Значительно меньше внимания уделяется исследованию технологий дезинтеграции сырья для таких технологий, включая методы разрушения и точной сухой классификации, а также методам их прецизионной очистки.

Особенностями сырья для производства порошков, используемых в аддитивных технологиях, являются высокая вариативность прочностных свойств исходных материалов,

---

© Вайсберг Л.А., 2017

\* Работа выполнена за счёт гранта Российского научного фонда (проект № 17-79-30056).

их высокая стоимость и сравнительно небольшие объемы производства, не сопоставимые с объемами горнорудной промышленности. Сами порошки должны быть узко фракционированы, а их зерна должны иметь преимущественно сферическую форму.

В корпорации «Механобр-техника» разработан ряд процессов и машин, обеспечивающих первичную дезинтеграцию разнообразного твердого сырья для аддитивных технологий, точную сухую классификацию порошков по крупности, электромагнитную и электрическую сепарацию для очистки порошков и отделение игольчатых зерен от сферических.

Эффективные технологии первичной дезинтеграции материала основаны на применении нового класса вибрационных машин с вертикальным возвратно-поступательным движением дробящих элементов, работающих, в том числе, в квазирезонансном энергосберегающем режиме, обеспечивающем получение равномерного по крупности материала, используемого далее для химико-металлургического производства порошков.

Разработанные технологии тонкой сухой классификации порошков по крупности основаны на применении эффекта вибрационной сегрегации и так называемой «бесситовой» классификации материала, приведенного в состояние вибрационного оживления.

Дальнейшая очистка порошков от примесей и отделение игольчатых зерен от сферических осуществляются с использованием новых методов их сепарации, также в состоянии вибрационного псевдооживления в комбинации с накладываемыми силовыми полями различной природы.

Для моделирования и расчета принципиально новых методов разделения тонких порошков по крупности и форме использованы представления о массиве такого материала, как о своеобразном гранулярном газе. На этой основе построены дискретно-корпускулярные и феноменологические математические модели, в которые заложены в качестве исходных данных измеряемые фундаментальные физические свойства перерабатываемых материалов. На базе построенных математических моделей разработаны программы для ПК, позволяющие проводить в диалоговом режиме расчеты технологических показателей разделения сложного для переработки сырья.

УДК 669.018.5

**В.А. Макаров**

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Сибирский федеральный университет», Красноярск, Россия

## **РАЗРАБОТКА ИНТЕЛЛЕКТУАЛЬНОЙ ТЕХНОЛОГИИ МОНИТОРИНГА И УПРАВЛЕНИЯ КАЧЕСТВОМ РУДОПОТОКОВ ПРИ ДОБЫЧЕ И ПЕРЕРАБОТКЕ МНОГОКОМПОНЕНТНЫХ РУД**

*In the Siberian Federal University under the leadership of Norilsk Nickel industrial company a scientific and technical center has been founded. It will deal with developing and implementation of intellectual technologies for managing the quality of ore flows in mining enterprises. Today priority tasks are recognized that require priority solutions.*

Создание технологии управления и контроля качества добычи и переработки минерального сырья на основе моделирования месторождений и управления рудопотоками



актуально для крупных горно-металлургических комбинатов, где на перерабатывающее производство поступает руда с нескольких рудников и встает проблема увязки всех звеньев технологического процесса от геологической модели месторождения, очистных забоев, рудных складов, транспортной системы до обогатительной фабрики и металлургического завода.

Представительным объектом для реализации подобной системы является ЗФ ПАО «ГМК "Норильский никель"» – одно из крупнейших горнорудных предприятий России и мира. Для данного комбината создание эффективной технологии управления рудопотоками особо важно, так как на его месторождениях ведется добыча и переработка многокомпонентных руд и существует необходимость выдерживать плановые показатели по целому ряду металлов.

Разработка интеллектуальной технологии мониторинга и управления качеством рудопотоков при добыче и переработке многокомпонентных руд предполагает решение следующих задач:

- создание цифровых геологических моделей месторождений, обеспечивающих основу для подготовки систем долгосрочного и оперативного планирования и контроля их разработки;
- разработка системы автоматизированного планирования горных работ и технологических решений, обеспечивающих заданные нормативы и показатели извлечения, а также количественные и качественные характеристики формируемых рудопотоков;
- разработка систем контроля качественных характеристик перемещаемой руды за счет применения технических средств оперативного измерения содержания компонентов, работающих в режиме постоянного мониторинга.

Актуальность разработки данной технологии определяется еще и тем, что в соответствии с мировыми тенденциями технического перевооружения подземных рудников на них, наряду с добычей, возлагаются функции первичной рудоподготовки, т. е. доведения качества добытой руды до состояния, превышающего качество руды в отработываемых залежах.

Эта задача решается путем внедрения в существующие горные технологии комплекса усреднительных (смесительных) и сепарационных (разделительных) процессов и требует нового подхода к организации планирования и управления производством.

Реализация данных мероприятий позволяет доводить качество добытой руды до уровня, превышающего исходное качество в балансовых запасах, что дает возможность повысить показатели извлечения полезных компонентов в готовый продукт и уменьшить непроизводительные расходы, а также существенно повысить конкурентоспособность горно-обогатительных предприятий на мировом рынке минерального сырья.

Создаваемые технологии управления качеством рудопотоков должны отвечать следующим условиям:

- а) обеспечивать неразрывность управления качеством и объемом выпуска конечной продукции;
- б) комплексно решать задачи управления по всему циклу формирования качества от проектирования горно-подготовительных работ до отгрузки товарных продуктов;
- в) определять стандарты качества руды как ключевой элемент управления горным производством.

В отечественной и зарубежной практике близкие технологии управления качеством продукции с определенной степенью полноты реализовались на ОАО «Карельский окатыш», на Навоийском горно-металлургическом комбинате (ГМК) в Узбекистане (компьютерные

системы АС «РУДА» и САПР ГП по проекту INTEGRA GROUP (США) и ООО «Интегра Групп РУ» (Россия)), на шведском руднике «Кируна» и др.

В Норильском рудном районе наиболее представительный объект, где комплекс поставленных задач проявляется во всем многообразии, – Талнахский рудный узел. Здесь десятки лет ведется отработка Талнахского и Октябрьского месторождений медно-никелевых руд, для которых совокупность сложных горно-геологических, горнотехнических и технологических условий в сочетании с крайне изменчивыми качественными характеристиками минерального сырья определяет круг научно-практических задач по управлению качеством товарной продукции.

Работы по комплексному решению проблем контроля качества руды начаты на предприятиях Норильска в 2007 году, где впервые предусматривалось создание системы инструментального контроля содержания полезных компонентов с помощью рудоконтролирующих станций в режиме реального времени.

В июле 2008 года на Заполярном филиале ПАО «ГМК "Норильский никель"» сдана в эксплуатацию система контроля качества руды (СККР) из восьми рудоконтролирующих станций.

За период эксплуатации системы с 2007 по 2016 год получен большой фактический материал, позволяющий определить перспективы использования результатов работы системы и ее дальнейшего внедрения.

На сегодняшний день убедительно показано, что СККР может являться эффективным элементом технологии управления качеством рудопотока, позволяющим успешно решать локальную задачу по контролю качества отгружаемых на фабрику руд, поступающих с разных рудников.

По результатам внедрения СККР, специалистами компании отмечена необходимость продолжения данных работ и в перспективе разработки «Комплексной системы (технологии) автоматизированного планирования горных работ, контроля качества рудопотока и принятия командных решений», обеспечивающих заданные объемы добываемой руды, нормативы и показатели извлечения. При этом должны определяться и контролироваться количественные и качественные характеристики формируемых рудопотоков, количество металла, добываемой и перерабатываемой рудной массы, объемы проходки, необходимые объемы закладки пустот и т. д.

С учетом сложности проблемы в 2016 году руководством компании ПАО «ГМК "Норильский никель"» и ФГАОУ ВО «Сибирский федеральный университет» (СФУ) подписано соглашение о создании в СФУ научно-технологического центра «*Лаборатории по разработке динамической системы управления и контроля качества добычи и переработки минерального сырья*», цель которого – научно-методическое и кадровое обеспечение разработки и внедрения интеллектуальной технологии управления качеством рудопотоков при добыче и переработке руд ЗФ ПАО «ГМК "Норильский никель"».

Первоначальными задачами центра определены:

- создание компьютерных геологических моделей месторождений, обеспечивающих основу для подготовки систем долгосрочного и оперативного планирования и контроля их разработки;
- сопровождение системы автоматизированного планирования горных работ и технологических решений, обеспечивающих заданные нормативы и показатели извлечения, а также количественные и качественные характеристики формируемых рудопотоков;

- сопровождение системы контроля качественных характеристик перемещаемой руды за счет применения технических средств оперативного измерения содержания компонентов, работающих в режиме постоянного мониторинга.

В перспективе разработанная и внедренная технология должна стать основой для совершенствования планирования, диспетчеризации сквозного мониторинга и аудита всего горно-обогатительного комплекса.

УДК 622.7

**Котова О.Б.<sup>1</sup>, Ожогина Е.Г.<sup>2</sup>, Рогожин А.А.<sup>2</sup>**

<sup>1</sup> Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт геологии Коми научного центра Уральского отделения Российской академии наук, Сыктывкар, Россия, [kotova@geo.komisc.ru](mailto:kotova@geo.komisc.ru)

<sup>2</sup> Федеральное государственное бюджетное учреждение «Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья им. Н.М. Федоровского», Москва, Россия, [vims-ozhogina@mail.ru](mailto:vims-ozhogina@mail.ru)

## **ИНТЕРВЕНЦИЯ МИНЕРАЛОГИИ В ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ ТРУДНООБОГАТИМЫХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

*Within the framework of the trend of mineralogy intervention to the mineral processing at various levels of matter organization, the prospects for the development of modern methods of mineralogical analysis and the possibility of processes controlling of phase transformations in different time scales, including attosecond spectroscopy and tomography, are discussed.*

Высокая интенсивность добычи многих видов минерального сырья приводит к постепенному его истощению и ухудшению горно-геологических и горно-технических условий разработки. Сравнительно легкодоступные и богатые по содержанию минеральных компонентов месторождения исчерпываются в первую очередь, и возникает необходимость вовлекать в процессы добычи и переработки бедные и упорные руды, к которым сложно применять традиционные технологии. При возрастающих потребностях в минеральном сырье, ужесточении требований к его качеству при исходных бедных и труднообогатимых рудах России приоритетной задачей является обеспечение индустрии технологическими продуктами, отвечающими мировым стандартам. Успех решения задачи будет зависеть от эффективности интеграции достижений минералогических методов исследований полезных ископаемых и достижений научно-технического прогресса в области современных ресурсосберегающих технологий их переработки (с учетом утилизации отходов) и производством конкурентоспособной продукции в рамках реализации плана импортозамещения в промышленности.

Сложности начинаются уже на ранней стадии регионального геологического изучения месторождения. Применение минералогических методов на практике не носит системного характера и ограничивается необходимым объемом предварительной оценки руд для определенных участков месторождения, под которые разрабатываются технологии их переработки. На соседних участках руда может иметь другие характеристики. Неэффективность переработки руд ищут в технологических схемах, в то время как необходимо совершенствовать технологии применения минералогических методов при геолого-технологическом картировании месторождений. Только оперативная информация о составе руды и ее текстурно-структурных особенностях, которая дает нужную оценку

качества и технологических свойств, позволит сделать технологические схемы максимально эффективными. Крупные ГОКи могут себе позволить экспрессные спектральные методы анализа, которые встроены прямо в технологические схемы и контролирует технологический процесс. Однако потребность в количественных методах минералогического анализа остается. Речь идет о развитии аналитических лабораторий и применении минералогических анализов руд на местах.

Следует отметить приоритетность минералогических методов с минимальной пробоподготовкой для оперативности корректировки технологических схем. Например, для рентгеномографического метода предварительная подготовка проб для анализа не требуется, в то же время приборная база остается достаточно дорогостоящей и малодоступной для широкого пользователя.

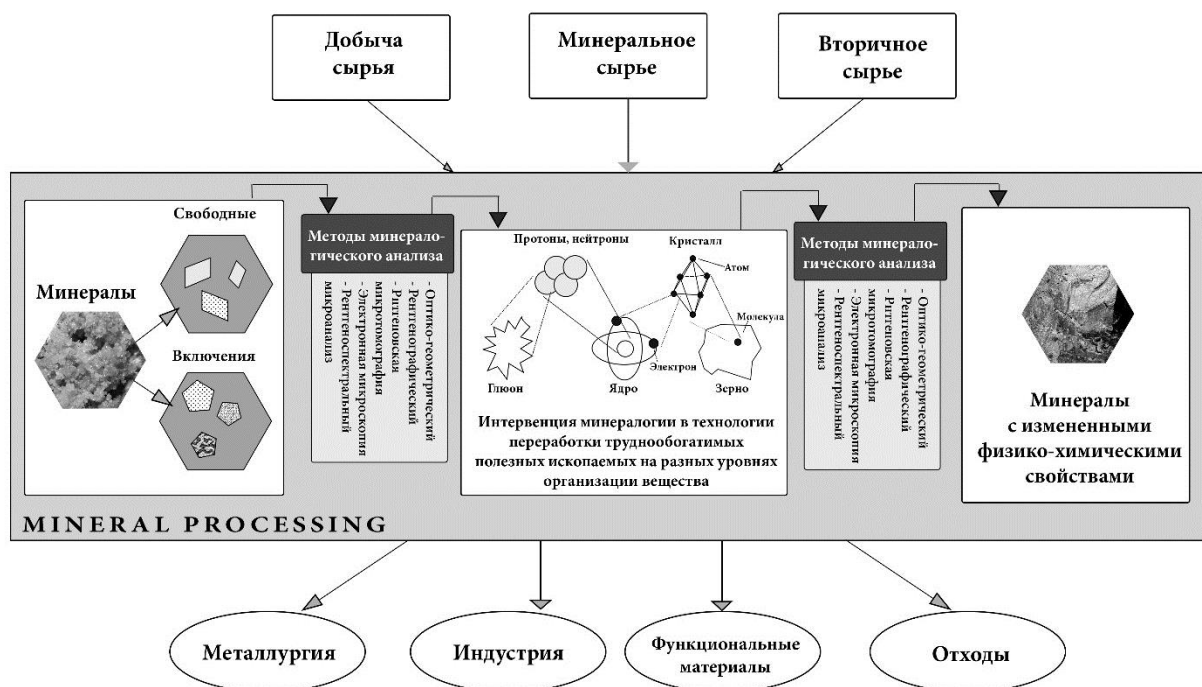
Повышение роли минералогической составляющей в технологиях переработки труднообогатимых полезных ископаемых невозможно без прогресса самих методов минералогического анализа, который оказывает решающее влияние на достижения в диагностике минералов в процессах утилизации минерального сырья. Появилось много новых методов для получения достоверных результатов минералогического анализа с их собственными параметрами, интерпретациями, проблемами, методиками, измерительными инструментами и метрологическим обеспечением, целями и содержанием исследований. Их развитие с 2000 года вводит в действие принципы взаимодействия излучения с веществом и приводит их к пределам обнаружения и точности определения объекта, расширяется интервал скорости метода и технологии подачи информации. Кроме того, они позволяют провести комплексное измерение малых и разнообразных объектов. К ним относятся: все варианты рентгеновской и фотоэлектронной спектроскопии, ядерная гамма-резонансная (мессбауэровская) спектроскопия, оптическая абсорбционная спектроскопия, все виды люминесценции, ИК- и рамановская спектроскопия, ЭПР, ядерный магнитный и ядерный квадрупольный резонанс. Большие надежды ученые возлагают на синхротронное излучение в рентгеновской спектроскопии, лазерно-возбужденные ИК-, Оже-методы, спектры КР и люминесценции, MASSNMR, спин-эхо в ЯКР и электрон-дырочные центры в ЭПР. Ведется разработка экспериментальных методик анализа угловой зависимости ближней и далекой структуры рентгеновских спектров поглощения (EXAFS, XANES, ESCA) и т. д.

Комплексирование указанных методов увеличивает возможности получить максимально полную информацию о минеральном составе и морфоструктурных параметрах руд. Характер взаимоотношения минералов и их гранулярный состав определяют крупность дезинтеграции породы (руды) и возможность раскрытия минералов в технологических процессах, что является экономической основой разрабатываемых схем утилизации сырья. Но особенности труднообогатимых руд (сложный текстурно-структурный рисунок с коллоидными образованиями, переменный химический состав, вызванный изоморфным замещением атомов химических элементов в структуре минерала, фазовая гетерогенность и микрогетерогенность зерен минеральных индивидов и т. д.) затрудняют диагностику минералов, осложняют комплексирование методов и, соответственно, корреляцию между ними.

Одним из приемов разрешения этого конфликта являются технологии энергетических воздействий на минеральное вещество и как результат – различные механизмы фазовых трансформаций, способных образовывать минералы (новые фазы), физико-химические параметры которых будут удовлетворять требованиям интенсификации процессов переработки минерального сырья. Чем богаче будет арсенал методов разупрочнения минералов, руд и техногенных образований, изменений их физико-химических свойств, тем эффективнее будут работать технологические схемы извлечения применительно к конкретному виду сырья. Особенно это относится к доизвлечению тонких и

сублимированных ценных минералов. Например, в результате нагревания бокситов при определенных условиях в них происходит полная диссоциация гётита и бёмита с образованием соответственно гематита и шпинелида  $\gamma\text{-Al}_2\text{O}_3$ . Магнитные свойства бокситов при этом не только не улучшаются, но даже несколько ухудшаются, вследствие чего уменьшается выход магнитной фракции. В то же время установлено, что в случае радиационно-термического воздействия в бокситах образуются ферромагнитные фазы, что потенциально может существенно улучшить магнитное разделение алюминиевых и железистых компонентов, а также позволит решить задачу селективного извлечения фаз редких и редкоземельных элементов.

При решении проблем раскрытия минералов с учетом поверхности и границ особое значение имеют адсорбифизические поля, поскольку при переходе к наноразмерным частицам необходимо учитывать особенности физических и химических свойств на межфазных границах, включая квантовые эффекты. Механизмы энергетических воздействий различной природы на минеральное сырье недостаточно изучены, особенно для фаз нанометровой размерности в области «скрытых тепловых трансформаций».



Рисунок

В рамках тренда интервенции минералогии в технологии переработки труднообогатимых полезных ископаемых на разных уровнях организации вещества (см. рисунок) важными составляющими являются изучение особенностей физических, химических и механических свойств рудообразующих фаз нанометровой размерности, возникающих в результате наноструктурирования, их кинетические и динамические характеристики в физических полях, выявление механизмов наноструктурной трансформации минерального сырья (например, в условиях плазмы, расплава и др.), генерируемой в результате энергетических воздействий.

Отдельно хотелось бы отметить возможности быстродействующих (фемтосекундных) процессов, которые впервые позволили наблюдать в реальном времени динамику быстротекающих элементарных молекулярных процессов и получить мгновенные снимки

молекул и групп атомов на различных стадиях химических преобразований минерального вещества. Обсуждаются возможности управления электронными процессами в аттосекундной временной шкале (1 аттосекунда =  $10^{-18}$  секунды), развития аттосекундной спектроскопии и аттосекундной томографии атомных орбиталей как перспективы дальнейшего развития минералогических методов анализа и, следовательно, минералогии процессов обогащения. Повышение операционной эффективности, точности и доступности минералогических методов должно стать трендом в технологиях переработки полезных ископаемых. Одним из новшеств последнего времени является технология Process Mining для анализа маршрутов фактического исполнения бизнес-процессов. Технология Process Mining способна реализовать серьезную интервенцию минералогии уже на ранних стадиях поисково-разведочных работ за счет объективной и оперативной оценки информационными системами происходящей реальности.

УДК 622.7

**В.И. Брагин**

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Сибирский федеральный университет», Красноярск, Россия

## **ПЕРСПЕКТИВЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ НАНОТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ МЕТОДОВ И ПОДХОДОВ В ТЕХНОЛОГИИ ПЕРВИЧНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ**

*The directions of effective application of nanotechnology achievement in the mineral processing. The implementation process of the nanoscience achievements in this area is in the initial stage. Promising results are given at the intersection of nanoscience with mineralogy and technological mineralogy, and in the classical enrichment direction – flotation. The practical using of nanotechnological approaches to the industry is associated with the scale and cost of innovation.*

Особое место, которое занимают высокие технологии в механизмах развития производства, экономической и социальной жизни, определяется, в значительной степени, их «концентрирующей» по отношению к разнообразным нововведениям ролью.

Инновации реализуются непрерывным потоком во всех отраслях, традиционных и высокотехнологических, но именно в области высоких технологий достигается максимальная концентрация умов, денег, человеческой предприимчивости и общественного внимания. Именно в этой области максимальна скорость роста нового. Происходит он там, где максимален интерес общества и капитала, т. е. в молодых, быстро растущих областях. Так сложилось исторически, что горное дело, обогащение и металлургия находились на острие прогресса последний раз более века назад и в настоящее время относятся к традиционным отраслям. Это не исключает влияния достижений высоких технологий на металлургию и горное дело, но механизмы влияния иные, чем, например, на медицинскую технологию, фармацевтику или микроэлектронику.

В высокотехнологичных отраслях революционные технологии рождаются, а в традиционных – заимствуются, проникая туда в результате диффузии новых методов и подходов, да и просто новой техники. Указанное обстоятельство, с одной стороны, замедляет процесс технологического развития базовых отраслей, с другой – упрощает и удешевляет модернизацию.

Нанотехнология и нанонаука, оформившись как отдельное направление в 60-70 годы XX века, начала заметно развиваться, по существу, только в 80-е годы, и испытали особенно бурный рост последние два десятилетия. Это направление является составной частью триады высоких технологий – IT, био, нано, – которые, как считается, послужат основой следующего цикла технологического развития, основы которого создаются в настоящее время.

Сейчас нанонаука и нанотехнология являются мощным коллектором разнообразных исследовательских направлений, оттягивающим силы и средства от традиционных работ. В то же время новые методы, подходы и технологии, возникшие и отработанные, и развитые здесь, распространяются на смежные отрасли и далее, в том числе в сырьевой цех. Интенсивность диффузионного потока новых идей и методов настолько велика, что планирование новых исследований в традиционных отраслях невозможно без учета этого фактора. Наоборот, эффективное планирование освоения достижений нанонауки на традиционной почве служит важным средством стимулирования исследований, в том числе и в обогащении полезных ископаемых.

Насколько можно судить по составу публикаций, процесс заимствования достижений нанонауки здесь находится в начальной стадии. Из года в год количество публикаций нанотехнологической направленности в области обогащения растет, но этот рост совсем не похож по своей интенсивности на бурные события, которые постоянно возникают в высокотехнологичных отраслях. Можно сказать, что сейчас идет процесс предварительного формирования новых научных направлений, и оценки перспектив синтеза классического обогащения и нанонауки.

Активные изменения происходят в нескольких областях. Наверное, наибольшее количество новых событий имело место на стыке нанонауки, минералогии и технологической минералогии. Использование новых мощных методов исследования вещества, в том числе наноразмерного масштаба, рост интереса к новым типам полезных ископаемых, прежде всего нетипичных и упорных, привел к пониманию большей сложности строения минерального вещества. Здесь, помимо исследований минералов, появляются работы, направленные на разработку эффективных методов изоляции наночастиц, которые в дальнейшем могут привести к появлению промышленных методов сепарации с нижним пределом крупности ниже 100 нм, с соответствующим перспективным расширением доступной минерально сырьевой базы за счет гипергенных, дисперсно-вкрапленных, упорных руд.

Наиболее близким к нанонауке является классическое направление обогащения – флотация. Здесь освоение нанотехнологического инструментария дает быстрый и яркий эффект, в первую очередь за счет использования новых методов исследования поверхности и взаимодействия на нанометровых интервалах.

Постепенно с помощью новых методик проводятся ревизия и уточнение известных флотационных механизмов.

Возникают новые подходы, например, изучение влияния наночастиц, в том числе нанопузырьков, на флотацию, и разработка на этой основе эффективных методов управления процессом. Здесь можно ждать появления принципиально новых реагентных режимов, новых методов контроля флотационного процесса, технологий селективной флотации высокодисперсных пульп, техники скоростной флотации.

Прямое заимствование нанотехнологий в обогащении происходит в полном соответствии с классификацией их по степени сложности нанообъекта. Уже имеются примеры эффективного использования технологий начальных уровней сложности, связанных с оперированием наночастицами в растворе, управлением простыми слоистыми и многослойными структурами. Сюда можно отнести различные формы «мягкого вещества» – наноразмерные сорбенты, микроэмульсии для флотации и экстракции, двойные эмульсии, жидкие кристаллы, магнитные коллоиды. Следует отметить также прямое заимствование

методов доставки реагентов к минеральной поверхности, по аналогии со средствами доставки препаратов в фармакологии.

В отдельных публикациях отражены попытки заимствования технологий высокого уровня сложности – оперирование развитыми трехмерными структурами, в том числе способными к самовоспроизведению.

Одними из первых опытов в этом направлении можно считать, по-видимому, попытки соединения нанотехнологии и биотехнологии при направленном микробиологическом синтезе флотационных реагентов, оптимизированных для флотации рудного минерала конкретного месторождения. Можно ожидать, что по мере развития заимствования нанотехнологических подходов в обогащении полезных ископаемых количество работ такого типа будет возрастать.

Важное обстоятельство, сопровождающее внедрение нанотехнологических подходов в базовые отрасли связано с масштабом и себестоимостью нововведений. Горно-обогатительное производство капиталоемкое и дорогое, и деятельность мелких компаний, не обладающих нужными ресурсами, здесь сильно затруднена, что замедляет технический прогресс.

Реализация нанотехнологических методов контроля и управления технологическими процессами, отличающихся низкой затратностью, предоставляет малому научному и инженерному бизнесу уникальные возможности вхождения в базовые отрасли. Соответственно, горно-обогатительное производство получает дополнительные возможности для инновационного развития.

УДК 622.3.002.68

**И.В. Шадрюнова<sup>1</sup>, Е.В. Зелинская<sup>2</sup>, Н.А. Волкова<sup>3</sup>, Н.Н. Орехова<sup>4</sup>**

<sup>1</sup> Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова, Москва, Россия, *Shadrunova\_@mail.ru*

<sup>2</sup> Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Иркутский национальный исследовательский технический университет», Иркутск, Россия

<sup>3</sup> ООО «УГМК-холдинг», Верхняя Пышма, Россия

<sup>4</sup> Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», Магнитогорск, Россия

## **ГОРНОПРОМЫШЛЕННЫЕ ОТХОДЫ: РЕСУРСНЫЙ ПОТЕНЦИАЛ И ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ (НА ПРИМЕРЕ СИБИРИ И УРАЛА)\***

*Today very important is the ecological and social importance of emerging technology solutions and projects for deep and complex processing of technogenic raw materials. Modern mineral processing is impossible without solving the issues of resource saving and environment.*

Ежегодно в мире добывают около 300 млрд т сырья [1]. Количество добываемого в мире минерального сырья растёт с периодом удвоения 10–12 лет в зависимости от отраслевой специфики (включая строительные материалы и горючие полезные ископаемые).

---

© Шадрюнова И.В., Зелинская Е.В., Волкова Н.А., Орехова Н.Н., 2017

**\*Работа выполнена при частичной поддержке Российского фонда фундаментальных исследований (грант РФФИ № 16-05-00818).**



При этом только 5–10 % добытого из недр сырья превращается в продукцию. Весь оставшийся объем – это отходы. За более чем 300 лет функционирования горнодобывающей и перерабатывающей промышленности в России образовано и накоплено, по разным оценкам, от 12 до 100 млрд т отходов.

Усредненный состав учтенных отходов: вскрышные и вмещающие породы – 50–80 %, в том числе скальные – примерно 30–40 %, мягкие – 20–40 %; отходы обогащения – 15–40 %, отходы более глубокой переработки – 5–10 % [2]. Из вскрышных пород на черную металлургию приходится 30 %, на угольную промышленность – 25 %, цветную металлургию – 20 %, производство удобрений – 15 %, строительную промышленность – 10 %.

Отходы добычи и переработки полезных ископаемых имеют достаточно высокую экологическую опасность, однако основным способом их утилизации в нашей стране остается наземное складирование в виде техногенных массивов, представляющих собой отвалы вскрышных и «пустых» пород, хвостохранилища, шламонакопители и т. д.

Площадь земель, занятых под складирование отходов добычи и переработки полезных ископаемых, приближается к 5 млн га. На территории России расположены объекты размещения промышленных отходов: на Северном Кавказе (Тырныаузский, Садонский, Фиагдонский, Урупский комбинаты), на Урале (Магнитогорский, Верхне-Салдинский, Гайский, Уральский асбестовый, Соколовско-Сарбайский, Высокогорский, Юбилейный и др.), в Забайкалье (Забайкальский, Джидинский, Балейский, Жирекенский, Шерловогорский и др.), на Алтае (Усть-Каменогорский, Лениногорский, Иртышский, Белогорский, Зырянский и др.), в Приморье (Тетюхинский, Приморский, Рославский, Лермонтовское месторождение и др.); на Кольском полуострове и в Карелии (Кольская горно-металлургическая компания, Ковдорский и Костамукшский ГОКи, Апатиты и пр.) и в других местах [3]. При этом техногенные объекты в скором времени станут приоритетным источником минеральных ресурсов, так как отходы горнопромышленных производств содержат в себе значительные запасы ценных компонентов.

Отходы горно-обогатительных предприятий можно классифицировать по семи основным признакам: место возникновения (т. е. отходы добычи или отходы обогащения); место нахождения; степень геологической изученности; изученность химического состава и физико-механических свойств; техническая возможность использования; основные направления возможного использования. При этом такой признак как направление использования, «превращает» их во вторичные минеральные ресурсы, что и определяет ресурсный потенциал отходов.

Ресурсный потенциал отходов определяется местом их возникновения, наличием в них ценных для экономики страны компонентов и технической возможностью использования отходов, т. е. возможностью повторной добычи отходов из хранилищ, транспортировки к месту использования (переработки) и рядом других причин.

Исследованию вопросов продления жизненного цикла отходов с использованием их ресурсного потенциала, в том числе и в горнопромышленном комплексе, посвящены труды Абалкиной И., Аткинсона Э.Б., Балацкого О.Ф., Бобылева С.Н., Бьюкенена Дж., Гирусова Э.В., Дистергефт Л.В., Игнатьевой М.Н., Козакова Е.М., Коуза Р.Х., Лобанова Н.Я., Литвиновой А.А., Лопатина В.Н., Лукьянчикова Н.Н., Маркандия А., Мочаловой Л.А., Новоселова А.Л., Пахомова В.П., Пахомовой Н.В., Потравного И.М., Протасова В.Ф., Ревазова М.А., Рихтера К.К., Романовой О.А., Самуэльсона П., Сафронова Ё.В., Сахаева В.Г., Стиглица Дж., Чепурных Н.В., Шевчука А.В., Щербицкого Б.В., Яндыганова Я.Я. и др.

В результате анализа существующих классификаций с учетом их преимущества П.В. Березовским [4] разработана классификация отходов на примере отходов добычи и обогащения цветной металлургии как наиболее «отходоёмкой» отрасли даже среди отраслей

горнопромышленного производства. Специфика отходов как сырьевого ресурса состоит в разнообразии путей их утилизации. Наиболее типичны следующие:

1. Непосредственная замена первичного сырья отходами (без специальной переработки), определяемая эквивалентностью некоторых их технологических свойств (прежде всего вскрышные и попутно добываемые породы, которые прямо соответствуют природным видам минерального сырья, имеющим свое производство).

2. Применение отходов вместо исходного сырья при условии их дополнительной переработки. Получаемое вторичное сырье используется затем в качестве материальных ресурсов в какой-либо отрасли производства. Этот наиболее распространенный тип утилизации охватывает отходы остаточного типа, регенерация и другая переработка которых также позволяет получить вторичное сырье [5, 6].

Всем ясно, что утилизация отходов – сложная задача, связанная с решением многих проблем, требующих комплексного подхода и взаимодействия разных специалистов горной и смежных ей отраслей промышленности. Во многих горнопромышленных регионах этим вопросам уделяется серьезное внимание.

Многообразие полезных ископаемых, специфические свойства отходов, возникающих в процессе добычи и особенно в процессе обогащения и металлургической переработки, приводят к необходимости оценки ресурсного потенциала конкретного техногенного образования, к разработке для каждого объекта своих технологических и управленческих решений.

Все это, безусловно, создает дополнительные препятствия для возможного вовлечения отходов в производство. Немаловажную роль играют и административные барьеры, установленные законодательством. Так, деятельность по обращению с отходами I–IV классов опасности для окружающей среды в Российской Федерации подлежит лицензированию, и это также является фактором, снижающим привлекательность данного вида деятельности у предприятий.

Тем не менее основным критерием выбора в пользу поиска путей для переработки отходов горно-обогатительного и металлургического производств является, безусловно, экономический. Только в случае превышения прогнозируемых доходов от использования техногенных ресурсов над затратами на разработку и внедрение технологических решений, с учетом, конечно, экологических преимуществ, возможно ожидать крупномасштабного процесса рециклинга отходов.

В связи с этим на первое место выдвигаются задачи разработки эффективных технологических решений и схем для переработки этого весьма сложного техногенного ресурса.

На горно-обогатительных и металлургических предприятиях в настоящее время основными типичными проблемами, связанными с отходами горных предприятий, являются следующие:

- ежегодный прирост площадей отвалов пустой породы и некондиционных руд, меняющих природный ландшафт, способствующих нарушению биосферных процессов, в том числе ускоряющих метаморфическое изменение минералов ценных компонентов, находящихся в минерализованной части отвалов;
- значительные объемы старогодних хвостохранилищ (лежалых хвостов), в которых материал с массовой долей ценных компонентов, сопоставимой с содержанием ценных компонентов в бедных рудах, вовлекаемых сегодня в переработку. Он накоплен обогатительными фабриками за длительный период отработки одного или нескольких зачастую генетически значимо отличных месторождений. При этом пространственное распределение ценного компонента в объеме хвостохранилищ носит бессистемный характер;

- появление и накопление относительно нового вида отхода – шламов сооружений физико-химической очистки и станций нейтрализации рудничных вод;
- появление тонкодисперсных хвостов переработки техногенных отходов;
- необходимость вовлечения в переработку обогащательными методами техногенных отходов, таких как металлургические шлаки и пыли.

Особенности различных предприятий, связанные с видом полезного ископаемого или технологическими аспектами, вызывают дополнительные специфические проблемы.

Одним из показательных объектов в данном случае является Джидинский вольфрам-молибденовый комбинат, расположенный в Республике Бурятия, являющийся опасным очагом загрязнения окружающей среды именно вследствие накопленного в отвалах и в хвостохранилище значительного количества отходов, в том числе II и III классов опасности. Они интенсивно окисляются, выщелачиваются и разрушаются, что приводит к изменению минералогического и вещественного состава техногенных отложений, выносу элементов и образованию ореолов рассеяния вокруг отвалов. Вследствие этого хвосты, полученные в результате переработки руд, не соответствуют первоначальному составу обогащаемого материала [7]. Основным принцип, заложенный в схему переработки данных хвостов и получения концентрата, – это гравитационное предобогащение материала крупности –1 мм и обогащение измельченного до –0,5 мм гравиконоцентрата, которое рекомендуется производить в центробежных сепараторах с непрерывной разгрузкой материала в две последовательные стадии. Целью предобогащения является выделение продуктивной части лежалых хвостов для дальнейшей развитой схемы доводки. Разработанная технология гидрометаллургической переработки гравитационного концентрата лежалых хвостов может обеспечивать высокое извлечение золота на каждой стадии: интенсивное цианирование – 98,34 %; электролитическое выделение золота – 96,20 %. В результате образуется катодный осадок с содержанием золота 80,0 %. Раствор после электролиза, содержащий не более 10,0 г/м<sup>3</sup> золота, подвергается сорбции.

Для снижения экологической нагрузки на окружающую среду разработаны методы обезвреживания хвостов цианирования и выбросов в атмосферу. В обезвреженных хвостах цианирования содержание цианидов снижается с 9180 до 0,01 мг/дм<sup>3</sup>, содержание тиоцианидов, мышьяка, сурьмы, цинка и железа не превышает 0,05 мг/дм<sup>3</sup>. Для очистки от пыли NaCN, CaO, Ca(OCl)<sub>2</sub>, FeSO<sub>4</sub> предусматривается установка волокнистого фильтра с коэффициентом очистки 95 %; для очистки от паров синильной кислоты, Ca(OH)<sub>2</sub>, хлора предусматривается очистка в насадочных скрубберах с коэффициентом очистки 96 % [8].

Для предприятий Южного Урала, добывающих и обогащающих колчеданные и порфиновые руды, металлургических предприятий, перерабатывающих концентраты обогащения, значительной дополнительной проблемой является закисление и увеличение металльной нагрузки подотвальных вод, продуцируемых атмосферными осадками со слабкокислым рН, фильтрующимися через «тело» минерализованных отвалов, содержащих окисленные и техногенно изменённые сульфидные минералы [8].

На Урале наиболее впечатляющих результатов удалось добиться в решении проблемы переработки шлаков медеплавильных производств. В шлаках сконцентрирован значительный по своему потенциалу объём полезных компонентов, что позволяет оценивать их как удобное техногенное сырьё, готовое к процессам вторичной переработки и обогащения. Переработка раскристаллизованных (подготовленных) шлаков ведется как на давно существующих, так и на специально сконструированных для переработки шлака обогащательных фабриках.

В настоящее время только на обогащательной фабрике СУМЗа (крупнейший медеплавильный завод УГМК – „Ъ”) перерабатывается 1,2 млн т шлаков в год, при этом

в полном объеме ликвидируются текущие отходы медеплавильного производства (700 тыс. т в год), а также на 500 тыс. т в год сокращаются объемы размещения старолежалых шлаков на шлакоотвале. Однако до сих пор не перерабатывались плохо раскристаллизованные лежалые неподготовленные труднофлотуемые шлаки Медногорского медно-серного комбината и Баймакского медеплавильного завода. Эти шлаки находятся в непосредственной близости от обогатительных фабрик крупных ГОКов: Учалинского (Сибайского филиала), Бурибайского и Гайского, являющихся градообразующими предприятиями. Общая масса шлака только в отвале ММСК составляет 30 млн. тонн, площадь, занимаемая отвалом, – 33 га, массовая доля меди 0,6–4,0 %, золота – около 1 г/т.

В сложившейся сегодня ситуации, когда традиционная медно-колчеданная рудная база Южного Урала почти исчерпана и недозагруженность обогатительных фабрик составляет 8–10 %, а отвалы медных шлаков лежат на поверхности в транспортной доступности, их вовлечение в переработку в дополнение к рудному сырью снимает часть экономических, социальных, экологических вопросов моногородов.

Флотационная переработка Медногорского и Баймакского шлаков, считалась неэффективной: извлечение меди в концентрат не превышало 70 %. В течение нескольких лет на Сибайской обогатительной фабрике при участии специалистов Магнитогорского технического университета и Института проблем комплексного освоения недр проводилось всестороннее изучение морфометрических и структурных особенностей, технологических свойств и флотуемости лежалых неподготовленных медных шлаков в сравнении с другими шлаками медеплавильных заводов Урала.

Результатом этой работы стала технологическая типизация шлаков связывающая их вещественный состав с флотуемостью меди сульфидными собирателями, и технологические решения интенсификации флотации пиритсодержащих медных шлаков в условиях замкнутого водооборота.

Применение комплекса технологических решений, обеспечивающих гидрофобизирующую модификацию поверхности медьсодержащих сульфидов и гидрофилизацию и пептизацию частиц силикатной матрицы шлака в процессе рудоподготовки с использованием кондиционированной по комбинированной схеме оборотной воды, позволило повысить извлечение меди на 9,8–10,3 %, золота на 5,26–5,8 %, серебра на 4,68–7,30 % при сохранении качества медного концентрата.

Еще одним отходом, переработка которого является насущной задачей обогатительного передела, является вельц-клинкер. Основные компоненты клинкера – это железо, цветные металлы (цинк, медь, свинец), заметные количества благородных металлов, а также пустая порода, в том числе свободный углерод (коквик), кремнезем, оксид кальция, оксид магния, глинозем.

Рядом исследователей клинкер цинкового производства по минералогическим и технологическим свойствам отнесен к новому золото-серебро-сульфидно-оксидно-полиметаллическому промышленному типу минерального сырья с высоким содержанием цветных и благородных металлов. Основной задачей современного этапа освоения этого сырья, является повышение глубины и комплексности его обогащения. Только Челябинский цинковый завод ежегодно производит около 70 тыс. тонн медистого клинкера, массовые доли металлов в котором составляют в среднем: меди 3,24 %, цинка 1,9, железа 26,5 % серебра 244 г/т, золота 6,5 г/т.

Разработка альтернативных плавке технологий переработки клинкера осуществляется в направлениях обогатительного разделения по магнито-флотационным схемам, гидрометаллургического извлечения ценных компонентов из клинкера без предварительной обработки и после окислительного обжига или предварительной механической

дезинтеграционной активации, а также из продуктов магнитного разделения клинкера прямым и сорбционным цианированием или серно-кислотно-хлоридными растворами. Клинкер также предлагается использовать в качестве металла-цементатора или загрузки гальванокоагулятора в технологиях переработки кислых рудничных вод.

Разработанные схемы позволяют получить медьсодержащий, углеродсодержащий, железосодержащий и золотосодержащий продукты. Магнитному разделению подвергается, как правило, только исходный клинкер. Но есть пример включение в схему магнитной сепарации доизмельченной магнитной фракции второго приема магнитной сепарации исходного клинкера, объединенной с хвостами медной флотации. Флотационное разделение проводится по двум вариантам: с выделением коксика (операция угольной флотации) в первом приеме флотации или с выделением коксика после предварительного флотационного выделения меди.

На данном этапе исследований получаемые по обогащательным схемам продукты имеют кондиционные показатели массовой доли извлекаемого компонента, но из-за недостаточно полного разделения техногенных фаз клинкера характеризуются повышенным содержанием примесей. Например, содержание меди в углеродсодержащем концентрате составляет от 1,64 до 3,25 %, а в железосодержащем – от 2,3 до 4,73 %. Извлечение меди в медный концентрат не превышает 67 %.

Все больший интерес проявляют предприятия к технологиям извлечения цветных металлов из кислых шахтных и подотвальных вод. Сегодня разработано несколько технологических схем селективного извлечения меди и цинка из гидроминерального сырья. Схема с применением двухстадиальной гальванокоагуляции (гальванопара-железо-углерод для извлечения меди и цинка из сульфатных кислых поликомпонентных подотвальных вод обеспечивает получение утилизируемых в металлургическом переделе ферритных медь – ( $\beta\text{Cu}$  более 10 %) и цинксодержащих ( $\beta\text{Zn}$  более 7 %) продуктов и значительно снижает концентрацию остальных загрязняющих веществ, облегчая последующую комплексную очистку потока.

Схема с применением ионной флотации (реагент РОЛ) позволяет получить при термической доводке флотационных концентратов продукты с массовыми долями в одноименных концентратах цинка до 50 % и меди до 70 %. Схема с применением связки процессов гальванокоагуляции (извлечение меди) – сульфидное осаждение (извлечение цинка) позволяет получить осадки с массовыми долями меди более 10 % и цинка более 30 %.

При этом в целом, к сожалению, приходится констатировать, что сегодня нет широкой практики глубокого и рентабельного обогащения бедных, техногенно измененных руд и техногенного труднообогатимого сырья, практики доизвлечения ценных компонентов и повышения экологической безопасности текущих хвостов обогащения, локализации и переработки рудничных и подотвальных вод для извлечения из них металлов.

Назрела настоятельная потребность расширения исследований в этом направлении и признания государственно важной задачей полномасштабное внедрение переработки горно-промышленных отходов в практику действующих горно-обогащательных и металлургических предприятий.

#### *Список использованных источников*

1. Пашкевич Н.В., Исева Л.И., Федченко А.А. Россия на мировых рынках минерального сырья: запасы, добыча, экспорт // Записки Горного института. 2014. Т. 208. С. 60–64.
2. Экология и безопасность жизнедеятельности: учеб. пособие для вузов / Д.А. Кривошеин, Л.А. Муравей, Н.Н. Роева и др.; под ред. Л.А. Муравея. М.: ЮНИТИ-ДАНА, 2000. 447 с.
3. Техногенные месторождения полезных ископаемых: основные аспекты на современном этапе (на примере Тырныаузского месторождения) / О.А. Богатиков, Н.С. Бортников, А.Я. Докучаев [и др.] // Доклады Академии наук. 2014. Т. 456, № 2. С. 213.

4. Березовский П.В. Экономическая оценка вторичных минеральных ресурсов / Санкт-Петербургский государственный горный институт (технический университет). СПб., 2006. 163 с.
5. Техногенные месторождения – проблемы и перспективы вовлечения в хозяйственный оборот / Е.М. Аксенов, Р.К. Садыков, В.А. Алискеров [и др.] // Разведка и охрана недр. 2010. № 2. С. 17–20.
6. Комплексное устойчивое управление отходами. Горнодобывающая промышленность: учебное пособие / В.И. Петухов и др.; под ред. В.И. Петухова. М.: Издат. дом Академии естествознания, 2016. 638 с.
7. Федотов П.К., Петухов В.И., Федотов К.В., Бурдонов А.Е. Анализ направлений переработки лежалых хвостов Джидинского ВМК // Обогащение руд. 2016. № 1 (361). С. 40–46.
8. Федотов П.К., Петухов В.И., Зелинская Е.В., Бурдонов А.Е. Переработка хвостов джидинского вольфрам-молибденового комбината для получения золотосодержащего товарного продукта // Обогащение руд. 2016. № 6 (366). С. 44–50.
9. Технология обогащения медных и медно-цинковых руд Урала» / под ред. В.А. Чантурия и И.В. Шадруновой. Ин-т проблем комплекс. освоения недр РАН. М.: Наука, 2016. 387 с.

УДК 622.765.061:669.2

**Т.Н. Матвеева, Т.А. Иванова**

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова (ИПКОН РАН), Москва, Россия, [tmatveyeva@mail.ru](mailto:tmatveyeva@mail.ru)

### **ИССЛЕДОВАНИЕ, РАЗРАБОТКА И АПРОБАЦИЯ НОВЫХ КЛАССОВ ФЛОТАЦИОННЫХ РЕАГЕНТОВ ДЛЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЦВЕТНЫХ И БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ ТРУДНООБОГАТИМЫХ РУД**

*The article presents the results of the research aimed at developing and creating new effective domestic reagents – collectors and modifiers for more complete extraction of gold, platinum and non-ferrous metals into concentrates while reducing their losses with waste products.*

Получение благородных металлов из технологически упорного сырья является одной из наиболее важных научно-технологических проблем на современном этапе. Расширение минерально-сырьевой базы именно за счет более широкого вовлечения в эксплуатацию труднообогатимых золотых, платиновых и комплексных руд в текущем столетии планируется обеспечить основной прирост добычи золота и платиноидов в России и в мире в целом. В последние годы в мировой практике в переработку вовлекаются труднообогатимые руды сложного состава с низким содержанием и эмульсионной вкрапленностью благородных металлов и других ценных компонентов. Минералы благородных металлов в труднообогатимых рудах отличаются малыми размерами и слабой раскрываемостью, степень измельчения достигает 85 % класса –0,04 мм, что сопровождается образованием большого количества шламов, являющихся источником потерь (до 15–20 %) ценных компонентов при флотации. При флотационном обогащении золото- и платиносодержащих руд одновременно происходит флотация как сульфидных минералов, содержащих благородные металлы, так и минералов благородных металлов. Последние, однако, обладают специфическими физико-химическими свойствами, и для них требуются иные условия флотации, чем для сульфидов и других минералов. Несмотря на определенные достижения в области создания новых эффективных реагентов-собирателей для флотации золото- и платиносодержащих руд,

отечественная промышленность испытывает дефицит собственной продукции. Большинство импортных реагентов-собираателей не нашли практического применения на предприятиях РФ вследствие их высокой стоимости, превышающей стоимость ксантогената в 4–6 раз, повышенной токсичности или отсутствия в РФ технической базы для производства этих флотореагентов.

В ИПКОН РАН под руководством академика В.А. Чантурия выполнен комплекс теоретических и экспериментальных исследований по исследованию, разработке и апробации новых классов комплексобразующих реагентов-собираателей и модификаторов для флотационного извлечения цветных и благородных металлов из труднообогатимых золото- и платиносодержащих руд.

*Актуальность* разработки и создания новых эффективных отечественных реагентов состоит в возможности более полного извлечения золота, платины и других благородных металлов в концентраты при сокращении их потерь с отвальными продуктами обогащения.

*Научная новизна работы* заключается в получении новых научных знаний о процессах физико-химического воздействия высокоэффективных комплексобразующих реагентов на поверхность минеральных комплексов с использованием оригинальных методик исследования, являющихся основой для разработки высокоэффективных реагентных режимов и инновационных технологий флотационного извлечения благородных металлов из труднообогатимых руд.

В результате исследования авторами впервые разработаны методики нанесения микро- и наночастиц благородных металлов на поверхность сульфидных минералов, позволяющие получать образцы минеральных комплексов, имитирующие природные сульфиды, содержащие «невидимое» или субмикронное золото или платину, и анализировать процессы физико-химического воздействия флотационных реагентов на микро- и наноразмерные включения золота и платины на поверхности сульфидов.

Впервые разработаны методики получения модифицированных реагентов-собираателей, в состав которых входят неионогенные компоненты, способные образовывать устойчивые комплексные соединения с золотом и платиной.

Экспериментальными исследованиями процессов физико-химического воздействия модифицированных реагентов ДЭДТКм, ДИФм и МТХм на поверхность минеральных комплексов при обогащении руд благородных металлов с применением методов УФ- и ИК-спектроскопии (UV-1700 Shimadzu и Инфралюм FT-8), аналитической сканирующей электронной (АСЭМ) (LEO 1420VP с микроанализатором INCA Oxford 350) и лазерной (KEYENCE VK-9700) микроскопии, рентгенофазового анализа (рентгеновской дифрактометрии) установлены условия формирования адсорбционного слоя модифицированных реагентов на поверхности минеральных комплексов и показано, что модифицированные реагенты избирательно адсорбируются на поверхности микро- и наночастиц благородных металлов и обеспечивают повышение извлечения благородных металлов при флотации.

Показано, что применение модифицированных реагентов взамен бутилового ксантогената обеспечивает повышение качества концентратов по содержанию золота более чем в 1,5 раза и повышение извлечения благородных металлов более чем на 1,5–5 %.

Получены новые научные знания о механизме действия комплексобразующих собираателей и растительных модификаторов, опережающие мировой уровень в области создания новых видов флотационных реагентов, и даны рекомендации по применению новых видов флотационных реагентов для извлечения благородных металлов из труднообогатимых руд сложного состава.

В результате выполненных исследований обоснован механизм действия новых реагентных режимов с использованием модифицированного ксантогената и

диэтилдитиокарбамата, термоморфных полимеров и растительных экстрактов, обеспечен прирост извлечения благородных металлов на 6–13 % и повышение их содержания в концентратах в 1,2–1,5 раза. Кроме этого, использование в процессе флотационного обогащения медно-цинковых сульфидных руд нового реагента – производного пиразолона в сочетании с бутиловым ксантогенатом калия позволило повысить извлечение и содержание меди и цинка в концентратах как медной, так и цинковой флотации.

Получены новые данные для научного обоснования целесообразности применения экологически безопасных растительных модификаторов сульфидных минералов и растительного сорбента тонкого золота при флотационном выделении золотосодержащих концентратов из комплексных руд.

Методами лазерной и атомно-силовой микроскопии зафиксирована адсорбция компонентов растительных модификаторов (водного экстракта и таннина) на поверхности арсенопирита и халькопирита в виде вновь образованной фазы на участках с собирателем и свободной поверхности, при этом чем выше концентрация, тем плотнее и устойчивее адсорбционный слой реагента на минерале; высота новообразований 0,3–2,0 мкм. Состав экстрактивных веществ определяет их воздействие на гидрофобно-гидрофильные свойства и флотируемость минералов.

Получен новый растительный сорбент ТБО – твердый остаток после водной экстракции зеленой массы борщевика – и установлено, что ТБО обладает восстановительными свойствами, является сорбентом для тонкодисперсного золота и ультратонких золотосодержащих минералов и может быть использован для сорбционного концентрирования золота из растворов и доизвлечения золота из флотационной пульпы.

Получен новый сорбент – модифицированный 1,2-ди(1,3,5-дифтазин-5ил) этаном (ЭТХ) активированный уголь. С помощью РЭМ показана адсорбция ультратонких частиц золотосодержащего пирита (–40+20 и –20+10) мкм на модифицированном ЭТХ угольном сорбенте.

Флотационными экспериментами установлена возможность повышения извлечения золота из хвостов Cu-Zn флотации за счет использования как модифицированного угольного сорбента, так и растительного сорбента ТБО.

Проведенными исследованиями с использованием природного золотосодержащего материала и пирита с искусственно нанесенным золотом установлено повышение извлечения золота в пенный продукт флотации, а также повышение качества концентрата за счет использования нового сорбента.

Получены новые данные для научного обоснования целесообразности применения термоморфных полимеров для флокуляции тонкого золота. Методом кинетической фотометрии при  $\lambda = 500$  нм определен температурный интервал фазового перехода полимера ТМПФ 27–38 °С. Оптической спектрофотометрией установлен эффект селективной флокуляции золотосодержащих сульфидов за счет селективной адсорбции ТМПФ на золоте. Метод лазерной микроскопии показал наличие темных ареолов вокруг металлического золота на сульфидных шлифах. Данные образования имеют органическое происхождение и отражают характер селективного взаимодействия активных центров на поверхности золота и полимера ТМПФ.

На основе комплекса физико-химических и аналитических методов исследования выявлен механизм действия многокомпонентных растительных экстрактов при флотации упорных золотосодержащих руд, обусловленный депрессирующим эффектом таннинсодержащих веществ на минералы пустой породы и сульфиды железа и оказывающий гидрофобизирующее воздействие на золотосодержащие минералы, что приводит к повышению извлечения золота в концентрат флотации и снижению его потерь с отходами переработки.



В результате испытания разработанного реагентного режима при флотации упорной золотосодержащей руды с применением растительного экстракта получен прирост содержания золота в концентрате в 1,2 раза при повышении извлечения золота на 2,5–8,5 %.

Разработанные высокоэффективные реагенты-собиратели и модификаторы являются новыми флотационными реагентами, не имеющими аналогов, для извлечения микро- и наночастиц благородных металлов при обогащении минерального сырья сложного состава, обеспечивающими повышение извлечения полезных продуктов и снижение энергетических затрат на получение единицы готовой продукции.

Тестовые испытания новых реагентных режимов в укрупненных лабораторных условиях на золото- и платиносодержащих рудах позволили экспериментально подтвердить эффективность применения новых реагентов с получением экономического эффекта от их внедрения на предприятиях, перерабатывающих комплексные золото- и платиносодержащие руды.

УДК 622.7.001.76

**Н.Н. Мельников, В.Ф. Скороходов, С.П. Месяц**

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Горный институт Кольского научного центра Российской академии наук, Апатиты, Россия, [mesyats@goi.kolasc.net.ru](mailto:mesyats@goi.kolasc.net.ru)

## **ПЕРСПЕКТИВЫ ВНЕДРЕНИЯ ИННОВАЦИЙ В ЭКОНОМИКУ РОССИИ**

*For the mining industry of Russia, the need for innovative development is evident. The way from the idea to its implementation has been analyzed, in which the following are involved: research-development, design-experimental and project institutions, investors in the person of the State and business, innovation-implementing enterprises, and consumers.*

Инновация – это научно-техническое или технологическое новшество, коммерциализованное и доказавшее свою эффективность. Внедрение нововведений имеет конечной целью достижение лучших результатов по сравнению с аналогом и реализуется в создании продуктов с высокой добавленной стоимостью (рисунок).

Для горной отрасли России необходимость инновационного развития обусловлена истощением богатых месторождений, достигнутым пределом роста производительности применяемых технологий, высоким износом основных фондов, низкой экологичностью, в то время как интеграция российской горной отрасли в мировой рынок требует расширения рынков сбыта в условиях жесткой конкуренции.

Представляет интерес весь путь от идеи (научная разработка) до ее реализации, в котором задействованы: научно-исследовательские, опытно-конструкторские и проектные организации, инвесторы в лице государства и бизнеса, предприятия, реализующие инновации, и потребители (см. рисунок).

В 90-е годы прошлого столетия государство «ушло» из экономики. Развитие конкуренции считалось реформаторами более важным приоритетом для экономического развития, чем меры по поддержке конкретных отраслей и предприятий. Однако в результате санкций западных стран стало ясно что, только собственное производство является гарантией независимого экономического развития.

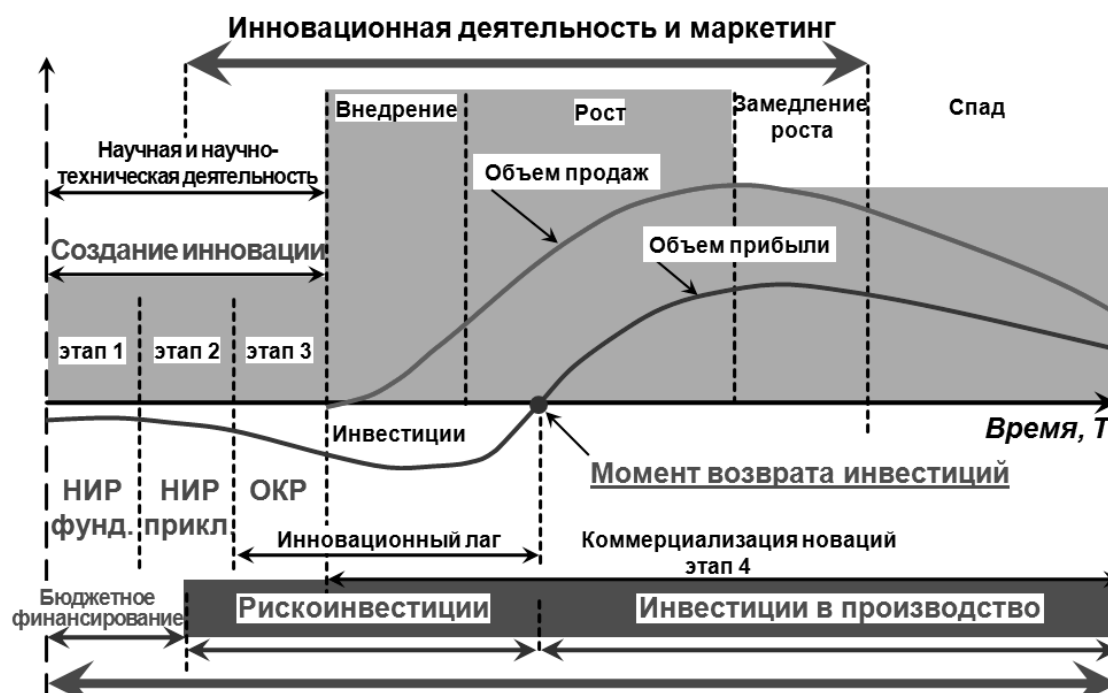


Рисунок. Жизненный цикл инновации

Федеральный закон «О промышленной политике» (2015) свел воедино известные способы поддержки отечественного производства, но главное его значение в том, что он является юридически обязывающей точкой в развороте государственной политики в сторону восстановления собственной промышленности. Почему этот закон вызывает такое пристальное внимание и в течение последних двадцати лет лоббируется российскими промышленниками? На сегодняшний день российская экономика все еще является неэффективной сырьевой экономикой, которая влечет за собой большие инновационные риски. В чем же дело? Спрос на инновации в мире велик, интерес со стороны государства декларирован, интеллектуальный потенциал в стране – в наличии.

Проблемы внедрения инноваций заключаются в отсутствии государственной поддержки, незаинтересованности бизнеса, наличии административных барьеров, стереотипов, противостоянии инновациям административной и коммерческой элит. Анализ первых двух проблем показывает, что государство в течение последних 30 лет перманентно сокращает финансирование фундаментальной науки, хотя она является базовой составляющей инновационной экономики; незначительное финансирование из государственного бюджета отдается преимущественно прикладным разработкам.

Причины незаинтересованности отечественного бизнеса очевидны при рассмотрении основных приоритетов, которые сформулированы представителем крупной финансовой компании из команды реформаторов (2004) и заключаются в зарабатывании денег для акционеров, свободе от социальной ответственности перед обществом; ответственность перед государством ограничивается уплатой налогов. У такого бизнеса нет обязательств по расширению рынков сбыта, поскольку это требует значительных инвестиций в создание продуктов с высокой добавленной стоимостью, что в краткосрочной перспективе может привести к снижению прибыли акционеров, поэтому отечественные предприниматели не мотивированы заниматься инновационной деятельностью, не нацелены на создание новых технологий, на обеспечение

конкурентоспособности на мировом рынке. Цель и задачи российского бизнеса, закрепленные в целом ряде директивных документов Правительства РФ, к числу которых относятся «Основные направления политики Российской Федерации в области развития инновационной системы на период до 2020 года» и «Стратегия инновационного развития РФ на период до 2020 г.», сводятся к зарабатыванию денег предоставлением услуг и осуществлением работ на основе приобретённых зарубежных технологий и оборудования. Так, согласно «Основным направлениям...», к инновационной деятельности относится снижение собственных производственных затрат предприятия: «Применение инноваций (нововведений), обеспечивающих экономию затрат или создающих условия для такой экономии». В результате подобных «инноваций» увеличивается прибыль предприятия (и акционеров), но не добавленная стоимость выпускаемого продукта. При этом сокращение собственных затрат на производство позволяет за сравнительно короткое время заметно увеличить прибыль и связано с существенно меньшими рисками, нежели создание нового продукта с более высокой добавленной стоимостью.

Но в реальном секторе экономики стран – лидеров мирового рынка инновационная деятельность – это инвестиции в создание продуктов с высокой добавленной стоимостью, которые приносят компаниям основную прибыль, обеспечивающую генерацию следующего поколения таких продуктов, и контроль над соответствующим сектором мирового рынка высокотехнологичной продукции.

Таким образом, с точки зрения мирового бизнеса, российская «инновационная» система ориентирована на имитационный характер, а не на создание новых технологий, так как согласно «Основным направлениям...», государство призвано создавать условия для развития малого и среднего бизнеса. Так, созданные на средства федерального бюджета в 2006–2010 годы институты развития такие как ОАО «Российская венчурная компания», ОАО «Роснано», «Сколково» отвечают только за создание условий для разработки новых технологий, критерий успеха их деятельности чисто финансовый, получение технологического результата не является основной целью.

В опубликованном в 2012 году докладе «Стратегия – 2020: новая модель роста – новая социальная политика», над которым по поручению Правительства РФ работали более

1 000 экспертов, идеологи реформ фактически констатируют неутешительные результаты леволиберального экономического курса. К их числу относятся разрыв между наукой, образованием и бизнесом, обособленность науки от вузов и предприятий, низкая степень участия бизнеса в поддержке научно-технической деятельности, а также «утечка умов», перенос центра прибыли high-tech за рубеж. Несмотря на то, что следствием этого курса является импортозависимость и технологическая отсталость реального сектора экономики России от лидеров мирового рынка, авторы документа безальтернативно настаивают на сокращении государственного сектора экономики, либерализации рынка труда и привлечении иммигрантов. Основу экономики, по их мнению, должны составлять сервисные услуги, малое и среднее предпринимательство.

В сложившейся ситуации необходима альтернативная политика, в рамках которой государство несёт ответственность за формирование экономических условий, обеспечивающих технологическую конкурентоспособность страны на мировом рынке созданием предприятиями продуктов с высокой добавленной стоимостью. Достижению этой цели послужат отраслевые законы прямого действия, нацеленные на создание ключевых инновационных технологий для горнодобывающей отрасли, нефтегазовой, энергетического машиностроения, оборонной промышленности, авиации и т. д.,

обеспечивающих их конкурентоспособность на мировом рынке. Обязательным условием инновационного развития экономики является объединение усилий государства, регионов, бизнеса и науки для формирования и реализации крупных проектов. В целом, в мире крупные бизнес-структуры играют главную роль во внедрении инноваций, доля их затрат на НИР превышает 65 %, а в странах Организации экономического сотрудничества и развития (ОЭСР) приближается к 70 %. В России финансирование исследований и разработок бизнесом составляет ~ 20 % общего объема капиталовложений в НИОКР.

Утрата культуры коллективной работы над созданием и продвижением инноваций мешает становлению инновационной экономики, в то время как общеизвестно, что все крупные инновации являются результатом труда мощных научно-исследовательских коллективов. Создание таких коллективов и оснащение их соответствующей технической и финансовой базой является прерогативой государства и крупных промышленных компаний. Необходима производственная база для создания прототипов инновационных решений и дополнительные затраты на планирование и организацию пусконаладочных работ, освоение проектных технико-экономических показателей на стадии внедрения.

Горнопромышленные компании ставят перед собой следующие цели внедрения инноваций в горное производство: освоение сложных и «низкорентабельных» месторождений; расширение ресурсной базы; рост производительности труда; увеличение объемов добычи и производства продукции; расширение перечня выпускаемой продукции; снижение себестоимости; повышение экологичности производства; новые конкурентные преимущества. В поиске инновационных решений компании обращаются: к использованию опыта консалтинговых и проектно-инжиниринговых компаний, обеспечивающих распространение передовых технологий; привлечению квалифицированных кадров из других компаний; ротации кадров внутри компании; мониторингу конференций, публикаций, форумов; промышленному «шпионажу» – эффективному и часто используемому способу получения инновационных решений.

Но пока внедрение не станет ключевой задачей инновационного развития основных отраслей промышленности, не будет разработан действенный механизм внедрения инноваций в производство, а менеджеры предприятий не будут экономически заинтересованы в эффективном и массовом обновлении производства, не следует ожидать успехов в создании инновационной экономики страны.

## Секция 1. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ МИНЕРАЛОГИЯ. ДЕЗИНТЕГРАЦИЯ И РУДОПОДГОТОВКА

УДК 549.02

**Б.И. Пирогов**

Федеральное государственное бюджетное учреждение «Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья им. Н.М. Федоровского» (Роснедра), Москва, Россия,  
*pirogov\_bi@inbox.ru*

### ПРИРОДА И ЭВОЛЮЦИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ МИНЕРАЛОВ

*An in-depth study of the features of the material composition, texture-structural features, physical-mechanical and chemical properties of ores with the use of a complex of modern mineralogical and analytical methods, and new knowledge in the field of crystal chemistry, crystallophysics, mineralogy and technological experiment allow us to talk about the mineralogical and genetic nature of the technological properties of minerals and ores.*

Углубленное изучение особенностей вещественного состава, текстурно-структурных особенностей, физико-механических и химических свойств руд (ПИ-МС) с привлечением комплекса современных минералогических, аналитических и физических методов анализа, творческое использование достижений и новых знаний в области кристаллохимии, кристаллофизики, минералогии и технологического эксперимента по веществу в широком понимании позволяют говорить о минералого-генетической природе технологических свойств минералов (ТСМ) и в целом руд, показанных на схеме (рисунок).



Рисунок. Система природы технологических свойств минерала

**Методология ТМ** определяется зависимостью **технологических** свойств минералов (ТСМ) от их конституции и генезиса, обуславливающих определенную степень контрастности свойств срастающихся минералов, и возможностью их изменения под влиянием различных воздействий. Поэтому *позиции минералогии в обогащении руд определяются двойкой их природой*: с одной стороны, взаимосвязью их с генезисом, конституцией и морфологией минералов, с другой – изменением морфологии, конституции и, как следствие, природных свойств их при рудоподготовке и обогащении. Это требует познания природы минералов на уровне «микромира», так как по мере изменения их природной гранулометрии и степени дефектности кристаллической структуры многие **первичные свойства могут быть существенно изменены**.

Развивая идеи Н.П. Юшкина о взаимосвязи между минералом и минералогенетической средой, следует считать их во многом общими и в технологической системе. Они подразделяются на:

а) *энергетические*, обеспечивающие обмен энергией при структурных преобразованиях индивида,

б) *вещественные*, связанные с поступлением из среды в минеральный индивид, обеспечивающее его рост или, наоборот, разрушение индивида и удаление вещества из минерала в среду;

в) *информационные* – передача особенностей структурной организации вещества и энергии от среды к минералу и обратно.

Опираясь на особенности вещественного состава, текстурно-структурных признаков, физико-механических и физико-химических свойств ПИ различных генетических типов, законы минералогии – инерции – минералогической «памяти», резонанса, информационные, учитывая взаимосвязи и во многом подобие между процессами минералообразования (преобразования) в Природе и Технологии, данные технологических экспериментов, мы формируем наши представления о ТСМ и особенностях их типоморфизма.

*Минеральный состав, текстурно-структурные признаки, физико-химические и механические свойства руд являются следствием определенных условий образования МПИ*, поэтому *технологические свойства руд* (дробимость и измельчаемость, раскрываемость срастаний рудных и нерудных минералов, эффективность сепарации измельченных продуктов) *находятся в прямой связи с их генезисом*. Измельченный материал, проходящий через различные технологические узлы, неоднороден по крупности, морфоструктурным характеристикам частиц (свободные частицы и сростки – природные и вновь образованные зерна и агрегаты переизмельченных частиц – флоккулы), составу, физическим и химическим свойствам. Это предопределяет эффективность процессов сепарации и качество технологических продуктов. При различных видах энергетического воздействия (как на минерал, так и среду) возможно направленно преобразовать ТСМ, выбрать оптимальный способ модификации, изменяя контрастность сепарируемых минералов и оптимизировав схему обогащения. Геолого-технологическое картирование МПИ на основе типоморфных признаков обогатимости минералов и руд обеспечивает управление процессом обогащения и прогнозирование их технологических показателей. Новые подходы к изучению и оценки комплексности вещественного состава руд с учетом тонкого технологического эксперимента обеспечивают создание новых технологий их переработки и расширению областей использования.

ТСМ – плотностные, магнитные, полупроводниковые, люминесцентные, флотационные и др. – являются функцией конституции и генезиса, а потому «жизнь», начатая в геологических процессах, продолжается в технологических аппаратах. Это отражает двойкую природу ТСМ с локализацией информации на разных уровнях минералогической

«памяти» – морфологическом, структурном, изотопном, молекулярном, магнитном и т. п. Различия природных и техногенных условий связаны с масштабностью размеров, массой, временем, энергией процессов. Причем длительность природных процессов, которые формируют ТСМ, до установления термодинамического равновесия исчисляется тысячелетиями. Согласно принципу наследования структурных, вещественных и морфологических признаков минералов, их ТС потенциально проявляются в различных эволюционных рядах минералов (ассоциаций), отражающих непрерывное направленное развитие процессов минерагенеза (результат взаимодействия в различных энергетических полях минералов со средой). Этот принцип важно учитывать при разработке технологических процессов переработки и модифицировании минералов, руд; в управлении ими. *Однако природные и технологические процессы генетически существенно отличаются по кинетике и реакциям в связи с пространственно-временными закономерностями проявления.* В отличие от природных технологические процессы, обусловленные производительностью аппаратов, являются быстро текущими. Интенсивно разрушая естественную информационную структуру минерала, они медленнее передают ее новым продуктам процессов в более или менее сохранившемся виде, *продолжая минерагенез в ТСМ.* ТСМ формируются в единой геолого-техногенной системе (ЕГТС: МПИ – ОФ – хвостохранилище и отвалы пород).

**В онтогеническом подходе** заключен один из наиболее эффективных методов познания ТСМ (Григорьев, 1978). При этом **генезис руд проявляется в качествах минералов** – минералогических признаках, записанных в конституции, морфологии и свойствах минеральных индивидов и агрегатов, причем расшифровка его состоит в познании этих качеств – **телесном воплощении генезиса минералов**, включающем *собственно образование* (зарождение, рост, изменение вплоть до уничтожения), *способ образования* (физико-химический механизм генезиса) и *геологический процесс* (магматический, гидротермальный и др.). История минерала, «начинаясь обязательно с акта зарождения объекта, далее составляется из полного набора событий, когда-либо свершавшихся в «жизни» ... минеральных тел, индивидов и агрегатов, и не только в природе, а присоединяя к естественной истории ее продолжение – *технологические события в ходе добычи, обработки и переработки минералов, пока не наступит им конец*» (Григорьев, 1998). Повидимому, информация о технологических особенностях и свойствах минералов (руд) *потенциально накапливается* еще на разных этапах генезиса минералообразования в природе, а реализуется уже при техногенезе – в процессах рудоподготовки и обогащения «*процессов*» (Григорьев, 1988).

В настоящее время микромир стал основным источником открытий новых минералов, особенно сульфидов, простых веществ и т. п., а также особенностей преобразования минералов в природной технологии (при рудообразовании). На основании работ Н.П. Юшкина, А.М. Асхабова, В.Л. Таусона, А.Х. Туресебекова, О.Б. Котовой, Р.И. Конеева, В.И. Ревнивцева, В.А. Чантурии и многих других сегодня сформулированы основные положения наноминералогии. Это позволяет по-новому подойти к минералоготехнологической оценке комплексности, экологичности ПИ и отходов, разработке нестандартных методов их оценки, технологии добычи и обогащения, а также обеспечить разработку экономо-экологических технологий получения новых нетрадиционных видов сырья (цеолиты, сапонит, полевые шпаты, дистен, гранаты и др.), постоянно расширяя области их применения. С вовлечением в обогащение тонкодисперсных видов МС изменяется привычное представление о ПИ. В технологических схемах все большую роль начинает играть размерный фактор сосуществующих минералов. Наноразмерные технологии предполагают изучение и внедрение механизмов извлечения ценных компонент на

молекулярном, атомарном, электронном уровнях, когда появляется возможность управлять процессами на уровне формирования ПИ.

Исследование эволюции ТСМ и поведения техногенных фаз позволяет говорить о двух основных механизмах изменений – полиморфном и изоморфном. Наиболее четко оба механизма проявляются в противопоставлении именно в техногенезе с учетом иерархической систематики дискретного состояния вещества в ряду образований: *минерал* → *микроминерал* → *квазикристалл* → *фуллерен* → *аморфное вещество* → *коллоиды* → *наночастицы* → *кластеры*. Разработка и обоснование способов и методов направленного изменения природных свойств минералов с учетом размерного фактора позволят изменять не только обогатимость различных видов ПИ и отходов, но и создавать новые процессы извлечения компонентов, получать новые материалы.

УДК 669.162.12

**М.В. Иванова, Б.И. Пирогов, Ю.М. Астахова, Е.С. Броницкая**

Федеральное государственное бюджетное учреждение «Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья им. Н.М. Федоровского» (Роснедра), Москва, Россия, [margo\\_898989@mail.ru](mailto:margo_898989@mail.ru); [pirogov\\_bi@inbox.ru](mailto:pirogov_bi@inbox.ru); [astachova\\_j@mail.ru](mailto:astachova_j@mail.ru); [vims@df.ru](mailto:vims@df.ru)

## **ВЛИЯНИЕ МОРФОСТРУКТУРНЫХ ХАРАКТЕРИСТИК ЖЕЛЕЗНЫХ РУД ТОНОДСКОЙ ПЛОЩАДИ НА ПРОЦЕСС РУДОПОДГОТОВКИ**

*The mineral composition of fine-grained magnetite-muschketowite-hematite quartzite Tonodskaya area are discussed for the development of the gravity-magnetic processing scheme. Main attention is focused on the heterogeneity of metallic and nonmetallic minerals morphostructural characteristics correlating with their behavior in different separation types.*

Основной задачей технологических испытаний по железным рудам Тонода, проведенных в ФГБУ «ВИМС», являлось изучение их минералого-технологических характеристик, определивших технологические свойства минералов (ТСМ) и особенности неоднородности руд в целом. При этом проследим поведение минералов с учетом их генетической природы в различных технологических операциях как отражение закономерностей раскрытия минералов в системе процессов стадийной рудоподготовки и обогатимости руд с получением инструментальных данных по изменчивости ТСМ.

Объектами минералого-технологических исследований явились три пробы магнетит-мушкетовит-гематитовых кварцитов двух участков Тонодской площади – Язовского (пробы ТХ-1 и ТХ-2, север) и Чистого (проба ТХ-4, юг).

Руды, как правило, представлены неравномерно, тонко и неясно полосчатыми, плейчатыми, участками конгломератовидными типами текстур с проявлением неравномерных вкраплений агрегатов нерудных минералов разной гранулометрии (в виде пятен, шпиров, выделений очкового типа и др.). Значимые изменения текстуры руд претерпевают в связи с проявлением микротектоники, как пликативной, так и дизъюнктивной (катаклиз, микротрещиноватость, кавернозность, пористость), вплоть до образования рудных участков выщелоченного, порошкового сложения и проявления жил. Поэтому в рудах на макроуровне заметно прослеживается существенная неоднородность по



физико-механическим характеристикам, обусловленная неоднородностью их текстурно-структурных особенностей в целом, что необходимо учитывать как при рудоподготовке перед обогащением, так и при сепарации различными методами дробленого материала [Пирогов, 1982; 1985; 2016]. Структурные особенности руд на микроуровне также изменчивы весьма широко.

По данным минералогического анализа это нашло отражение на микроуровне в различии следующих морфоструктурных характеристик руд, а именно в:

- *изменчивости размеров индивидов и агрегатов*, как рудных минералов – магнетита и гематита, так и ассоциирующих с ними нерудных – кварца, плагиоклаза, слюд, амфиболов, хлоритов и других, которые значимо различаются по размерности выделений и характеризуются, с одной стороны, высокой степенью идиоморфизма кристаллов (зерен), с другой – существенным различием в размерах выделений, связанных с образованием различных видов псевдоморфоз замещения. С псевдоморфозами связаны, прежде всего, избирательность измельчения и переизмельчения минералов, а также формирование различных морфоструктурных типов техногенных частиц и агрегатов с резко отличными содержаниями железа;

- *особенностях типов сростаний* минералов (субидиоморфных, мирмекитовых, сложных и др.). При детальном изучении руд участков Язовского и Чистого было установлено, что они существенно различаются по характеру проявления различных типов сростаний рудных и нерудных минералов разного состава. Это четко отражено в диапазоне изменчивости размеров, морфологии, состава и взаимоотношений контактирующих минералов с учетом многоэтапности процессов минералообразования;

- *процессах мушкетовитизации и мартитизации* с образованием сложного типа сростаний за счет: неравномерного замещения (частичного или полного восстановления индивидов и агрегатов гематита до магнетита пластинчатого, шестоватого, скелетно-дендритного, мирмекитового облика) и образования более крупных зерен собственно вторичного магнетита скелетно-дендритного облика среди гематитовой массы в мушкетовите. В целом процессы псевдоморфизации минералов пары гематит-магнетит в рудах, приводят в конечном итоге к образованию неоднородных рудных зерен и агрегатов с изменяющимися природными и техногенными (приобретенными в процессе рудоподготовки и обогащения) свойствами: механическими, плотностными и др.;

- *псевдоморфозах* мелко- и тонкозернистого сложения как рудных, так и нерудных минералов, влияющих на резкое изменение физико-механических свойств по всем трем пробам руды.

Сопоставление данных химического анализа руд Тонодской площади позволяет четко отделить наиболее богатые по содержанию железа руды нижней части рудного горизонта (проба ТХ-1) от более бедных верхней части горизонта (проба ТХ-2) по Язовскому участку и руды со средним содержанием железа (проба ТХ-4) участка Чистого. Соответственно в ряду проб идет изменение  $Fe_{общ}$  (22,3→14,4→19,1 %) и  $Fe_{магн}$  (8,0→3,3→5,5 %). Среди нерудных компонентов преобладают соответственно в ряду  $SiO_2$  (51,4→58,0→55,3 %) и  $Al_2O_3$  (7,57→10,7→8,34 %), определяя в целом состав нерудных минералов.

Главными рудными минералами в пробах являются реликты первичного магнетита и вторичного – мушкетовит, а также первичного гематита, вторичного – псевдоморфного (мартита) и вторичного тонкодисперсного гематита из псевдоморфоз по силикатам.

Во всех трех пробах морфоструктурные характеристики гематита (удлинение, размеры зерен) существенно различаются, что необходимо учитывать при измельчении руд. Это по-разному сказывается на характере раскрытия их, особенно при переизмельчении зерен (агрегатов) в связи с формированием различных по размерам частиц, прежде всего, в тонких

классах продуктов обогащения, обуславливая их флокулируемость (совместно с переизмельченным мартитом).

Высокий уровень неоднородности руд по минеральному составу, текстурно-структурным признакам и физико-механическим свойствам, являясь следствием многостадийности процессов минералообразования, обуславливает целесообразность разработки многостадийной схемы их обогащения, которая обеспечивает при стадийном доизмельчением продуктов, обуславливая раскрытие природных сростаний минералов и трудных для сепарации сростков. Для выявления особенностей взаимосвязи вещественного состава руд с эффективностью процессов рудоподготовки было проведено изучение по классам крупности в гранулярном спектре, измельченных в шаровой мельнице проб до крупности 2-0 мм. Гранулометрический анализ проводился методом мокрой классификации с применением стандартного набора сит: 2; 1; 0,5; 0,2; 0,074 и 0,044 мм. При этом изучение в гранулярном спектре состава исходной пробы руды и продуктов дробления, измельчения, грохочения и классификации является одним из основных методов оценки процессов рудоподготовки. Удалось проследить, как неоднородность морфоструктурных характеристик собственно минералов (в том числе и псевдоморфоз) влияет на показатели раскрытия и особенности их обогатимости в каждом классе крупности измельченной руды.

Анализ полученных результатов показал, что:

- уже в самом крупном классе за счет процессов гравитации и полиградиентной магнитной сепарации с разной напряженностью магнитного поля получают разные по содержанию Fe концентраты, промпродукты (п/п), отвальные хвосты и шламы;
- с уменьшением классов крупности раскрытие рудных минералов возрастает за счет избирательности измельчения магнетита, гематита и нерудных минералов, что обусловлено изменениями размеров, морфологии и характера их взаимоотношений;
- в классах крупности  $-0,5+0,2$  и менее 0,2 мм наблюдается высокая степень зашламованности продуктов техногенными агрегатами частиц за счет флокуляции тонких частиц. Это связано с переизмельчением нерудных и частично рудных минералов (зерен), за счет наличия сложных псевдоморфоз и ложных типов сростаний на границе минералов, которые при дроблении и измельчении легко разрушаются. Это обуславливает необходимость введения операции дешламации методом гидроциклонирования. В то же время в классе крупности  $-0,5+0,2$  мм содержание железа будет существенно снижаться за счет проявления труднораскрываемых по морфологии богатых сростков, состоящих из игольчатых, тонкопластинчатых, скелетно-дендритовых агрегатов гематита при образовании сложных сростков с мушкетовитом с нерудными минералами;
- в классе крупности  $-0,074+0,044$  мм морфология частиц изменяется весьма существенно, так как именно в этой крупности гематит и магнетит раскрываются полнее, однако и здесь все еще встречаются сростки, требующие дальнейшего раскрытия;
- в классе крупности  $-0,044+0$  мм в пробах практически отсутствует магнетит, а рудный минерал представлен преимущественно гематитом.

При измельчении исходной руды и последующим доизмельчением каждого предыдущего класса, в различных классах крупности по-разному будет происходить раскрытие выделений гематита (зерен, агрегатов) и вторичного магнетита в сростаниях с различными нерудными минералами, что обусловлено сложной геолого-генетической природой минералообразования в системе осадочного – метаморфического-метасоматического – слабого гипергенного этапов на фоне разнообразных тектонических проявлений в рудах (трещиноватость, микроблочность, микроскладчатость и др.).

Как показывает практика обогащения руд, минералого-технологические процессы преобразования минералов вслед за природой будут продолжаться в разнообразных

техногенных операциях при обогащении, в том числе и при рудоподготовке в процессе дробления и измельчения. В результате формируются как достаточно хорошо раскрытые частицы, так и трудные для разделения сростки («плотные» – близкие к природным сростаниям и «рыхлые» – техногенные, сфлоркулированные агрегаты).

Таким образом, для руд Тонодской площади установлена необходимость тонкого их измельчения до крупности –0,044 мм для обеспечения необходимой степени раскрытия минералов. При этом трудность подбора грамотного выбора рудоподготовки объясняется, следующими факторами:

- высокой степенью неоднородности состава и морфоструктурных характеристик минералов в сростаниях (различная гранулометрия выделений рудных и нерудных минералов по всем трем пробам);

- текстурно-структурными характеристиками (сложные псевдоморфозы как рудных минералов между собой, так и с нерудными, структурные изменения на микроуровне, труднораскрываемые типы сростания: дендритовые, мирмекитовые);

- формированием сложных типов псевдоморфоз рудных и нерудных минералов (от мелко- до тонкозернистого сложения) и их сростанием между собой. На границах наблюдаются нередко ложные типы сростаний, которые легко разрушаются при измельчении, обуславливая высокий уровень ошламования фракций.

УДК 669.85/.86:622.79

**Г.И. Газалеева<sup>1</sup>, Е.Н. Левченко<sup>2</sup>, Е.В. Братыгин<sup>1</sup>**

<sup>1</sup> ОАО «Уралмеханобр», Екатеринбург, Россия, [umbr@umbr.ru](mailto:umbr@umbr.ru)

<sup>2</sup> Федеральное государственное унитарное предприятие «Институт минералогии, геохимии и кристаллохимии редких элементов ИМГРЭ», Москва, Россия, [levchenko@imgre.ru](mailto:levchenko@imgre.ru)

### **ВЫБОР СПЕЦИАЛЬНЫХ МЕТОДОВ РУДОПОДГОТОВКИ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ ТОНКОВКРАПЛЕННЫХ ТРУДНООБОГАТИМЫХ РУД, СОДЕРЖАЩИХ РЕДКИЕ МЕТАЛЛЫ**

*The article highlights the new procedure of choosing special methods of disintegration for very complicated rare ores. Especially, there is a complex approach to criteria of comparing different types of crushing machines. Criteria are as follows: degree of crushing, degree of grinding, degree of slime creation and the new creations criteria for selection. The procedure is tested on tantalium and zelestinium ore.*

Методы обогащения той или иной руды определяются её вещественным составом, размером вкрапленности, плотностью ценных и сопутствующих минералов, их технологическими свойствами и т. п. Процессы обогащения руд редких металлов имеют свою специфику. В связи с низким и комплексным содержанием редких металлов в рудах, высокими требованиями к качеству концентратов и необходимостью достижения максимального извлечения всех ценных компонентов технология их переработки очень сложна, трудоемка и затратна.

Существующие технологические схемы переработки редкометалльного сырья характеризуются большим количеством стадий, основными из которых являются дробление и измельчение руды, обогащение, химико-металлургическая переработка концентратов.

Сложность и изменчивость вещественного состава редкометалльно-редкоземельного сырья приводят к значительным осложнениям при переработке руд и, как следствие, к существенным потерям ценных компонентов и снижению качества конечных концентратов.

Рудоподготовка является одним из важнейших процессов в технологических схемах. Практика показывает, что в процессах первичной переработки 35–40 % потерь связано со сротками и 30–35 % – с тонкими частицами менее 40 мкм. Для того чтобы снизить эти потери при переработке тонковкрапленных руд без излишнего переизмельчения, неселективные традиционные процессы дробления и измельчения в щековых, конусных дробилках и шаровых мельницах должны быть оптимизированы и дополнены процессами селективной дезинтеграции.

В России и в мире в последнее время появились новые (назовем их специальными) методы и оборудование для дезинтеграции, которые позволяют селективно разрушать руды, избегая повышенного ошламования продуктов дробления и измельчения. К таким способам относятся в первую очередь виброинерционное дробление и дробление «в слое». Также современное ударное дробление и измельчение позволяют получать удовлетворительные результаты.

Разработана методика выбора специальных методов рудоподготовки при обогащении тонковкрапленных труднообогатимых руд, содержащих редкие металлы, защищена на Научном совете по методам технологических исследований (НСОМТИ) ФГБУ ВИМС и утверждена Федеральным агентством РФ «РОСНЕДРА».

Методика была разработана раздельно для коренных редкометалльных руд и руд коры выветривания и россыпей.

*Объектами экспериментальных исследований* являлись ниобиевые руды Вишневогорского месторождения (Южный Урал), тантал-ниобиевые труднообогатимые руды Зашихинского месторождения (Иркутская область), целестинсодержащие руды Верхнеустьевского месторождения (Тульская область) и титан-циркониевые пески Центрального месторождения (Тамбовская область).

*Результаты экспериментальных исследований и их обсуждение.* Физико-механические исследования включали изучение прочностных свойств руд редких металлов по традиционным российским и зарубежным методикам. Особенностью подхода к выбору критериев сравнительных технологических исследований режимов работы оборудования, используемого для специальных методов рудоподготовки, является его комплексность.

В первую очередь процесс дезинтеграции оценивался по традиционным показателям **степени дробления и измельчения**. Однако при этом гранулометрические характеристики исходного и конечного продуктов дезинтеграции строились до классов крупности менее 5 мкм. С этой целью наряду с традиционными ситовыми анализаторами использовались современные лазерные гранулометры, например, дифракционный лазерный анализатор размера частиц Helos-KR (Symptec, Германия). Одновременно такой расширенный гранулометрический анализ позволил определить в продуктах дезинтеграции сравнимых методов второй критерий оценки процесса рудоподготовки – **степень ошламования**. Ранее в различных источниках этот показатель определялся как содержание класса менее 50 (44) мкм. Применение лазерной гранулометрии и проведенные исследования позволили определить этот показатель как содержание не одного, а двух классов крупности: –50 и –5 мкм.

В качестве специального критерия для выбора методов рудоподготовки применительно к труднообогатимым тонковкрапленным рудам редких металлов предложен **критерий селективности**, основанный на определении степени раскрытия продуктов до и после дезинтеграции. Предложенный критерий селективности рассчитывается по формуле

$$L = Y_i \frac{N_{ik}}{N_{i0}}, \quad (1)$$

где  $N_{i0}$  – количество свободных зерен полезного минерала редких металлов, например пироклора, в заданном классе крупности исходного материала;  $N_{ik}$  – количество свободных зерен полезного минерала редких металлов в заданном классе крупности дробленого или измельченного продукта;  $i$  – заданный класс крупности (для руд редких металлов –2+0 мм);  $Y_i$  – выход  $i$ -го класса в дробленом (измельченном) продукте.

Для целестинсодержащих известняков Верхнеульевского месторождения характерно не только неравномерное распределение целестина, но и склонность к ошламованию. При дроблении и измельчении руды до полного раскрытия целестина (–0,14 мм) происходит образование большого количества (более 30 %) шламов, что отрицательно сказывается на дальнейших технологических операциях. Для снижения шламообразования в процессе рудоподготовки было испытано новое дробильно-измельчительное оборудование ударного типа.

Анализ гранулометрических характеристик материала технологической пробы до и после дробления и измельчения различными аппаратами до крупности –1мм показал, что при измельчении исследуемого материала на центробежно-ударной мельнице МД-7, выход класса –0,044 мм составил 9,4 % от исходного продукта. Изменилось распределение SrO по классам крупности с увеличением в классы –0,56+0,14 (с 8,89 до 27,47 %) и –0,14+0,044 мм (с 14,29 до 44,15 %) и уменьшением в класс –0,044 мм (с 31,31 до 9,92 %). Апробация методики была проведена на тонковкрапленных танталовых рудах Отбойного месторождения и цирконийсодержащих рудах Алгаминского рудопроявления. Ниже приведены результаты апробации разработанной методики на танталовых рудах Отбойного месторождения. Исследования по подбору режимов работы дробилки КИД-300А проводились в трех режимах дробления. Степени дробления КИД составили: для режима № 1 – 10,4; режима 2 – 12,0 и для режима 3 – 14,2. Исходя из наибольшей степени дробления в дробилке КИД-300А, наилучшим режимом является режим 3 – без поворота дебаланса и при скорости вращения конуса 1420 об/мин. Исследования по подбору режимов работы дробилки ДЦ-05 проводились в двух режимах: при скоростях вращения ускорителя 1050 и 1500 об/мин. Исследования на ИВВД типа LABWAL и прессе МС-500 проводились на минимальных режимах, исходя из легкой дробимости исследуемой пробы. Необходимо отметить, что гранулометрические характеристики, полученные после дробления на установке LABWAL и прессовании в матрице, практически идентичны. На рисунке приведены гранулометрические характеристики сравниваемого оборудования для селективного дробления. Расчеты степени дробления дробилки ДЦ 05 в различных режимах и ИВВД показали, что для ДЦ при скорости вращения ускорителя 1050 об/мин степень дробления составляет 9,0, а при скорости вращения ускорителя 1500 об/мин – соответственно 10,1. Степень дробления ИВВД равняется 10,8.

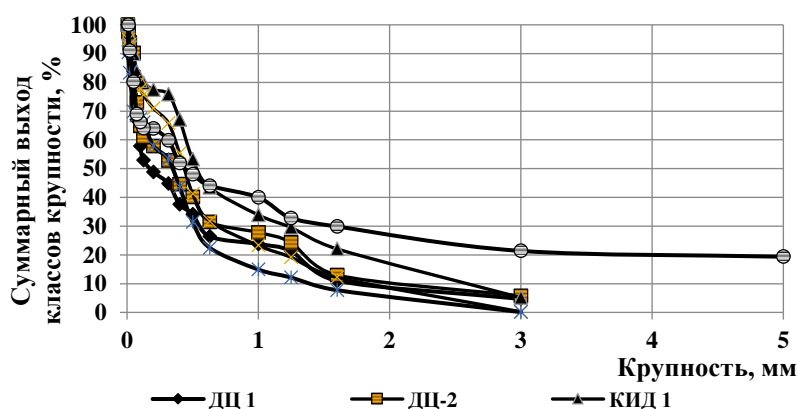


Рисунок. Кумулятивные гранулометрические характеристики продуктов дробления сравниваемых дробилок

Сравнение гранулометрических характеристик дробилок ДЦ-05, КИД 300А, LABWAL и пресса МС-500 и их степени дробления на танталовой руде Отбойного месторождения показывает значительное преимущество дробилки КИД-300А над остальными агрегатами селективного дробления по степени дробления. По представленным данным также определена наименьшая степень ошламования. Она оптимальна для дробилки ДЦ, содержание фракции менее 50 мкм – 12–14 %, 5 мкм – 2,1–2,6 %. Для КИД этот показатель по классу 5 мкм колеблется от 3,0 до 9,6 %. В таблице приведены результаты сравнения критерия селективности для оптимальных режимов дробления различных аппаратов.

Таблица

Сравнение критерия селективности различных дробилок

Режим	КИД, 1	КИД, 2	КИД, 3	ДЦ, 1	ДЦ, 2	ИВВД
Показатель селективности, ед.						
(критерий $L$ )	0,728	0,764	0,848	0,632	0,618	0,730

Апробация разработанной методики выбора специальных методов рудоподготовки при обогащении труднообогатимых руд, содержащих редкие металлы, на танталовых рудах Отбойного месторождения показала, что наилучшим аппаратом по степени дробления и селективности является конусная инерционная дробилка. Однако степень ошламования продукта дробления дробилки КИД, работающей в таком режиме, высока – 9,6 % содержания класса –5 мкм. По этому показателю лучшие результаты получены для дробилки ДЦ (2 % содержания класса –5 мкм), однако остальные показатели дробления у ДЦ низкие.

Таким образом, по комплексной совокупности показателей и на основании предложенной методики для танталовой руды Отбойного месторождения выбрана дробилка КИД. При этом получены следующие показатели: степень дробления – 12; критерий селективности – 0,764; содержание класса –5 мкм – 5,1 %.

УДК 622.344

**А.А. Плотникова<sup>1,2</sup>, В.И. Брагин<sup>1,2</sup>**<sup>1</sup> Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Сибирский федеральный университет», Красноярск, Россия<sup>2</sup> Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт химии и химической технологии СО РАН, Красноярск, Россия, [alena\\_plotnikova\\_0909@inbox.ru](mailto:alena_plotnikova_0909@inbox.ru)

## СВЯЗЬ ЖЕЛЕЗОСОДЕРЖАЩИХ ФАЗ С ТЕХНОЛОГИЧЕСКИМИ СВОЙСТВАМИ СВИНЦОВО-ЦИНКОВЫХ РУД ГОРЕВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

*The possibility of using the high-gradient separation method as a selection of the collective lead-zinc concentrate of the Gorevskoye ore is suggested. In this case, the magnetic product will be zinc concentrate, non-magnetic – lead.*

Свинец и цинк извлекают из руд нескольких промышленных типов. Наибольшее распространение имеют свинцово-цинковые и медно-свинцово-цинковые руды (полиметаллические) и свинцовые. В виду особенностей вещественного состава свинцово-

цинковых руд основным методом извлечения из них свинца и цинка является флотация. Процесс гравитации используется только в качестве предварительного обогащения. Метод магнитной сепарации используется только для извлечения цинка, представленного магнитным минералом – франклинитом.

На фабриках, перерабатывающих сульфидные свинцово-цинковые руды, основной является схема прямой селективной флотации. Схему с предварительной коллективной флотацией всех сульфидов и последующим разделением концентрата используют редко, так как сфалерит, сфлотированный в коллективный концентрат, покрыт собирателем и последующая его депрессия затруднительна (Алтын-Топканская фабрика, фабрика «Анаконда»). Из истории развития обогащения известно, что возможность флотационного разделения сульфидов свинца и цинка появилась при внедрении метода Шеридана – Гризвольда, основанного на совместном применении цианидов щелочных металлов и сульфата цинка. Использование токсичных цианидов создает угрозу загрязнения окружающей среды. Результаты многочисленных исследований, направленных на изыскание реагентов – заменителей цианидов, нашли в ряде случаев ограниченное применение из-за сложности вещественного состава руд. Однако до настоящего времени попытки полностью заменить цианиды при флотационной селекции полиметаллических руд не дали положительных результатов. В связи с этим проблема разработки эффективной, экологически безопасной технологии обогащения полиметаллических руд, обеспечивающей комплексное извлечение металлов, остается весьма актуальной.

Руды Горевского месторождения относятся к пирротин-сфалерит-галенитовому минеральному типу с явным преобладанием свинца над цинком в соотношении 4:1. Основные рудные минералы представлены галенитом и сфалеритом. Отличительной особенностью руд является состав сфалерита, основными компонентами которого являются сера, цинк и железо, причем содержание Fe варьирует от 7,07 до 10,16 масс. %, в среднем составляя 8,31 масс. %. Анализ вещественного состава фабричного цинкового концентрата Горевского месторождения, проведенный на сканирующем электронном микроскопе TESCAN TИМА (Брно, Чехия), также показал, что для него характерно высокое содержание железа. По минеральному составу: цинк в цинковом концентрате представлен сфалеритом, свинец представлен галенитом, железо встречается в виде сидерита, пирротина, пирита. При этом сфалерит в цинковом концентрате в основном ассоциирован с галенитом, затем пиритом, пирротинном, кварцем и сидеритом. Сфалерит сам по себе в пробе богат железом, среднее содержание железа в нем 6,63 % масс., поэтому более 64 % всего железа приходится на примесь в сфалерите, также сфалерит находится в тесной ассоциации с пирротинном и пиритом, что дает вклад в общее содержание железа еще 17,16 и 4,56 % соответственно, основным карбонатом является сидерит, второй по значимости источник железа и составляет почти 13 %, другие сульфиды и силикаты дают менее 1 % от содержания железа.

Идея опыта сводилась к предварительной коллективной свинцово-цинковой флотации и последующему разделению коллективного концентрата на высокоградиентном магнитном сепараторе. Тем самым предполагается, что цинк, ассоциированный с минералами железа, будет переходить в магнитный, а свинец в немагнитный продукты обогащения

При проведении исследований, направленных на разработку режима коллективной флотации свинцово-цинковой руды, установлено, что коллективную флотацию следует проводить при содержании 100 % класса  $-0,074$  мм в исходном питании. В измельчение в качестве регулятора среды необходимо подавать кальцинированную соду, для сульфидизации подокисленного сфалерита – небольшое количество сернистого натрия (100 г/т), для активации свежобразованной поверхности сфалерита – медный купорос при расходе 300 г/т. Основную коллективную флотацию и дальнейшие три перечистки

коллективного концентрата проводили с бутиловым ксантогенатом, в качестве пенообразователя использовали оксаль Т-80. По данному реагентному режиму нарабатывали коллективный концентрат, содержание свинца и цинка в объединённом продукте составило 37,19 и 10,15 % соответственно. Далее коллективный концентрат подвергался предварительной десорбции реагентов и дефлокуляции путем пропарки в среде сернистого натрия (расход сернистого натрия 5 кг/т, температура 75°C, время пропарки 30 минут) и направлялся в цикл селекции. Селекция осуществлялась на высокоградиентном магнитном сепараторе с получением магнитного (цинковый концентрат) и немагнитного (свинцовый концентрат) продуктов. Перечистка магнитного продукта осуществлялась путем снижения напряженности магнитного поля в каждой стадии (три этапа). Перечистка немагнитного продукта осуществлялась в одну стадию путем повышения напряженности магнитного поля до 960 кА/м.

В результате магнитной сепарации получен свинцовый концентрат (немагнитный продукт) с содержанием Pb 68,24 % при извлечении 85,02 %. Полученный свинцовый концентрат по технологическим показателям выше, чем свинцовый концентрат, получаемый на Горевской фабрике при обогащении свинцово-цинковых руд по прямой селективной флотации. Извлечение Zn в цинковый концентрат (магнитный продукт) составило 68,81 %, при содержании 11,09 %. В свинцовый концентрат переходит сфалерит, находящийся в сростках с галенитом, сидерит отсутствует, породообразующая часть представлена кварцем (рис. 1, 2).

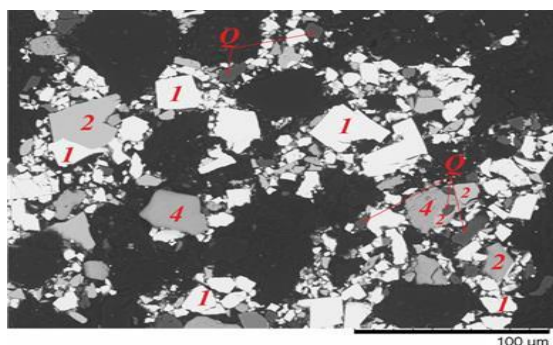


Рис. 1. Изображение СЭМ:

1 – галенит; 2 – сфалерит; Q – кварц; 4 – пирит

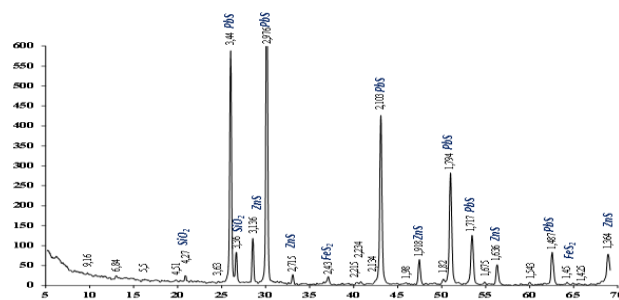


Рис. 2. Дифрактограмма немагнитного продукта ВГС (свинцовый концентрат)

Низкое содержание в цинковом концентрате (магнитном продукте ВГС) объясняется тем, что в него перешел железосодержащий сидерит, который представлен как в свободной форме, так и в сростках со сфалеритом. Присутствие свинца в цинковом концентрате (магнитном продукте ВГС) объясняется срастанием галенита с сидеритом и его нахождением в сложных сростках со сфалеритом и пиритом (рис. 3, 4).

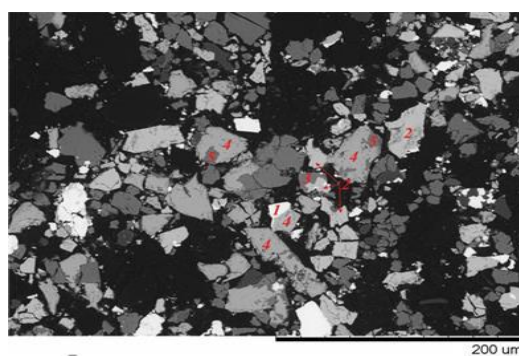
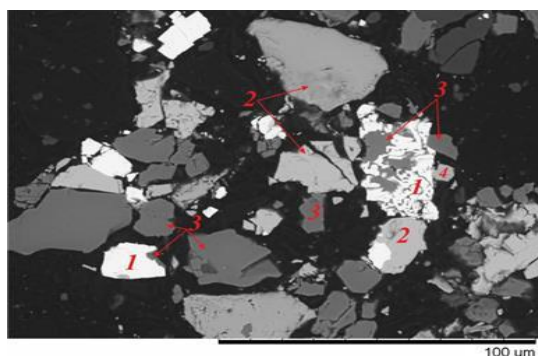


Рис. 3. Изображение СЭМ:

1 – галенит; 2 – сфалерит; 3 – сидерит; 4 – пирит; 5 – оксисульфат Fe



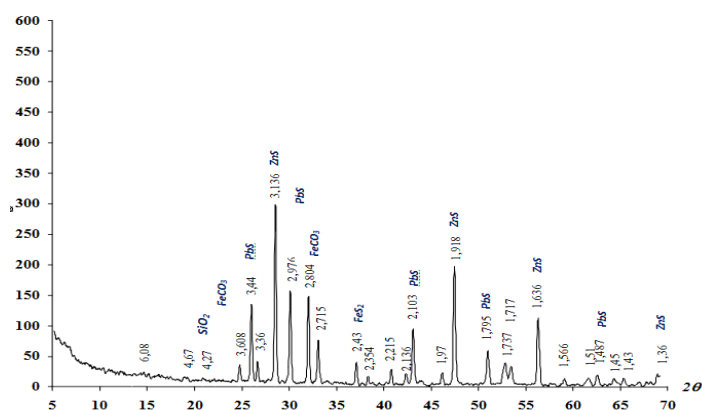


Рис. 4. Диффрактограмма магнитного продукта ВГС (цинковый концентрат)

Таким образом, метод высокоградиентной магнитной сепарации возможно использовать как способ селекции коллективного свинцово-цинкового концентрата, но для достижения оптимальных технологических показателей необходимо улучшение самого качества коллективного концентрата, а именно следует достичь увеличения в нем содержания цинка, поэтому возникает необходимость в проведении исследований для подбора оптимального реагентного режима основной коллективной флотации.

УДК 622.34:549

Т.С. Юсупов<sup>1</sup>, Е.А. Кириллова<sup>1</sup>, Л.Г. Шумская<sup>1</sup>,  
В.П. Исупов<sup>2</sup>, Н.З. Ляхов<sup>2</sup>, Н.Ю. Самсонов<sup>3</sup>

<sup>1</sup> Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт геологии и минералогии им. В.С. Соболева Сибирского отделения РАН, Новосибирск, Россия, [yusupov@igm.nsc.ru](mailto:yusupov@igm.nsc.ru)

<sup>2</sup> Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт химии твердого тела и механохимии СО РАН, Новосибирск, Россия, [isupov@solid.nsc.ru](mailto:isupov@solid.nsc.ru)

<sup>3</sup> Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт экономики и организации промышленного производства СО РАН, Новосибирск, Россия

## МИНЕРАЛОГИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОЦЕССОВ СТУПЕНЧАТОГО РАСКРЫТИЯ СРОСТКОВ МЕДНО-НИКЕЛЕВЫХ РУД\*

*The features of shock-disintegrative grinding of fine-grained copper-nickel ore for the purpose of selective disclosure of mineral joints and optimization of particle size distribution the before flotation enrichment are investigated. The regimes of high-speed impact effects are established, which allow sequential release of minerals from genetic associations of different composition and properties.*

Несмотря на значительные достижения в создании прогрессивных процессов и оборудования для рудоподготовки и минералургии труднообогатимого минерального сырья,

© Юсупов Т.С., Кириллова Е.А., Шумская Л.Г., Исупов В.П., Ляхов Н.З., Самсонов Н.Ю., 2017

\* Работа выполнена при финансовой поддержке проекта «Разработка теоретических и экспериментальных основ механохимических технологий обогащения и химической переработки тонковкрапленных, трудноскрывааемых руд цветных, редких и редкоземельных металлов АЗРФ» Программы фундаментальных исследований РАН № 32 «Поисковые фундаментальные научные исследования в интересах развития Арктической зоны Российской Федерации».

обогащение ряда генетических типов руд, особенно с тонковкрапленной минерализацией, характеризуется значительным недоизвлечением ценных компонент ввиду их потерь в сростках с породообразующими минералами и со шламовыми продуктами. Примером изложенного служит обогащение тонковкрапленных медно-никелевых руд Норильских месторождений. Так, на Галнахской обогатительной фабрике отходы флотации содержат 0.62 % Ni и 0.13 % Cu, а в хвостохранилище «Лебяжье» количество металлов платиновой группы достигает 1.5 г/т. Такие содержания металлов часто присущи исходным рудам и представляют интерес как объекты их извлечения.

В связи с ужесточением экологических требований разрабатываются решения по выделению концентратов с повышенным содержанием никеля с переводом в отвалы продуктов, в которых количество металла не превышало бы 0.9 %, в результате сокращается поступление серы в пирометаллургический процесс. Однако при этом возникает значительная проблема по доизвлечению никеля из хвостов обогащения в виде малосернистых продуктов, решение которой в значительной степени определяется освобождением сульфидов из состояния взаимности сростания. Важной задачей при раскрытии сростков механическими воздействиями является минимизация дефектообразования в кристаллической структуре поверхности минералов, т. е. реализация селективного, малодефектного измельчения, позволяющая сохранять градиент в смачиваемости минералов при их флотационном разделении.

В настоящей работе проанализированы возможности высокоскоростного и высокоэнергетического разрушения руд в дезинтеграторе со свободным ударом, эффективность которого показана на примере ряда руд и техногенного сырья, но применительно к тонковкрапленным и частично эмульсионным взаимопрорастаниям геоматериалов подобное разрушение еще мало исследовано.

Объектом изучения были выбраны медно-никелевые руды рудника «Маяк». Химический состав пробы, %: Ni – 1,17; Cu – 1,92; Fe – 17,33. Рудные минералы представлены пирротинном  $Fe_{1-x}S$ , халькопиритом  $CuFeS_2$  и пентландитом  $(Fe,Ni)_9S_8$ , количество которых составляет 10–12 %, в очень небольших количествах установлены сфалерит  $ZnS$ , макиновит  $Fe_{1-x}S$ , джерфишерит  $K_3CuFe_{12}S_{14}$  и пирит  $FeS_2$ . В состав породообразующих минералов входят хризотил  $Mg_3[Si_2O_5](OH)_4$ , лизардит  $Mg_3[Si_2O_5](OH)_4$ , смектит, слюды, полевые шпаты и кварц, сумма которых достигает 70 %.

Эффективность раскрытия минералов оценивалась по результативности флотационного обогащения как наиболее широко используемого метода концентрирования минералов, особенно сульфидных. При этом в качестве собирателя использовался бутиловый ксантогенат  $C_4H_9OCSK$  200 г/т, вспенивателем служила смесь моноэфиров полипропиленгликолей ОПСБ в количестве 100 г/т. Кислотность среды создавалась серной кислотой с  $pH = 4.5$ . Дезинтеграторное разрушение проводилось в сухом режиме как процессе, имеющем большие перспективы.

Изучались особенности разрушения исследуемой руды при скорости вращения роторов дезинтегратора 2400, 3600 и 7200 об/мин. Гранулометрический состав диспергированных продуктов показывает, что с повышением числа оборотов роторов и скорости свободного удара дисперсность повышается, увеличивается выход флотационных классов  $-0,071$  мм и  $-0,02$  мм. Однако в результате одноразового прохождения одинаковых проб через дезинтегратор остается повышенное количество класса  $+0,071$  мм, в котором сростки в нужной мере еще не раскрыты. Даже при 7200 об/мин данный показатель составляет 38.1 %. Также имеет место повышенный выход трудно поддающегося флотационной селекции класса  $-0,02$  мм.

В большей мере приближается к оптимуму грансостава для разделения флотацией последовательное доизмельчение крупных фракций до размеров  $-0,071$  мм при переходе к повышенной интенсивности разрушения, особенно при 7200 об/мин.

Учитывая изложенное, в дальнейших экспериментах по флотации применялась стадийная дезинтеграция с последовательным доизмельчением продуктов +0.071 мм в режимах более высоких разрушающих воздействий.

Флотации подвергались три продукта крупностью –0,071 + 0 мм, выделенных при скоростях ударов минералов о билы дезинтегратора 2400, 3600 и 7200 об/мин. Наиболее высокие показатели получены в результате обогащения фракций, выделенных при втором скоростном режиме.

Содержание меди в флотоконцентрате составляет 14,1 %, при извлечении почти 30 %, в исходной руде количество меди равно 1,93 %. Таким образом, реально при технологической целесообразности выделять отдельный концентрат с повышенным содержанием меди.

Количество никеля в данном концентрате также наиболее высокое из достигнутых в приведенных опытах и составляет 3,26 %, но извлечение не превысило 12,0 %. С учетом анализа рентгенограмм можно полагать, что наибольшее раскрытие сульфидов имеет место при втором режиме ударных воздействий.

Также эффективен режим разрушения сростков при скорости механических воздействий 7200 об/мин, при котором раскрываются оставшиеся наиболее бедные сростки всех имеющихся в пробе сульфидных минералов, в результате чего выделен наиболее высокий из сравниваемых экспериментов выход флотоконцентрата – 10.9 %. Хотя качество концентрата уступает выше приведенным продуктам, но достигнутые наиболее высокие извлечения Cu и Ni – 34,6 % и 21,4 %, подтверждают широкие возможности дезинтеграторного измельчения при раскрытии сростков.

Анализируя результаты флотационного разделения руды в зависимости от скоростных режимов дезинтеграции, следует выделить особо важный результат, согласно которому разрушение при наиболее высоко энергетических из сравниваемых воздействий, позволяет отделять хвосты обогащения с содержанием меди 0,15 % и выходом 51,1 % от всей рудной массы, что является наиболее важным достижением экспериментальных исследований.

Содержание никеля в отходах флотации не удалось снизить ниже 0,58 %, что объясняется нахождением его в упорных, механически не раскрываемых силикатных образованиях. Эффективной технологией извлечения цветных металлов из подобных геоматериалов является механохимическая активация с последующим автоклавным выщелачиванием.

Таким образом, используя последовательное энергонарастающее механическое нагружение перед флотационным разделением руды, получили следующие качественно-количественные расчетные показатели суммарного концентрата (таблица)

Таблица

Суммарные результаты флотационного обогащения медно-никелевой руды, измельченной при различных режимах

Продукты обогащения	Выход, %	Химический состав, %		Извлечение, %	
		Медь	Никель	Медь	Никель
Концентрат	21.6	8.03	2.65	90.36	45.76
Отходы (хвосты)	78.4	0.25	0.84	9.64	54.24
Исходная проба	100.0	1.93	1.24	100.0	100.0

Из сравнения показателей флотационного обогащения руды, полностью измельченной при режиме высокоскоростной дезинтеграции (7200 об/мин) и последовательным доизмельчением продукта + 0.071 мм при режимах повышенных механических воздействий, следует, что качество и количество концентратов достаточно близки, но при применении второго варианта представляется возможным получить часть флотоконцентрата с повышенным содержанием

меди и никеля. Использование второго варианта, как уже отмечалось, позволило выделить почти половину рудной массы с отвальным содержанием меди.

### **Выводы**

1. Показана высокая эффективность высокоэнергонапряженного измельчения в дезинтеграторе со свободным ударом при раскрытии тонковкрапленных минералов ценных металлов.

2. Применительно к медно-никелевым рудам Норильского месторождения изучена возможность селективного освобождения халькопирита, пирротина и пентландита из рудных сростков на основе изменения интенсивности механических воздействий регулированием скорости вращения роторов дезинтегратора. Экспериментально установлена возможность получения флотоконцентратов с повышенным содержанием меди и никеля при оптимальной скорости ударного воздействия.

3. Повышение механических нагрузок до определенной величины – 7200 об/мин – позволяет раскрывать сростки сульфидных минералов из наиболее сложных тонковкрапленных ассоциаций, в результате чего при флотационном обогащении представляется возможным повысить извлечение металлов и перевести в отходы более половины рудной массы в качестве отвальных хвостов с минимальным содержанием Cu – 0.15 % и небольшим количеством Ni – 0.58 %. Именно данные показатели являются основным достоинством дезинтеграции руды в режиме свободного удара.

УДК 553.41

**Д.О. Ожогин<sup>1</sup>, С.В. Дюжев<sup>2</sup>**

<sup>1</sup> ООО «Гриндфилд Консалтинг», Москва, Россия, [ozhogindenis@yandex.ru](mailto:ozhogindenis@yandex.ru),

<sup>2</sup> ООО «Научно-производственная геологическая фирма "РЕГИС"», Благовещенск, Россия, [dujev-s@pokrmine.ru](mailto:dujev-s@pokrmine.ru)

## **ТОНКОДИСПЕРСНОЕ ЗОЛОТО В РУДАХ ПРИАМУРСКОЙ ЗОЛОТОНОСНОЙ ПРОВИНЦИИ**

*In gold-sulphide and gold-sulphide-quartz ores of the Amur region significant amounts of gold is classified as fine particulate. This native gold micro-nanometer size, closely associates with sulfides.*

Приамурская золотоносная провинция расположена в Монголо-Охотской ветви Тихоокеанского рудного пояса и является одной из крупнейших в России, в состав которой входят россыпные и коренные месторождения золота. В настоящее время доминирует добыча золота из коренных месторождений (Степанов, 2013). Золотое оруденение относится к различным формациям (Степанов, Мельников, 2017): золото-кварцевой (месторождения Албын, Тарнах), золото-сульфидной и золото-сульфидно-кварцевой (месторождения Маломыр, Пионер), золото-серябряной (месторождение Покровское, Желтунак), золото-медно-молибден-порфиновой (месторождение Икан). В большинстве своем руды полиминеральные, отличаются сложными взаимоотношениями слагающих их минеральных агрегатов, одновременными минеральными ассоциациями и генерациями рудных минералов, формой нахождения золота и характером его распределения.

Промышленный интерес представляют в первую очередь золото-сульфидные, золото-сульфидно-кварцевые руды, потери золота при обогащении которых до сих пор остаются весьма значительными, а сами руды относятся к категории труднообогатимых. Установлено, что преимущественно потери металла связаны с тонкодисперсным золотом, имеющим размеры менее 0,1 мкм, тесно ассоциирующим с сульфидами, которое принято называть упорным или «невидимым».

Вопрос о форме нахождения тонкодисперсного золота в сульфидах возник в середине XIX века, когда появились предположения о существовании «невидимого» золота в минералах. Сегодня благодаря интенсивному внедрению в практику минералогических исследований прецизионных физических методов существует несколько точек зрения на форму нахождения золота в сульфидных минералах. Большинство исследователей основной формой нахождения тонкодисперсного золота в сульфидах считают самородное золото, присутствующее в виде самостоятельной фазы микро-нанометровой размерности.

В золото-сульфидных и золото-сульфидно-кварцевых рудах месторождений Маломыр, Пионер, Албын золото присутствует в кварце, слоистых силикатах, углеродистом веществе и в рудных минералах – преимущественно в пирите и арсенопирите разных генераций. Повышенные концентрации золота фиксируются практически во всех минеральных ассоциациях рудной стадии. В породообразующих минералах одновременно с видимым золотом присутствует самородное золото нанометрового размера, представленное несколькими морфологическими разновидностями. Преобладает золото пластинчатой формы в основном с неровными границами. Как правило, золото приурочено к ослабленным зонам в кварце – границам зерен, полостям, трещинам. В кварце руд месторождения Маломыр обнаружены дискообразные выделения самородного золота размером от 1 до 10 нм, образующие цепочки и хаотические скопления. Эти образования иногда в ассоциации с углеродистым веществом аккумуляровались в микротрещинах, по границам зерен и микроблоков кварца. В кварце также в ассоциации с графитизированным углеродистым веществом встречаются тонкодисперсные выделения золота округлой и слабо удлиненной формы. В слоистых силикатах золото локализуется непосредственно в них или между чешуйками иллита в основном в виде пластинок размером менее 1 мкм.

Максимальное содержание самородного золота отмечается в рудных минералах продуктивной ассоциации рудной стадии, в которых оно представлено преимущественно индивидуализированными зернами размером менее 100 нм. В рудах месторождений Маломыр и Албын золото приурочено к пириту или к границам зерен пирита и арсенопирита, имеет округлую изометричную или неправильную форму. Непосредственно в арсенопирите продуктивной минеральной ассоциации самородное золото встречается весьма редко, несмотря на то, что рентгеноспектральным микроанализом достаточно часто фиксируется его присутствие. Зерна золота в арсенопирите имеют неправильную округлую форму и приурочены в основном к интрарудным разрывам. Следует остановиться на локализации самородного золота на поверхности зерен пирита. Электронно-микроскопическими исследованиями на сколе зерен пирита обнаружены тончайшие округлые выделения, нередко приобретающие подобие огранки, микродифракционный анализ которых позволил отнести их к самородному золоту. Также встречаются неравномерно распределенные агрегаты самородного золота, сформированные уплощенными зернами, иногда кубической формы, тяготеющие к краевым зонам кубических кристаллов пирита. Самородное золото, наблюдаемое на поверхности зерен пирита, характеризуется относительно хорошей степенью раскристаллизации. Значительно реже фиксируются тончайшие островковые пленочные образования, размеры которых составляют первые десятки

нанометров. Методами просвечивающей электронной микроскопии обнаружены немногочисленные неоднородные выделения каплевидной формы, состоящие из мелких контрастных фрагментов размером порядка первых нанометров, нередко закономерно срастающихся и приобретающих подобие огранки.

Многообразие форм выделения самородного золота, характер его локализации и взаимоотношения с минералами указывают на то, что самородное золото представлено несколькими генерациями и, следовательно, может отличаться своими особенностями. Однако в целом следует считать, что тонкодисперсное самородное золото в пирите и арсенипирите в рудах месторождений Приамурья относится к упорному золоту, извлечение которого представляет определенные трудности и требует создания комбинированных технологий, предусматривающих гидрометаллургический передел (автоклавное выщелачивание) или биохимическое обогащение.

УДК 622.349.354

**Ю.М. Астахова, Е.Г. Лихникевич**

Федеральное государственное бюджетное учреждение «Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья им. Н.М. Федоровского» (Роснедра), Москва, Россия,  
*astachova\_j@mail.ru*

### **МИНЕРАЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ НИОБИЙ-РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ РУД, ОПРЕДЕЛЯЮЩИЕ НЕОБХОДИМОСТЬ ИХ ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПЕРЕДЕЛА**

*This study was undertaken to determine ores quality and technological properties as the basis for the enrichment processing scheme development, investigated the alkaline-acid processing of monazite, pyrochlore-krandallitovyh ores with variable ratio of phosphorus to pyrochlore minerals.*

Исследования по изучению редкометалльных и редкоземельных элементов при гидрометаллургической переработке были проведены на комплексных ниобий-редкоземельных рудах одного из месторождений Якутии. Результаты изучения вещественного состава руд и его взаимосвязь с технологическими свойствами положены в основу обоснования способов переработки сырья.

Руда отличается полиминеральным составом, высокой дисперсностью минеральных составляющих и их тесными срастаниями (рисунок), сформирована материалом переменного состава плотного, массивного и полосчатого сложения. Слоистость обусловлена чередованием очень тонких по мощности полос алюмофосфатного, пирохлорового, монацитового, каолинитового и сидеритового составов. Структура руд разномасштабная от мелко- до микромасштабной. В цементе также присутствуют в тесной ассоциации гидроксиды железа, ильменорутил, анатаз и другие минералы.

По минеральному составу руды относятся к пирохлор-монацит-крандаллитовому типу с высоким содержанием алюмосиликатов.

Редкометалльная (ниобиевая) минерализация в основном связана с пирохлором, содержание которого в рудах не превышает 2 %. Соотношение пирохлора и

фосфорсодержащих минералов (минералы группы крандаллита, монацит) варьирует в значительных пределах от 1:5 до 1:78.

Минералы группы крандаллита являются главными рудообразующими минералами. Крандаллит встречается в виде тонкодисперсных почти изотропных масс с редкими неравномерными включениями каолинита. Минералы группы крандаллита слагают основную массу породы и маломощные слои.

Переработка редкометалльных и редкоземельных руд, имеющих комплексный состав, с применением только традиционных методов глубокого обогащения не обеспечивает получения товарных продуктов высокого качества.

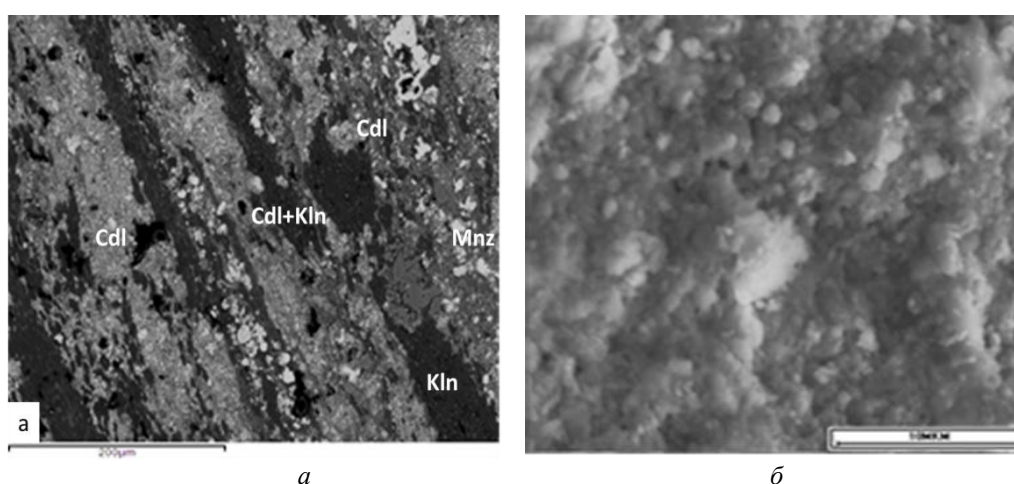


Рисунок. Характер взаимоотношений рудных и нерудных минералов в руде:  
а – изображение в обратно рассеянных электронах; б – РЭМ

Сложность получения пироклорового концентрата будет связана в первую очередь с размерами зерен пироклора и характером его срастания с другими минералами, главным образом минералами группы крандаллита, которые представлены землистым материалом, цементирующим и замещающим зерна пироклора, монацита, и других минералов. Высокое содержание каолинита, сидерита, слюд, также неблагоприятно повлияет на технологию глубокого обогащения.

С целью обесфосфоривания исходных проб, характеризующихся повышенным содержанием фосфора, и изучения возможности селекции ниобия и фосфора от редкоземельных элементов пробы были переработаны по щелочно-кислотной технологии, разработанной для руд Томторского месторождения (участок Буранный) (Лихникевич Е.Г., Петрова Н.В, и др., 1999). Главными операциями являются щелочное вскрытие исходной руды и последующее кислотное выщелачивание щелочного кека с переводом основной части РЗЭ в кислый раствор.

При обесфосфоривании наблюдается зависимость между содержанием минералов группы крандаллита и степенью извлечения фосфора в раствор, что связано с образованием при щелочном вскрытии, стронциевого гидроксида фосфата  $Sr_5(PO_4)_3(OH)_2$ , образующегося при разложении минералов группы крандаллита, препятствующего извлечению фосфора в раствор.

Содержание в рудах фосфорсодержащих минералов оказывает влияние на характер взаимодействия пироклора с раствором гидроксида натрия. Образующаяся при щелочном разложении фосфорсодержащих минералов (монацит + минералы группы крандаллита) фосфорная кислота связывает часть гидроксида натрия в  $Na_3PO_4$ , уменьшая тем самым концентрацию свободной щелочи в растворе и затрудняя разложение пироклора, он не

претерпевает изменений в полученных продуктах и остается в нерастворимом остатке при кислотном выщелачивании щелочного кека.

Предварительная щелочная гидратация руды обеспечивает выведение фосфора в голове процесса, а последующая кислотная обработка кека сопровождается дополнительным удалением фосфора и селекцией редкоземельных элементов и ниобия: последний в отличие от гидратированных оксидов РЗЭ не растворяется в минеральных кислотах и остается в нерастворимом остатке. При этом прослеживается определенная корреляция по извлечению в кислый раствор фосфора и общим содержанием в пробах фосфорсодержащих минералов. По мере увеличения в пробах содержания фосфорсодержащих минералов степень извлечения фосфора в кислый раствор возрастает.

Для руды отмечается высокая степень обогащения получаемых кеков от щелочно-кислотного вскрытия по кремнию, при обработке в агитационном режиме каолинит интенсивно взаимодействует с растворами гидроксида натрия с образованием труднорастворимых гидроалюмосиликатов натрия ( $\text{Na}_6[\text{AlSiO}_4]6 \cdot 4\text{H}_2\text{O}$ ), идентифицируемого рентгенографическим анализом, что препятствует переходу кремния в раствор. В то же время выбор способа последующей переработки ниобийсодержащих кеков на соответствующую ниобиевую продукцию (восстановительная плавка на феррониобий или глубокое разложение, например, сульфатизацией с получением  $\text{Nb}_2\text{O}_5$ ) зависит от содержания в них,  $\text{Nb}_2\text{O}_5$ ,  $\text{P}_2\text{O}_5$ ,  $\text{SiO}_2$ , строго лимитируемых техническими условиями на пироклоровые концентраты, используемые ферросплавной промышленностью.

Проведенные исследования по использованию для переработки ниобий-редкоземельных руд показали, что в целом минералогическая специфика руд определяет возможность получения комплекса ценных компонентов в виде продуктов требуемого промышленностью качества с высоким извлечением непосредственно методами гидрометаллургического передела. Анализ фазовых равновесий, протекающих при взаимодействии монацит-пироклор-крандаллитовых руд с растворами гидроксида натрия и минеральных кислот, установление свойств образующихся фаз и их количественное соотношение позволяют прогнозировать и реализовать условия, обеспечивающие оптимальные режимы переработки комплексных редкометалльных руд.

УДК 553.685:549.641.1(1-924.16)

**И.Г. Быстров, С.В. Соколов**

Федеральное государственное бюджетное учреждение «Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья им. Н.М. Федоровского» (Роснедра), Москва, Россия, [bysivg@gmail.com](mailto:bysivg@gmail.com)

## **МИНЕРАЛОГО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ТИТАНОМАГНЕТИТА ПЕРОВСКитОВОЙ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ АФРИКАНДА**

*In material are described the results of the complex mineralogical and technological study of the iron-titanium ore sample of the Afrikanda deposit in the section on the development of calcite-amphibole-dipsy rocks. The data obtained make it possible to predict the possibility of obtaining a conditioned titanomagnetite concentrate.*

Расположенное на Кольском полуострове месторождение Африканда является одним из крупнейших по ресурсам титана в РФ. Перовскит-титаномагнетитовая ассоциация



на месторождении входит в состав разных минеральных типов руд: пироксенитовых, оливинитовых, пироксен-нефелиновых и кальцит-амфибол-диопсидовых (Каледонский комплекс, 1965; Николаев и др., 2003). Одни типы этих руд характеризуются примерно одинаковыми содержаниями обоих полезных минералов, но чаще титаномагнетит количественно преобладает над перовскитом.

В ФГБУ «ВИМС» было проведено минералого-аналитическое и технологическое изучение железо-титановой пробы, отобранной на участке развития кальцит-амфибол-диопсидовых пород. Исследование её вещественного состава, продуктов классификации, магнитных и немагнитных фракций и полученных в процессе передела концентратов осуществлялось комплексом методов (микрорентгеноспектральным, рентгенографическим, оптико-микроскопическими и химическими).

Как показали наши исследования (Соколов, 2013, 2015), руда пробы отличается от всех ранее установленных на данном месторождении типов руд соотношениями слагающих её минералов: во-первых, резким преобладанием перовскита (65 %) над титаномагнетитом (7 %) и, во-вторых, пониженным суммарным количеством нерудных минералов, представленных амфиболом, титанитом, диопсидом, кальцитом, пектолитом, флогопитом (расположены в порядке снижения их содержаний).

Данные о химическом (элементном) составе слагающих пробу минералов и продуктов распада в титаномагнетите были получены на электронно-зондовом микроанализаторе JXA-8100 Superprobe, оснащённом EDS Link Pentafet с программным пакетом INCA-400. Эталонировка прибора проводилась по образцам сравнения, в качестве которых использовались синтезированные вещества и металлы, а также природные минералы строго определённого состава.

Результаты проведённого исследования свидетельствуют (Соколов, Быстров, 2016), что в руде пробы существуют две генераций титаномагнетита, которые различаются размерами и степенью идиоморфизма индивидов, величиной параметра  $a_0$  элементарной ячейки и химическим составом (табл. 1).

Таблица 1

Химический состав титаномагнетита и ильменита (средние значения, масс. %)

Число анализов	MgO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	TiO <sub>2</sub>	V <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MnO	FeO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Сумма	Количество примесей
Исходный титаномагнетит ранней генерации									
5	1,21	0,53	11,78	0,07	2,28	26,78	57,83	100,48	4,09
Исходный титаномагнетит поздней генерации									
3	0,78	0,24	6,86	0,08	1,74	29,42	60,36	99,48	2,84
Ti-содержащий магнетит (после распада)									
32	0,45	0,22	1,39	0,08	0,23	30,13	67,55	100,05	0,98
Ильменит									
12	3,90	0,00	52,51	0,09	5,26	38,15		99,81	

Характерной особенностью изученных титаномагнетитов является выявленное посредством электронно-зондового микроанализа гетерогенное строение. Оно обусловлено присутствием в каждой генерации крупных включений ильменита (достигают в поперечнике 0,20–0,55 мм) и широким развитием микрометровых продуктов распада многокомпонентного твердого раствора на основе магнетита. Подчеркнём, что матрица раннего протоминерала содержит больше выпавших в ходе распада фаз, имеющих несколько иной состав по сравнению с экссолютами, возникшими в поздней генерации.

Среди титаномагнетита первой генерации изредка встречались хорошо образованные кристаллы, а наиболее распространены субидiomорфные изометрично-округлые или обладающие нечетко выраженным октаэдрическим габитусом индивиды величиной от 0,5–0,7 до 1,8–2 см. Рентгенографический анализ показал, что они на 80–85 % состоят из Ti-содержащего магнетита (параметр элементарной ячейки его матрицы  $a_0 = 8,408 \pm 0.005 \text{ \AA}$ ), который включает продукты посткристаллизационного распада, представленные ильменитом (9–13 %) и промежуточной по составу между магнетитом и ульвошпинелью фазой (6–7 %) с параметром  $a_0$  8,44 Å. В очень небольшом количестве встречались также мельчайшие выделения шпинели, различающиеся по содержанию Mg, Al, Ti, Mn, Fe и Zn. Вследствие малого количества их не удалось диагностировать методом рентгенографии, как и определить точный состав на микроанализаторе, поскольку зонд постоянно захватывал вещество магнетита-хозяина.

Титаномагнетит второй генерации характеризуется разнообразной морфологией ксеноморфных зёрен, обладающих к тому же очень изменчивыми размерами (от 0,03 до 5 мм), однако, в целом, преобладают индивиды не более 0,4–0,5 мм. Обнаруженные в позднем титаномагнетите продукты распада относятся к тем же минеральным фазам – ильмениту (6–10 %) и «ульвошпинели» (4 %), параметр  $a_0$  которой равен 8,431 Å. Установленное значение  $a_0$  матрицы магнетита-хозяина ( $8,406 \pm 0,001 \text{ \AA}$ ) подтверждает приведённые в таблице 1 данные о пониженном содержании в его составе титана и других изоморфных примесей по сравнению с ранней генерацией минерала.

В рассматриваемых титаномагнетитах изредка встречались реликтовые участки, не содержащие экссолютов. В обеих генерациях минерала они показывают более высокие содержания почти всех примесных элементов и особенно титана. Однако матрицы Ti-содержащих магнетитов обеих генераций, сбросивших часть изначально входящих в их состав элементов в виде продуктов распада, отличаются низкими суммарными содержаниями примесей, но при этом обогащаются железом (табл. 1).

Из исходной рудной пробы путём сухой магнитной сепарации была выделена магнитная фракция. Материал её двух классов крупности ( $-0,2+0,1$  и  $-0,1+0,074$  мм), в которых доля раскрытых зёрен титаномагнетита составляла 67–88 %, был подвергнут мокрой магнитной сепарации. Выделенный титаномагнетитовый концентрат по данным химического анализа содержал 63,9 масс. %  $\text{Fe}_{\text{общ}}$  и 6,1 масс. %  $\text{TiO}_2$  (Иванков и др., 2015). Продукт с таким содержанием оксида титана не пригоден для производства чугуна в доменном процессе, и, следовательно, необходима его модификация с целью снижения  $\text{TiO}_2$  до 4–4,5 %.

Рентгенографический анализ показал, что в составе полученного концентрата, превалирует Ti-содержащий магнетит (84 %). Из других минералов титана (ильменита, «ульвошпинели», перовскита, титанита) существенно преобладает ильменит (6,5 %), на долю которого приходится более половины (3,4 %) установленного в концентрате  $\text{TiO}_2$ .

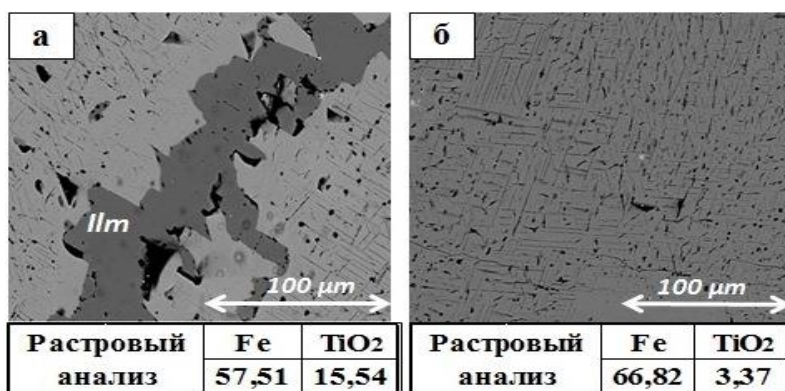
В связи с этим, мы использовали растровый рентгеноспектральный микроанализ, позволяющий учесть влияние микровключений продуктов распада на элементный состав титаномагнетита (Пирогов, Быстров, 2015). Из данных, полученных микросъёмкой участков минерала (табл. 2), следует, что в целом ряде случаев при размере исследованной площади менее  $0,01 \text{ мм}^2$  содержание  $\text{TiO}_2$  не превышает 4,3 масс. %.

Таблица 2

Результаты растрового сканирования титаномагнетита

Площадь анализа, мм <sup>2</sup>	Fe, масс. %	TiO <sub>2</sub> , мас. %
0,40	57,51	15,54
0,10	61,51	13,53
0,05	62,78	5,40
0,02	63,67	5,26
0,005	67,00	3,21
0,001	66,78	4,40

По содержанию титана в пределах выбранных участков титаномагнетиты можно разделить на 3 группы: высокотитанистые (содержат более 10 % TiO<sub>2</sub>), среднетитанистые с содержанием 5–10 % TiO<sub>2</sub> и низкотитанистые, в которых количество TiO<sub>2</sub> менее 5 %. Нередко такое различие обусловлено морфологической неоднородностью: крупные вростки ильменита, попадающие в анализируемый растр (рисунок, а), существенно увеличивают содержание титана в минеральном агрегате, в то время как тонкая сетка промежуточных по составу фаз серии магнетит-ульвошпинель не оказывает существенного влияния на содержание титана (табл. 1, рисунок, б).



*Рисунок. Морфоструктурные особенности отдельных участков титаномагнетита, отражающие принцип подхода к оценке технологических свойств магнетита: а – крупные вростки ильменита в матрице Ti-содержащего магнетита; б – сетка промежуточных фаз серии магнетит-ульвошпинель в матрице Ti-содержащего магнетита*

Приведённые данные свидетельствуют о высокой степени фазовой неоднородности титаномагнетита, которая обуславливает существенные различия в химическом составе как кристаллов/зёрен, так и их отдельных участков. В пределах отдельных зерен титаномагнетита можно проследить изменчивость технологических свойств частиц минерала (их размер и химический состав), получаемых при измельчении до классов крупности от 50 до 300 мкм. При подобном измельчении можно надеяться на разделение титаномагнетита и крупных вростков ильменита и тем самым понизить «титанистость» концентрата.

Результаты проведённого исследования позволяют надеяться на получение кондиционного титаномагнетитового концентрата.

УДК 620.179.152.1

**О.А. Якушина, Д.А. Кожевников, М.С. Хозяинов**

Государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования Университет Дубна, Дубна, Россия, [yak\\_oa@mail.ru](mailto:yak_oa@mail.ru); [d\\_kozevnikov@mail.ru](mailto:d_kozevnikov@mail.ru); [mkhoz@mail.ru](mailto:mkhoz@mail.ru)

Федеральное государственное бюджетное учреждение «Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья им. Н.М. Федоровского» (Роснедра), Москва, Россия

## **РЕНТГЕНОВСКАЯ (МИКРО)ТОМОГРАФИЯ В КОМПЛЕКСЕ МЕТОДОВ РЕШЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ЗАДАЧ**

*X-ray Computed (micro)Tomography for morphostructural study when testing mineral raw materials, disperse ores in the complex of laboratory physical methods as a routing one. The data obtained result in phase segmentation, ore and rock-forming minerals separation, raw matters quality prognosis being technological mineralogy tasks.*

При исследовании минерального вещества необходимо получать наиболее полные, объективные, достоверные данные о его морфоструктурных характеристиках, что обеспечивается применением комплекса физических методов исследования. В последние годы в России и мире в геонауках, в том числе в технологической минералогии стал активно использоваться метод вычислительной рентгеновской (микро)томографии,  $\mu$ СТ,  $\mu$ РТ (заметим, что томография немедицинского назначения развивается с конца 1980-х годов), чувствительность которого к локальным неоднородностям в десятки раз больше, чем радиографии. Метод сочетает недеструктивность, простоту процедуры и оперативность анализа с информативностью получаемых данных, минимизирует влияние человеческого фактора. Отсутствие пробоподготовки, недеструктивность и экспрессность анализа, т. е. без разрушения естественного состояния минералов, исследование тонкодисперсных, слабо окристаллизованных рентгеноаморфных фаз или с близкими оптическими характеристиками, – безусловное преимущество метода. При исследовании минерального состава могут возникать определенные трудности из-за сложности полиминерального состава изучаемых объектов, наличия в них тонкодисперсных и аморфных агрегатов, неоднородности зерен промышленно ценных минералов, близости физических свойств минералов, а ряд этих ограничений не влияет на анализ и его данные. Изменение значений линейного коэффициента отражения рентгеновских лучей (ЛКО) вещества на изображениях томограмм визуализируют характер распределения фаз и пустотное пространство в тонком плоском слое исследуемого объекта, по которым устанавливают их размеры и морфологию, т. е. позволяют получать данные о его морфоструктурных особенностях давать прогноз технологических свойств минерального сырья.

Эффективность анализа зависит как от характеристик прибора (источника рентгеновского излучения, вида и материала детектора; пространственного разрешения), так и алгоритмов расчета. Сегодня для исследования минерального вещества активно предлагаются различные марки, модели и серии томографов, производимые в разных странах мира. Высокое пространственное разрешение обеспечивают микрофокусные рентгеновские трубки на образцах размером, как правило, менее 10 мм; это подчеркивают приставкой «микро» в названии метода ( $\mu$ СТ, High-resolution XCT). Существует два методических подхода к анализу томографических изображений: 1) стандартная оценка

измерения плотности среды по шкале Хаунсфилда (HU) – по коэффициенту поглощения рентгеновского излучения структурами организма; 2) нами предложено использовать образец сравнения (обычно алюминий, его плотность наиболее близка к плотности силикатов и алюмосиликатов – основных минералов земной коры), тогда интерпретация проводится путем сопоставления экспериментальных и расчетных отношений линейного коэффициента ослабления рентгеновских лучей (ЛКО) определяемой фазы и образца сравнения (ОС).

Горные породы и руды, однако, оказались сложным объектом для исследования методом рентгеновской томографии, причины этого как в используемом немонохроматическом излучении, так и в сложном строении минеральных объектов: поликомпонентном и изменчивом реальном составе (изоморфизм, полиморфизм, микропримеси), микровключениях других минералов. Тем не менее в последние годы разные группы исследователей за рубежом и в нашей стране ведут активные разработки в области применения метода рентгеновской томографии как лабораторного метода исследования руд и горных пород в геологии и смежных областях знаний.

Методом  $\mu$ РТ были исследованы разные виды природного и техногенного минерального сырья. Проведенные работы показали возможность применения томографа в комплексе физических методов исследования для решения технологических задач. Приведем некоторые примеры. Были исследованы железные руды одного из отечественных месторождений. Установлено, что руда сформирована сложными тонковкрапленными агрегатами (размером 30–150 мкм, в среднем ~50 мкм), равномерно распределенными в алюмосиликатной матрице. В руде присутствует не менее 3–4 рудных и 5–8 породообразующих минеральных фаз, выделяющихся по ЛКО. Томограммы показывают, что титаномагнетит – это сложные магнетит-ильменитовые-ульвешпинелевые сростания. Преобладающие по массе фракции титаномагнетита в руде находятся в пределах класса крупности  $-1.5+0.5$  мм.

В начале лабораторных исследований марганцевых руд  $\mu$ РТ установлен характер взаимоотношения рудообразующих минералов: почти равномерная тонкая вкрапленность кварца и гидроксидов железа в марганцевом агрегате, что показало неприемлемость физических методов обогащения, поскольку характер взаимоотношения марганцевых фаз определил невозможность селективного разделения конкретных марганцевых минералов, учитывая близость их физических свойств. Визуально зерна рудных минералов во всех классах крупности выглядели однородными, но  $\mu$ РТ установлено, что это пирролюзит-псиломелановые агрегаты, причем на поверхности зерен в результате окисления образуется тонкая оболочка пирролюзита. Эти особенности строения влияют на технологические свойства руды.

Прогнозная оценка качества углей основана на изучении мацеральной и минеральной составляющих, последняя прежде всего отвечает за зольность и сернистость, определяя экологические характеристики угля. По данным РТ можно предварительно проводить типизацию углей и определять оптимальную крупность измельчения (по извлечению зольных микрокомпонентов), прогнозную зольность и сернистость (минеральная примесь). Приведем пример оценки обогатимости бурых углей витрен-кларенового литотипа. По данным оптико-минералогического и рентгенотомографического анализов мацеральная составляющая представлена двумя микролитотипами. На рентгенотомограммах четко выделялись два типа мацерал, значимо отличавшихся значениями линейного коэффициента ослабления рентгеновского излучения (ЛКО) в соотношении 2:1, фиксировалась микропористость углей, размер пор  $<0,001$  мм. Минеральные фазы были представлены кварцем, слоистыми алюмосиликатами, полевым шпатом, баритом, анатазом, сульфидами (пиритом, марказитом, пирротинном и ярозитом), их содержание не превышало ~25 %.

Сульфидная минерализация (в основном пирит) незначительна (0,06–0,1 %) и распределена крайне неравномерно. Органоминеральные сростки с рудными минералами практически отсутствовали в мелких классах и концентрировались в тяжелой фракции при содержании много меньше 1 %. Прогнозная зольность по рентгеномографическим данным, полученная путем расчета количества содержащихся минеральных фаз в мацеральной основе, составляла ~5,5 %. Две группы микролитотипов, отсутствие органоминеральных сростков органоминеральных сростков в материале крупностью менее 1 мм, средняя зольность не более 5,5 % указывают на среднюю степень обогатимости углей, приближающуюся к легкой.

Особое внимание уделяется переработке и использованию нетрадиционного и техногенного сырья (шлаки, окатыши, хвосты металлургического передела) как потенциального источника расширения минерально-сырьевой базы страны, а вовлечение их во вторичную переработку сокращает техногенную нагрузку на окружающую среду.

Для изучения адсорбционных свойств природного шунгитового сырья был применен метод  $\mu$ РТ. Углеродистое вещество присутствует в породах в тесной ассоциации с кремнистым материалом, и шунгитовая порода представляет интерес как комплексный сорбент, катализатор или носитель катализаторов. Методом РТ установлены особенности микростроения, характер и зональность распределения углеродистой и кремнистой составляющих: основная масса шунгита сложена углеродистым и кремнистым материалом, количественное соотношение которых непостоянно. По значениям ЛКО и характеру распределения в исследованных образцах выделяются 3–4 фазы. Четко различаются фазы углеродистого вещества и кварца, в исходной породе в незначительном количестве до 2 % присутствует пирит. Главными фазами являются углеродистое вещество и кварц, в незначительном количестве присутствуют зерна сильнопоглощающих минералов (до 1,0 %). Иногда в первичной породе наблюдаются прожилки углеродистого вещества до 100 мкм в поперечнике. Исследования термомодифицированных образцов шунгита показали, что повышение температуры обработки приводит к снижению в исследованных образцах содержания углерода и одновременно к возрастанию содержания оксидов кремния и алюминия. По полученным экспериментальным данным о фазовом составе и морфологии поверхности была предложена модель преобразования шунгитовой породы в процессе термомодификации.

При прогнозировании качества техногенного минерального сырья (шлаков, окатышей, лежалых хвостов металлургического передела) методом  $\mu$ РТ можно устанавливать гетерогенное строение основных рудных фаз и агрегатов, характер распределения и морфоструктурные характеристики, принимая во внимание их специфические особенности: макроскопическую однородность; нередко ультратонкие полиминеральные агрегаты, сростки со шлакообразующим материалом, что приводит к присутствию значительного количества рентгеноаморфных фаз; широко развитый изоморфизм минералов группы шпинелей, которые достаточно часто являются главными рудными минералами. Так, на томограммах железосодержащих шлаков были четко различимы эвтектические колонии, что является подтверждением одновременного присутствия магнетита двух разновидностей. Был дан прогноз технологических свойств, что использование физических методов обогащения будет неэффективным.

Будущее развитие метода связано как с совершенствованием аппаратной базы, в том числе совершенствованием сенсорной системы, конструированием микротомографов с камерой для моделирования различных температур и давлений и размерами рабочего поля для образца размером 10 см и более при пространственном разрешении на уровне микрометров, так и специализированным ПО. Совместно с сотрудниками ОИЯИ (Дубна) ведутся работы по совершенствованию детектора микротомографа MARS. Сегодня во всех серийно выпускаемых томографах приемник рентгеновского излучения – ПЗС-матрицы на

основе кремния. Применение гибридных пиксельных детекторов нового поколения с сенсором из более тяжёлых, чем кремний, материалов с возможностью счета отдельных фотонов расширит аналитические возможности РТ.

Проведенные работы показали возможность применения томографа в комплексе физических методов исследования для решения минералого-технологических задач.

УДК 669.713.17

### **И.Н. Размыслов**

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт геологии Коми научного центра Уральского отделения Российской академии наук, Сыктывкар, Россия, *z-project@bk.ru*

## **ПРЕДВАРИТЕЛЬНАЯ ОБРАБОТКА ЖЕЛЕЗИСТЫХ БОКСИТОВ С ЦЕЛЬЮ ИЗМЕНЕНИЯ МИНЕРАЛОГО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ**

*Methods of energy effects are promising for the transformation of minerals to modify their properties and redistribute the material composition in bauxites. We compared the use of thermal and radiation-thermal treatment of ferrous bauxites to change their magnetic properties, due to the transformation of weakly magnetic iron minerals to strongly magnetic ones. After radiation-thermal treatment the redistribute rare-earth elements on magnetic phases was observed.*

Дефицит запасов бокситового сырья делают Россию зависимой от его импорта. Значительная часть сырья представлена низкокачественными бокситами, которые усложняют технологии переработки. Наблюдается тенденция вовлечения в промышленные схемы некондиционного сырья и отходов, разрабатываются эффективные методы его утилизации.

Значительные запасы отечественных бокситов сосредоточены на месторождениях Тиманской бокситоносной провинции (Южный и Средний Тиман). Считается, что возраст бокситов среднедевонский. Бокситы преимущественно латеритного происхождения. Вежаю-Ворыквинское, Верхнешугорское, Восточное месторождения образуют Ворыквинскую группу и доведены до промышленного освоения. Глубины залегания бокситов Вежаю-Ворыквинского месторождения позволяют разрабатывать его открытым способом, что удешевляет стоимость добычи. В непосредственной близости к Вежаю-Ворыквинскому месторождению находится Верхнешугорское, что позволит сократить капитальные затраты связанные с его освоением.

Бокситы неоднородны по своему вещественному составу, что обусловлено протекавшими геологическими процессами. Среднетиманские бокситы по содержанию минералов железа делятся на маложелезистые (обелённые) и железистые бокситы.

Магнитная сепарация железистых бокситов осложняется высокой дисперсностью руды и слабой магнитной контрастностью минералов. Ведутся разработки методов изменения магнитных свойств минералов, когда слабомагнитные минералы железа (гётит, пирит) переходят (трансформируются) в магнитные (магнетит, маггемит).

Вежаю-ворыквинские бокситы (ожелезненные – гематит-бёмитовые) были подвергнуты высокоэнергетическим методам воздействия с целью трансформации слабомагнитных оксидов и оксигидрокидов железа в магнетит и маггемит. Мы применяли термическую и радиационно-термическую обработку с последующим рентгенофазовым

дифракционным анализом. Радиационно-термическая обработка осуществлялась потоком ускоренных высокоэнергетических электронов. Было установлено, что термическая обработка с температурой 600 °С и при часовой выдержке ведёт к полной диссоциации гётита и бёмита с образованием гематита и шпинелида  $\gamma\text{-Al}_2\text{O}_3$ . Между тем в результате термического воздействия магнитные свойства вещества боксита изменились незначительно, более того, магнитная восприимчивость в результате термической обработки уменьшилась.

Согласно термическому анализу в результате радиационно-термической обработки перестал наблюдаться эндотермический эффект на кривой нагревания, соответствующий гетиту, появились две новые фазы магнетит и маггемит, как следствие, средняя объёмная магнитная восприимчивость увеличилась примерно в 6 раз. Однако по химическому составу магнитная и немагнитная фазы отличаются незначительно относительно основных оксидов. Связано это в первую очередь со степенью срастания разных минералов, тонкими вкраплениями, взаимным прорастанием, а также с высокими величинами сил адгезии. В качестве методов дезинтеграции используются ультразвуковые методы, мокрая сепарация и др.

Относительно перераспределения редкоземельных элементов в результате термической и радиационно-термической обработки бокситов следует отметить, что после радиационного воздействия доля  $\text{CeO}_2$  в магнитной фракции (при умеренной напряженности поля, 320 кА/м и увеличении самой доли магнитной фракции с 18 до 80 %) заметно увеличилась. В результате термической обработки при тех же самых значениях магнитного поля доля  $\text{CeO}_2$  также возрастает, но падает доля в целом магнитной фракции. При увеличении значений напряженности магнитного поля доля  $\text{CeO}_2$  выше в немагнитной фракции. Возможно, в результате термообработки церий в большей степени связан с магнитными минералами и замещает часть атомов железа. В немагнитных минералах вероятно замещение цезием атомов алюминия.

Известен лазерный метод концентрации примесных минералов и элементов. При обработке маложелезистых бокситов доля титана на поверхности обработанных участков возрастает на порядок.

В заключение хотелось бы отметить необходимость продолжить экспериментальные изыскания в области применения энергетических воздействий на вещество боксита с целью изменения его технологических свойств и развития методов попутного извлечения редких и других ценных элементов в промышленных схемах глубокой переработки бокситового сырья.

УДК 549.742.112.086

**В.А. Рассулов**

Федеральное государственное бюджетное учреждение «Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья им. Н.М. Федоровского» (Роснедра), Москва, Россия, [rassulov@mail.ru](mailto:rassulov@mail.ru)

## **ОПТИЧЕСКАЯ СПЕКТРОСКОПИЯ МИНЕРАЛОВ ХАЛИЛОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ АМОРФНОГО МАГНЕЗИТА**

*As a result of the studies, differences in the optical characteristics of high-quality and low-quality amorphous magnesite and serpentine, the main interfering impurity in the photometric separation, are shown.*

Месторождения магнезиального сырья известны во многих странах мира. Основным минералом по распространению и наиболее широкому использованию является магнезит.



В значительных количествах магнезит образуется в процессе выветривания горных пород основного состава, а также в гидротермальных жилах, метасоматитах и метаморфитах. Самым распространенным типом промышленного сырья для получения магнезиальных продуктов для металлургии является кристаллический магнезит, на долю которого приходится около 70 % производства, и только 15 % приходится на аморфный скрытокристаллический магнезит. Дополнительно, по различным оценкам, из морской воды и рассолов получают около 15 % от всего объема производства магнезиальных порошков.

На Урале выявлено значительное количество небольших по запасам месторождений аморфного магнезита. Наиболее крупное – Халиловское – месторождение находится в районе г. Орска. Месторождение находится в западной части большого массива и представляет собой жилы различной мощности длиной до 10 м и шириной 0,05–1,0 м. Халиловский магнезит состоит из мельчайших кристаллов  $MgCO_3$  размером около 0,001 мм; магнезит пропитан аморфной кремнекислотой, содержание которой в отдельных местах доходит до 10–12 %. В результате в халиловском магнезите содержится значительное количество примесей кремниевой кислоты, а также CaO и двух- и трехвалентного железа. По данным химического анализа состав халиловского магнезита: 43,3–47,4 % MgO; 0,5–4,6 % CaO; 0,1–0,80 %  $Al_2O_3$ ; 0,02–4,70 %  $SiO_2$ ; потери при прокаливании 49,8–52,3 %.

В настоящее время при получении качественного аморфного магнезита используется ручной труд – рудоразборка, при которой куски магнезита менее 50 мм выбрасываются в отвал.

Спектры диффузного отражения давно применяются в обогащении полезных ископаемых, а в минералогии при изучении порошковых проб смесей с разным содержанием красящего компонента и при изучении в штучках различных горных пород.

Спектрометрия видимого света (VIS), излучения в ближней инфракрасной области спектра (NIR) и коротковолновой части инфракрасного (SWIR) является полезным методом для идентификации минералов, которые имеют характерные спектры на этих длинах волн. Это обусловлено тем, что спектр зависит от различных кристаллографических факторов и является уникальным для каждого минерального вида.

Метод измерения спектров диффузного отражения порошковых проб минералов и пород позволяет экспрессно получать информацию об их главных оптических характеристиках, что значительно облегчает их диагностику и позволяет в ряде случаев судить об основном составе и присутствии изоморфных примесей в минералах. Спектры диффузного отражения по положению полос поглощения и их интенсивности аналогичны спектрам плоского альbedo, регистрируемым дистанционными методами, поэтому служат основой для расшифровки, диагностики минералов и определения состава компонентов многофазных смесей.

Компания ASD Inc., PANalytical, является мировым лидером в области создания и применения высокоэффективных аналитических приборов, использующих гиперспектральные исследования в различных областях, включая поиск, разведку и обогащения полезных ископаемых. Компанией разработаны линейки анализаторов минералов TerraSpec 4, создана база данных минералов и программное обеспечение для минералогического анализа. TerraSpec 4 использует диффузное отражение в видимой, ближней и коротковолновой инфракрасных областях спектра (350–2500 нм) при измерении различных образцов при проведении минералогического анализа, проводимого при поисках, разведке и добыче полезных ископаемых.

Различия в оптических характеристиках аморфного магнезита и сопутствующих минералов находят применение при фотометрической сепарации.

С использованием спектрометра TerraSpec 4 проведены исследования аморфного магнезита и сопутствующих минералов. Основной мешающей примесью при получении качественного аморфного магнезита является серпентин.

На рисунке приведены спектры высококачественного и низкокачественного аморфного магнезита и серпентина Халиловского месторождения.

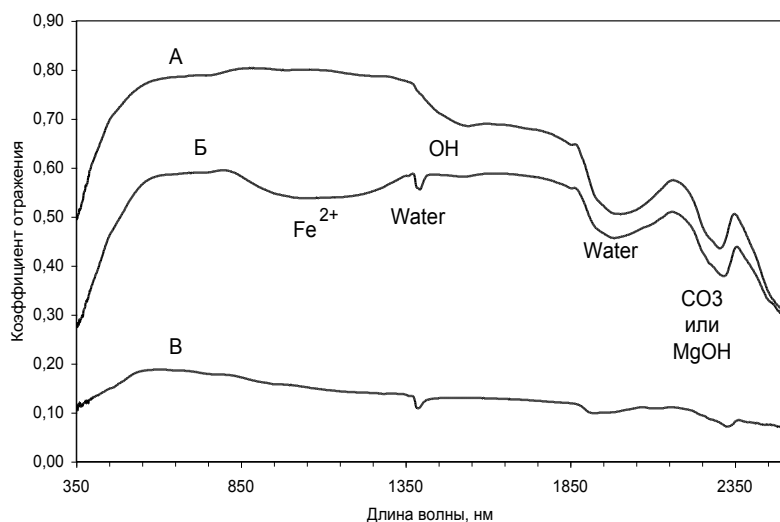


Рисунок. Спектры аморфного магнезита и серпентина Халиловского месторождения: А – высококачественного аморфного магнезита; Б – низкокачественного аморфного магнезита; В – серпентина

Высококачественный магнезит отличается высокой белизной и высоким коэффициентом отражения в видимой части спектра, в спектре низкокачественного четко выражены полосы, связанные с двухвалентным железом и водой. Серпентин отличается низким коэффициентом отражения.

В результате проведенных исследований выявлены различия в оптических характеристиках высококачественного низкокачественного аморфного магнезита, и серпентина, основной мешающей примеси при фотометрической сепарации.

УДК 669.213.1

Матушкина А.Н.<sup>1</sup>, Газалеева Г.И.<sup>1</sup>, А.М. Амдур<sup>2</sup>

<sup>1</sup> ОАО «Уралмеханобр», Екатеринбург, Россия, [umbr@umbr.ru](mailto:umbr@umbr.ru)

<sup>2</sup> Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования Уральский государственный горный университет, Екатеринбург, Россия, [engineer-ektb@rambler.ru](mailto:engineer-ektb@rambler.ru)

## ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ УКРУПНЕНИЯ ТОНКОДИСПЕРСНОГО ЗОЛОТА В КАРБОНАТНО-СИЛИКАТНЫХ РУДАХ

*Recovery of dispersed gold from ores & technogenic wastes is complicated. There were developed modes for ores heat treatment, containing dispersed gold particles, which lead to their coarsening. It enables to utilize traditional beneficiating methods.*

В последние годы предпринимаются усилия по созданию новых подходов к переработке упорных золотосодержащих руд: это СВЧ-нагрев, лазерное воздействие и другие. Все они основаны на следующем положении: чтобы извлечь дисперсное золото известными способами

обогащения, его частицы необходимо отделить от минерала-носителя и укрупнить. Для этого Au должно находиться в жидком состоянии, в котором кинетические коэффициенты больше, чем в твердом. Механизм укрупнения тонкодисперсного золота и условия его реализации слабо изучены, что затрудняет создание соответствующих технологий.

Целью работы является исследование и разработка процессов подготовки и обогащения продуктов, содержащих тонкодисперсное золото.

Объектом исследований являются упорные карбонатно-силикатные руды Воронцовского месторождения, содержащие тонкодисперсное золото.

Изучение форм и размеров тонкодисперсного золота в руде Воронцовского месторождения методом электронной микроскопии на растровом электронном микроскопе EVO-MA 15 показало, что содержание золота в частицах мало зависит от линейного размера (D) и площади для частиц крупностью более 2 мкм. При  $D < 2$  мкм содержание золота убывает с уменьшением размеров частиц. Следует отметить, что частицы золота размером менее 0,4 мкм имеют глобулярную форму, характерную для аморфной структуры. В микрочастицах увеличивается содержание примесей. Это согласуется с известным явлением глобулизации кристаллов для размеров частиц менее 1 мкм.

Аморфные вещества являются неравновесными фазами с повышенной термодинамической активностью. Амorfизация, как и плавление, является переходом «порядок – беспорядок», при котором утрачивается дальний порядок в расположении атомов. Поэтому теплоту амorfизации можно считать близкой теплоте плавления  $\Delta H_{ам} \approx \Delta H_{пл}$  или  $RT_{пл}$ . Для золота  $RT_{пл}$  составляет около 4 % от энергии химических связей. Повышение энергии Гиббса G на эту величину приводит к росту термодинамической активности «a» в экспоненциальной зависимости ( $\exp(\Delta G/RT)$ ).

Рассмотрим повышение термодинамической активности золота в результате диспергирования. Если моль вещества объемом  $V = M/\rho$  измельчить с получением условных частиц радиуса r, то будет создана новая поверхность величиной SV, на образование которой затрачена работа  $A = \Delta SV$ , а значит, на такую же величину увеличится термодинамический потенциал:  $\Delta G_0 = -A = \sigma SV$ . Если принять, что частицы имеют сферическую форму, то удельная поверхность S равна их поверхности  $4\pi r^2$ , деленной на объем  $V = (4\pi r^3)/3$ ,  $S = (4\pi r^2) / (4\pi r^3)/3 = 3/r$ , тогда

$$\Delta G_0 = -A = \sigma SV = 3\sigma M / \rho r. \quad (1)$$

Давление P паров, термодинамическая активность « $a_i$ » и соответственно равновесная растворимость, константы равновесия реакций K, в которых участвует дисперсное вещество, имеют экспоненциальную зависимость от потенциала  $G_0$ .

Следовательно, увеличение потенциала  $G_0$  на величину, определенную согласно формуле (1), приведет к росту перечисленных величин по уравнению  $\exp^{(3\sigma M / \rho r \cdot RT)}$  (далее  $\exp(3\sigma M / \rho r \cdot RT)$ ) в соответствующее число раз по сравнению со значениями для твердых веществ –  $K_0$ , например:

$$K / K_0 = a = \exp(3\sigma M / \rho r \cdot RT). \quad (2)$$

По результатам исследований установлено, что укрупнение тонкодисперсных частиц золота в твердом состоянии не происходит. Частицы золота микронного размера на поверхности образцов обнаружены с помощью растрового электронного микроскопа, если температура среды (1 100 °C) превышала температуру плавления золота (1 063 °C), но сохранялся пористый каркас. При температурах, превышающих температуру плавления золота и рудной части (1 300 °C), распределение золота резко меняется. На поверхности образцов наблюдали капли золота размером от 1 до 40 мкм и более, которых не было в исходной руде (рис. 1). В объеме образцов золото не обнаружено. Это свидетельствует о том, что оно концентрируется на поверхности.

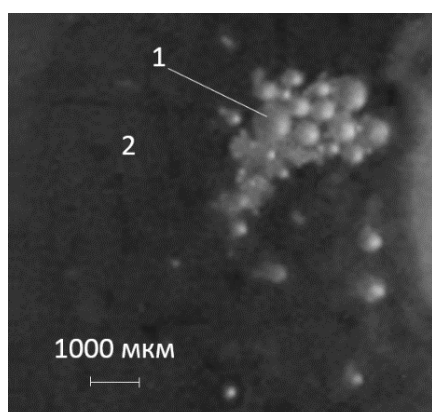


Рис. 1. Крупные капли золота на поверхности расплавленного образца карбонатно-силикатной руды Воронцовского месторождения после нагрева до температуры 1300 °С

Жидкость (капли золота), находящаяся в капиллярах (в порах горных пород), когда температура среды превышала температуру плавления золота, но сохранялся пористый каркас, может двигаться под действием термокапиллярного эффекта.

Поскольку поверхностное натяжение жидкости  $\sigma$  зависит от температуры, то в процессе нагрева возникает разность капиллярных давлений на торцах капли. По уравнению Лапласа для капиллярного давления  $\Delta P$  равно:

$$\Delta P = 2 \sigma \cdot \cos \theta / R, \quad (3)$$

где  $\sigma$  – поверхностное натяжение жидкости, Дж/м<sup>2</sup>;  $\theta$  – угол смачивания, град; R – радиус капли в капилляре, м.

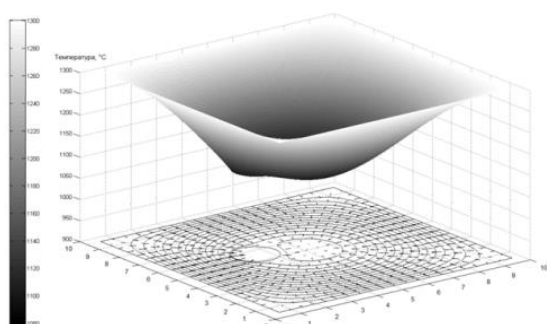


Рис. 2. Пространственная модель нагрева частицы золота в среде

С помощью разработанной модели с использованием пакета программ Matlab, вид которой представлен на рис. 2, установлено, что во всех средах в период нагрева имеет место градиент температуры по сечению как твёрдых, так и жидких частиц золота. Поэтому капли будут двигаться под действием термокапиллярного эффекта.

При расплавлении золота и рудной части капли золота флотируются пузырьками газов CO<sub>2</sub> и SO<sub>2</sub> – продуктами разложения карбонатов и сульфидов, содержащихся в руде. Экспериментально полученный фотоснимок, рис. 3 иллюстрирует флотацию в проведенных опытах.

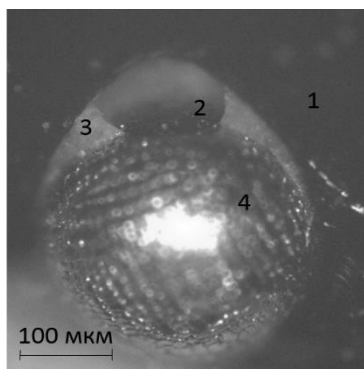


Рис. 3. Флотация капель золота пузырьками газа в оксидном расплаве при нагреве до температуры 1300 °С:  
1 – оксидный расплав; 2 – пузырёк газа;  
3 – оксидный расплав; 4 – капля золота

Анализ абсолютных величин поверхностных натяжений показал, что уравнение флотации для твёрдых тел подходит к системе капля золота – карбонатно-силикатный расплав, и схема натяжений не будет сильно отличаться от случая с твердым золотом (рис. 4).

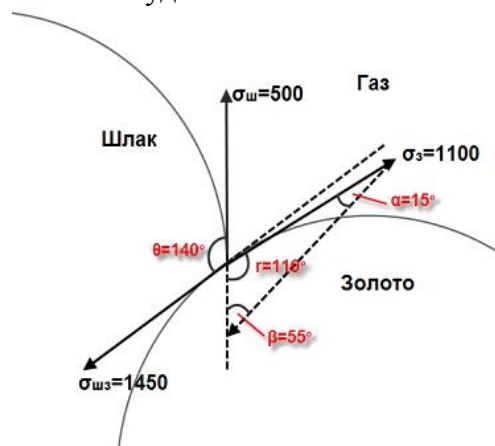


Рис. 4. Схема поверхностных натяжений на границе – капля золота – силикатный расплав – газ

Проведенные для нашего случая расчеты, когда в результате плавления Воронцовской руды образуется силикатный расплав, показали, что флотация капель золота выполняется для капель радиусом  $R = 1 - 100$  мкм. Изучение микрофотографий оксидного расплава после нагрева до температуры  $1300$  °С показало присутствие пузырьков радиусом  $750$  мкм, что достаточно для флотации самых крупных обнаруженных в наших опытах капель золота.

В ходе проведенных экспериментов по гравитационному обогащению на центробежном концентраторе Knelson KC-MD3 выявлено, что центробежное гравитационное обогащение исходной руды Воронцовского месторождения дает низкие показатели из-за упорности сырья.

Выход концентрата (тяжелой фракции) составил  $2,14\%$ , извлечение золота в концентрат –  $13,15\%$ . Была выявлена зависимость извлечения золота в гравитационный концентрат от температуры тепловой обработки пробы. Оптимальной температурой, при которой извлечение золота максимально, является  $1360$  °С.

С целью определения оптимальных режимов центробежной концентрации для обогащения продукта тепловой обработки был проведен полный факторный эксперимент ПФЭ  $2^3$ . С помощью полученных линейных уравнений (4) найден наилучший режим, обеспечивающий максимальное извлечение золота в тяжёлый продукт центробежной концентрации при заданном значении массовой доли золота в тяжёлом продукте концентрации ( $y_1 = \beta_{Au}$ ,  $y_2 = \epsilon_{Au}$ ).

$$\begin{cases} \epsilon_{Au} = 24,87 - 5,02 \cdot X_2 + 3,53 \cdot X_3 \rightarrow \max \\ \beta_{Au} = 8,45 + 3,4 \cdot X_1 = \text{const} \\ -1 \leq X_j \leq +1 \end{cases} \quad (4)$$

Оптимальными значениями факторов для получения максимального извлечения золота в концентрат  $33,7\%$  являются: расход разжижающей воды –  $4$  л/мин; ускорение центробежного поля –  $200$  м/с<sup>2</sup>. С целью проверки результатов прогнозирования предлагаемой схемы с тепловой обработкой и последующим центробежным концентрированием были проведены эксперименты в выбранных режимах. Результаты экспериментов приведены в таблице.

Результаты проверки прогнозных показателей  
на руде Воронцовского месторождения

Наименование продукта	Выход, %	Содержание Au, г/т	Извлечение Au, %
Концентрат	3,41	26,8	33,84
Хвосты	96,59	1,85	66,16
Исходная руда	100,00	2,70	100,00

Извлечение золота в концентрат составило 33,84 % против 33,7 % по прогнозу. Эксперимент подтвердил удовлетворительную сходимость прогнозных и фактических показателей. Также экспериментально доказано, что тепловая обработка карбонатно-силикатной золотосодержащей руды с последующим центробежным концентрированием позволяет повысить извлечение золота в концентрат с 13,15 до 33,7–33,8 %, более чем на 20 %.

УДК 622.7

**Г.П. Андронов, Н.М. Филимонова, Г.В. Митрофанов, А.Е. Таран**

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Горный институт Кольского научного центра РАН, Россия, Апатиты, [andronov@goi.kolasc.net.ru](mailto:andronov@goi.kolasc.net.ru); [filimonova@goi.kolasc.net.ru](mailto:filimonova@goi.kolasc.net.ru)

**РАЗВИТИЕ МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ  
ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ АО «СЗФК»  
С ПЕРСПЕКТИВОЙ КОМПЛЕКСНОГО ОБОГАЩЕНИЯ**

*The Hibinsky field apatite-nepheline ores Partomchorr is considered as perspective mineral resources of JSC SZFK. Laboratory researches on receiving an apatite concentrate are executed from kinds of ore with use of reverse water and the floatation reagents applied at the operating concentrating factory. The possibility of receiving a complex of concentrates is shown: titanium magnetite, nepheline, egrin and sfen.*

Хибинские месторождения (Кольский полуостров) апатитсодержащих руд группируются в пределах трех рудных полей: юго-западного, юго-восточного и северо-западного. Месторождение апатит-нефелиновых руд Партомчорр расположено в 30 км от месторождения Олений ручей, в северо-западной части Хибинского массива.

Обогатительная фабрика АО «Северо-Западная Фосфорная Компания» перерабатывает комплексные руды месторождения Олений ручей с получением апатитового концентрата и в дальнейшем нефелинового концентрата. Компания рассматривает месторождение Партомчорр в качестве перспективного сырья для пополнения минерально-сырьевой базы с учетом комплексного использования. Особенностью минерального состава руд месторождения является низкое содержание апатита и повышенное количество темноцветных минералов и нефелина. Апатит-нефелиновые руды Партомчоррского месторождения представлены широким спектром текстурных разновидностей в апатит-нефелиновых, сфен-apatитовых рудах и апатитсодержащих породах. По геолого-

промышленной классификации апатитовых месторождений Партомчорр относится к весьма крупным месторождениям с бедным, менее 10 %, содержанием  $P_2O_5$ .

Технологические испытания по обогащению руд месторождения Партомчорр проводились, начиная с 1977 года институтами Механобр, ГИГХС, а также Горным институтом КНЦ РАН с целью получения как апатитового концентрата, так и полного комплекса концентратов. В целом проведенные исследования показали возможность получения апатитового, нефелинового концентратов, а также сфенового, титаномагнетитового и эгиринового. При получении флотационных концентратов применялись реагенты, используемые в то время при обогащении апатит-нефелиновых руд. В связи с тем, что руды месторождения Партомчорр рассматриваются как предполагаемое сырье для обогащения на действующей фабрике АО «СЗФК», проведены исследования по обогащению проб основных типов руд месторождения, представляющих собой апатит-нефелиновую руду нижних горизонтов, сфен-apatитовую руду верхнего рудного тела и их смеси с использованием оборотной воды и реагентов, применяемых на фабрике. По содержанию  $P_2O_5$  6,6 % пробы относятся к бедной апатитсодержащей руде (рис. 1).

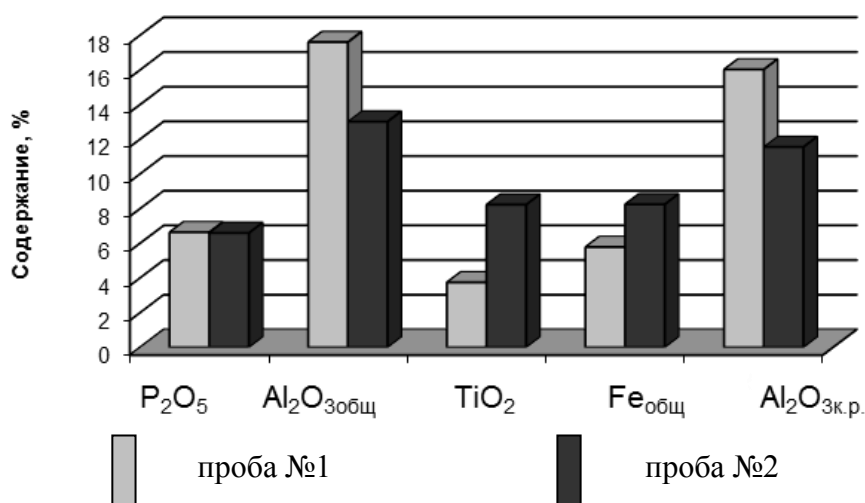


Рис. 1. Химический состав руд

После стадии рудоподготовки (дробление, измельчение) первостепенной задачей являлось получение апатитового концентрата. В процессе флотации апатита использовали реагентный режим: депрессор – жидкое стекло; фабричную собирательную смесь ФСС (3 и 4-компонентная) и модификатор, с корректировкой расходов в зависимости от минерального состава пробы. В состав трехкомпонентной собирательной смеси входили талловые масла, в %: МДТМ – 30, МСТМ<sub>л</sub> – 35 и МСТМ<sub>хв</sub> – 35. В четырехкомпонентной смеси наряду с таловыми маслами использовали реагент Фосфолан. Состав смеси: Фосфолан; МДТМ; МСТМ<sub>л</sub> и МСТМ<sub>хв</sub>. Флотацию апатита проводили на технической воде отстойника хвостохранилища обогатительной фабрики АО «СЗФК» в замкнутом цикле: основная (ОФ), контрольная (КФ) флотации и две перечистные операции. Результаты флотации представлены в таблице. Оставшиеся в хвостах после извлечения апатита основные минералы – нефелин, эгирин (пироксены), полевой шпат, сфен и титаномагнетит – могут в перспективе быть востребованы в промышленности.

Таблица

## Результаты флотации апатита

Продукты обогащения	Выход, %	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> , %	
		Содержание	Извлечение
Проба №1			
Апатитовый концентрат	14,8	39,69	89,0
Хвосты флотации	85,2	0,85	11,0
Исходная проба	100	6,6	100
Проба №2			
Апатитовый концентрат	14,9	39,15	87,7
Хвосты флотации	85,1	0,96	12,3
Исходная проба	100,0	6,65	100,0

Для комплексного обогащения хвостов апатитовой флотации использовали флотацию и магнитную сепарацию.

Две стадии магнитной сепарации при напряженности магнитного поля  $8,0 \cdot 10^4$  и  $4,8 \cdot 10^4$  А/м позволяют получить титаномагнетитовый концентрат с выходом 3,9 % (проба № 1), 9,3 % (проба № 2) при содержании 56,2–56,6 % Fe<sub>общ.</sub> (92–95 % титаномагнетита).

Выделение нефелина проводили методом обратной флотации, с концентрацией сфена и эгирина (темноцветных минералов) в пенном продукте.

В качестве собирателя использовали комплекс талловых масел при рН флотации =11,6. Ввиду того, что проба № 2 отличалась высоким содержанием темноцветных минералов, в частности сфена, при обратной флотации нефелина были испытаны несколько реагентных режимов, которые согласно ранее проведенным исследованиям, обеспечивают селективное разделение нефелина и темноцветных минералов: смесь талловых масел в определенной пропорции + полиалкилбензолсульфокислота; смесь алкилгидроксамовых и алкилкарбоновых кислот + жирнокислотный собиратель.

Полученный нефелиновый концентрат после флотации темноцветных минералов содержит остаточное количество эгирина. Необходимая операция для получения кондиционного концентрата в соответствии с ТУ – доводка магнитной сепарацией. Выход нефелинового концентрата составил 43,7 % (проба № 1); 31,5 % (проба № 2) при содержании 29,9–28,75 % Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> общ.

Для разделения коллективного концентрата (эгирина+сфен) использовался метод магнитной сепарации. При напряженности магнитного поля  $6,5 \times 10^5$  А/м в магнитную фракцию переходит эгирин. На второй стадии сепарации, при более высокой напряженности магнитного поля, в магнитной фракции концентрируется сфен. Выход эгиринового концентрата составил 17 % (проба № 1); 20,6 % (проба № 2) при содержании 46,5–47 % SiO<sub>2</sub>. Выход сфенового концентрата – 4,1 % (проба № 1) и 9,3 % (проба № 2) при содержании 34,1–36,2 % TiO<sub>2</sub>.

Общие хвосты, сбрасываемые в отвал, состоят в основном из шламов и немагнитной фракции стадии разделения эгирина и сфена. Выход общих хвостов составил 14,3–16,8 % от исходной руды.

Технологические показатели обогащения разновидностей руды имеют отличительные особенности. Выход апатитового концентрата практически равный, выход остальных, в виду характерного минерального состава, различен (рис. 2).



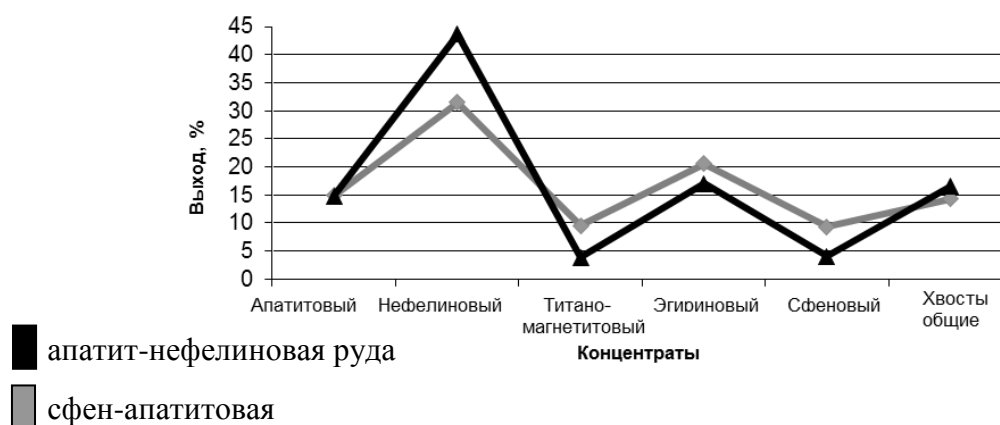


Рис. 2. Показатели комплексного обогащения

Таким образом, проведенные лабораторные исследования показали возможность получения кондиционных апатитовых концентратов по классической для апатитовых руд схеме, с использованием оборотной воды и флотационных реагентов, применяемых в настоящее время на действующей обогатительной фабрике.

В результате комплексного обогащения разновидностей апатит-нефелиновой руды месторождения Партомчорр – перспективного минерального сырья АО «СЗФК» – получены нефелиновый, а также титаномагнетитовый, эгириновый и сфеновый концентраты, удовлетворяющие требованиям соответствующих ГОСТов и ТУ.

УДК 549.211

**В.А. Чантурия, Г.П. Двойченкова, Ю.А. Подкаменный**

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр им. акад. Н.В. Мельникова РАН, Москва, Россия, [dvoigp@mail.ru](mailto:dvoigp@mail.ru)

### **КЛАССИФИКАЦИЯ МИНЕРАЛЬНЫХ ОБРАЗОВАНИЙ НА ПОВЕРХНОСТИ АЛМАЗОВ, НЕ ИЗВЛЕКАЕМЫХ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИМИ МЕТОДАМИ СЕПАРАЦИИ КИМБЕРЛИТОВЫХ РУД**

*A complex analytical researches established differences in the composition of mineral formations on the surface of natural diamond kimberlites intensively modified kimberlites in environment of occurrence and processing of diamond ores. The classification of mineral formations on diamonds, depending on their origin, properties and method of fixing on crystal surface.*

Высокая степень изменения основной массы труднообогатимых кимберлитов, связанная с содержанием вторичных минералов (до 80–90 %), приводит к снижению извлечения алмазов физико-химическими процессами и в том числе пенной сепарацией до 70–80 %, тогда как из кимберлитов с низкой степенью метаморфизма и содержанием вторичных минералов менее 50 % извлечение алмазов составляет 80–90 %.

Систематизация минеральных образований на поверхности алмазных кристаллов, а также их последующая классификация необходимы для обоснования и выбора технологии восстановления гидрофобных свойств алмазов перед процессами липкостной и пенной сепарации труднообогатимых кимберлитовых руд с высокой степенью метаморфизма.

Изучение морфологии поверхности исследуемых алмазов выполнено на сканирующем электронном микроскопе Jeol-5610, работающем в комплексе с анализатором INCA

На основе анализа полученных результатов показано, что у гидрофобных кристаллов алмаза поверхность достаточно однородная и практически не имеет макрообразований из других минералов. Поверхность гидрофильных кристаллов, наоборот, неоднородна по рельефу, имеет сколы, трещины и полости, в которых обнаружены макро- и микрообразования из Mg, Si, Ca, Fe и других элементов. Присутствующие на поверхности алмазов минеральные образования, характеризующиеся линейными размерами от 0,01 до 5 мм и толщиной от 5 до 350 мкм, классифицированы на 4 типа в зависимости от их состава и физико-химических свойств. Каждый тип диагностированных минеральных образований исследован методом сканирующей электронной микроскопии.

Результатами проведённых исследований в изученных образцах минеральных образований методом микрорентгеноспектрального анализа зафиксировано распределение кальцита ( $\text{CaCO}_3$ ) и в резко подчиненном количестве гипса  $\text{CaSO}_4 \cdot n\text{H}_2\text{O}$ . Кальциевые минералы встречается на поверхности исследуемых алмазных кристаллов, как в виде отдельных компактных образований, так и в виде равномерно распределенных пленок и микроглобул, где кальциевые минералы рассеяны совместно с силикатами (рисунок).

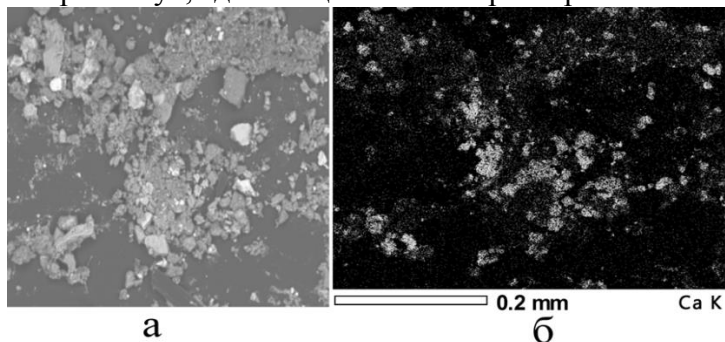


Рисунок. Изображения комбинации минеральных образований (а) и распределение кальция (б) на поверхности алмаза (кальций выделен белым цветом)

Особый интерес представляют результаты полуколичественного анализа весьма тонких (до 1 мкм) пленочных образований. Из диагностируемых примесей обнаруживается наиболее высокая поверхностная концентрация кальция (табл. 1). Отношение суммы магния, кремния и алюминия к кальцию не превышает 20 %. Такие результаты позволяют заключить, что тонкие пленки на поверхности алмаза имеют преимущественно кальций-карбонатный состав.

Таблица 1

Результаты анализа поверхностных пленочных образований на исследуемых алмазах

Элемент	C	O	Na	Mg	Al	Si	S	Cl	K	Ca	Fe
Массовая доля	62.0	28.9	0.6	0.8	0.1	0.7	0.2	0.3	0.0	6.2	0.1

На основании полученных данных впервые представлена классификация минеральных соединений на поверхности природных алмазов на 4 типа в зависимости от состава, свойств и способа их закрепления на поверхности кристаллов (таблица 2):

- первый, наиболее распространенный тип минеральных образований, характеризуется примазками породы на гидрофильной поверхности алмаза, представленной в основном адгезионно активными глинистыми образованиями типа серпентина;
- второй, менее распространенный тип минеральных образований, обусловлен примазками породы на гидрофобной поверхности алмаза, состоящей из различных минералов, обладающих повышенной гидрофобностью типа талька. Эти минеральные образования способны закрепляться на естественной или гидрофобизированной поверхности алмаза;

Таблица 2

## Состав и свойства минеральных образований на поверхности исследуемых природных алмазных кристаллов

Тип поверхностного минерального образования	Толщ., мкм	Лин. размер, мм	Минеральный состав			
			Карбонаты	Гидроксид железа	Слоистые алюмо-силикаты	Глины
1. Конгломерат (примазка) породных минералов на гидрофильной поверхности алмаза	<u>20–280</u> 145	<u>0,01–1,5</u> 0,44	<u>4–16</u> 8,8	<u>0,5–1,9</u> 0,91	<u>21–42</u> 29,6	<u>46–75</u> 54,4
2. Конгломерат (примазка) породных минералов на гидрофобной поверхности алмаза	<u>20–280</u> 145	<u>0,01–1,5</u> 0,44	<u>3–14</u> 7,3	<u>0,1–1,5</u> 0,73	<u>42–82</u> 59,6	<u>16–28</u> 21,5
3. Устойчивый сросток алмаза и породных минералов	<u>20–350</u> 198	<u>0,03–3,0</u> 0,88	<u>23–74</u> 47,1	<u>1,5–6,5</u> 3,72	<u>12–22</u> 17,1	<u>6–18</u> 10,8
4. Техногенное пленочное образование на поверхности алмаза	<u>5–30</u> 15,8	<u>0,03–5,0</u> 1,74	<u>53–91</u> 77,7	<u>1,5–4,5</u> 2,66	<u>3–12</u> 6,7	<u>3–12</u> 6,8

• третий тип минеральных образований на поверхности алмазов представляет собой механически прочный комплекс алмаз-гипергенно измененная порода за счет воздействия гипергенных факторов, определяемых в первую очередь глубиной залегания (при окислительном и карбонатном воздействии) или нахождением в зоне подземных водных потоков, насыщенных хлоридами и сульфидами щелочных и щелочноземельных минералов;

• четвертый тип минеральных образований на поверхности алмазов представляет собой тонкую пленку, образовавшуюся при кристаллизации карбонатных, гидроксид карбонатных, сульфатных и других солей из пересыщенных водных сред. Несмотря на малую толщину пленки, такие минеральные образования кардинально увеличивают гидрофильные свойства поверхности алмазов и снижают их способность извлекаться методами и пенной и липкостной сепарации.

УДК 528.93:553.3/4

**Е.Г. Лихникевич, Н.А. Пермякова, Н.А. Сычева, Ф.И. Отрубянников**

Федеральное государственное бюджетное учреждение «Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья им. Н.М. Федоровского» (Роснедра), Москва, Россия, [permyakovana@mitht.ru](mailto:permyakovana@mitht.ru)

**ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА  
ПИРОХЛОР-МОНАЦИТ-ГЁТИТОВЫХ РУД  
ЧУКТУКОНСКОГО РУДНОГО ПОЛЯ В РАМКАХ  
ГЕОЛОГО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО КАРТИРОВАНИЯ**

*A technological assessment of pyrochlore-monazit-goethite ores the Chuktukonsky ore field on the example of 30 small technological tests is given, features of their behavior in technological process and the nature of distribution of valuable and impurity components on repartition products are shown.*

В связи с регулярно возрастающими требованиями промышленности к полноте и комплексности использования сырья с целью выявления промышленной значимости,

вовлечения в разведку и освоения комплексных месторождений требуется выполнение достоверной и современной технологической оценки запасов, неотъемлемой частью которой является геолого-технологическое картирование.

Объектом исследования являются малые технологические пробы (МТП) пироклор-монацит-гётитовых руд Чуктуконского рудного поля. Основную часть руды составляют гидроксиды и оксиды железа и марганца. Гидроксиды железа диагностировали как гетит и гидрогетит, содержание их в МТП весьма значительно, представлены они в основном тонкодисперсной фазой и присутствуют в переменных количествах почти во всех минералах. Фосфорсодержащие минералы в основном представлены вторичными фосфатами в виде криптозернистой мелкочешуйчатой и тонкодисперсной массы, находящейся в тесном взаимопроращении с гетитом, гидрогетитом и другими минералами. Редкоземельные минералы – фосфаты редких земель (флорсенит, гоэцит, монацит) проявляются в виде тонкодисперсных образований среди гетита, гидрогетита и франколита. Пироклор присутствует в виде кристаллических зерен и в измененном диспергированном виде. Большая часть зерен кавернозна, трещиновата, пориста, имеет включения гидрооксидов железа, фосфатного вещества.

Исходя из того, что в руде МТП содержится значительное количество гетита и гематита, была оценена возможность использования для переработки МТП физических методов обогащения (гравитации, магнитной или электрической сепарации). Данные анализов МТП показали, что применение данных методов обогащения неэффективно, поскольку текстурно-структурные особенности руды (тонкая вкрапленность, переменный гранулярный состав и сложные сростания) не представляют возможности полного раскрытия ценных минералов.

Материал 30 малых технологических проб характеризуется значительными колебаниями содержаний оксидов ниобия (от 0,18 до 1,73 %), марганца (от 2,92 до 27,12 %), железа (от 31,80 до 68,52 %), РЗО ( $\text{La}_2\text{O}_3$  от 0,16 до 2,55 %;  $\text{CeO}_2$  от 0,34 до 3,33 %) и соотношений рудных и породообразующих минералов. 25 малых технологических проб представлены охристыми породами, характеризующимися высокими содержаниями железа (40–60 %) и марганца (10–20 %), одна проба представлена дезинтегрированными карбонатитами с высоким содержанием  $\text{CaO}$  (55,4 %), 2 пробы – бурые железняки (содержание железа варьируется от 68 до 71 %), 2 пробы глинистые с высокими содержаниями  $\text{Al}$ ,  $\text{Fe}$ ,  $\text{Mn}$ ,  $\text{P}$ . По соотношению в малых технологических пробах содержаний  $\text{Nb}_2\text{O}_5$  и  $\text{TR}_2\text{O}_3$  можно выделить существенно редкоземельные ( $\text{TR}_2\text{O}_3 > 1,5 \%$ ,  $\text{Nb}_2\text{O}_5 < 0,5 \%$ ) – 16 проб, ниобий-редкоземельные ( $\text{TR}_2\text{O}_3 > 1,5 \%$ ,  $\text{Nb}_2\text{O}_5 > 0,5 \%$ ) – 14 проб и существенно ниобиевые ( $\text{TR}_2\text{O}_3 < 1,5 \%$ ,  $\text{Nb}_2\text{O}_5 > 0,5 \%$ ) разновидности руд.

С целью оценки влияния вариаций вещественного состава руд на их технологические свойства и на распределение ценных и примесных компонентов проведена технологическая оценка в едином режиме по моделирующей гидromеталлургической схеме, включающей автоклавное выщелачивание (с последовательным повышением температуры) исходной руды ( $\text{C HNO}_3 = 20 \%$ ; 1-я стадия при  $t = 140 \text{ }^\circ\text{C}$ , 2-я стадия при  $t = 180 \text{ }^\circ\text{C}$ ;  $\tau = 2$  часа;  $\text{T}:\text{Ж} = 1:4$ ). Учитывая сложный минеральный состав изучаемых проб руды, в качестве вскрывающего реагента для гидromеталлургической переработки руд была выбрана азотная кислота, что определяется особенностями её взаимодействия с рудными минералами, обеспечивает эффективность и селекцию основных ценных компонентов ( $\text{Nb}$ ,  $\text{P}$ ,  $\text{Mn}$ , РЗЭ и  $\text{Y}$ ). Кроме этого, использование азотной кислоты в процессе вскрытия проб руды позволяет получить обесфосфоренные кислые растворы РЗМ, пригодные для последующего экстракционного передела.

По результатам технологических исследований установлено, что автоклавное азотнокислотное вскрытие с последовательным повышением температуры процесса обеспечивает селекцию РЗЭ от основной массы железа и фосфора: в раствор переходит не более 32–37 %  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  и не более 10–12 %  $\text{P}_2\text{O}_5$ . Вариации по извлечению РЗЭ (44,0–100,0 %) в

азотнокислый раствор для изучаемых проб связаны не только с влиянием минерального состава (наличие повышенного содержания железосодержащих минералов, капсулирующих фосфаты редкоземельных элементов и понижающих степень извлечения в раствор РЗЭ), но и с влиянием на показатели извлечения  $\Sigma$ РЗЭ соотношения соединений  $\text{Ce}^{4+}$  (нерастворимого в минеральных кислотах) и  $\text{Ce}^{3+}$ . Отмечается определенная корреляция между содержанием  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  в исходной пробе и его извлечением в раствор: с увеличением содержания  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  возрастает его извлечение в раствор. Дальнейшее повышение температуры до 200 °С обеспечивает наиболее полное протекание термогидролиза и концентрирование железа в нерастворимом остатке.

Ниобий практически полностью концентрируется в кеке от выщелачивания.

Марганец извлекается в азотнокислый раствор от 12,19 до 98,57 %, при этом для большинства проб извлечение марганца не превышает 30 %. Невысокое извлечение марганца может быть связано как с сорбированием его на поверхности гидроксидов железа, так и недоизвлечением из марганцевых минералов из-за величины окислительно-восстановительного потенциала при их гидротермальном вскрытии, а также образованием Mn-силикатов. Корреляционной зависимости между содержаниями в исходных пробах фосфора, железа, РЗЭ и извлечением марганца не установлено.

Таким образом, на 30 малообъемных технологических пробах изучены технологические свойства руд при гидрометаллургическом переделе, особенности их поведения в технологическом процессе, характер распределения ценных и примесных компонентов по продуктам передела.

Установлено, что по технологическим свойствам при извлечении РЗЭ и ниобия руды могут быть отнесены к одному технологическому типу, однако выделяются технологические сорта. При переработке руд с высоким содержанием железа и ниобия должны быть использованы более развернутые технологические схемы с введением дополнительных операций (очистка растворов, введение восстановителя с целью повышения степени извлечения марганца в раствор), изменением реагентных режимов кислотного выщелачивания с уточнением условий переработки ниобийсодержащих кеков.

УДК 553.461:549

**Е.А. Горбатова, И.В. Чепрасов, И.Г. Быстров, А.В. Иоспа, М.А. Некрасова**

Федеральное государственное бюджетное учреждение «Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья им. Н.М. Федоровского» (Роснедра), Москва, Россия,  
*lena\_gorbatova@mail.ru*

### **МИНЕРАЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ХРОМОВЫХ РУД ВЕРХНЕ-ПОГУРЕЙСКОГО РУДОПРОЯВЛЕНИЯ, ОПРЕДЕЛЯЮЩИЕ ИХ ОБОГАТИМОСТЬ**

*Chromium ores are characterized by a dense and medium-sized addition with a uniform distribution of phenocrysts. The  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  content is 29,0 %, and the chrome spinels – 49,0 %. The developed gravity-magnetic scheme of enrichment made it possible to obtain a chromite concentrate with a  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  content of 38,6 %, its yield was 57,9 %, extraction of  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  75,6 %.*

Хромовые руды Российской Федерации отнесены к остродефицитному стратегическому минеральному сырью. Минеральная сырьевая база хромовых руд

составляет 50,8 млн т запасов и 137,4 млн т ресурсов категории  $P_1$  и представлена бедными низкокачественными рудами со средним содержанием хрома 20–22 %, что не позволяет на современном этапе развития техники и технологии полностью обеспечить потребности России в хромовой руде (Государственный доклад, 2014). Расширение сырьевой базы страны возможно путем вовлечения в отработку новых перспективных рудопроявлений и внедрения прогрессивных подходов в обогащении хромовых руд.

Верхне-Погурейское рудопроявление хромовых руд локализуется в одноименном рудном поле, расположенном в центральной части Войкаро-Сыньинского гипербазитового массива в пределах Погурейского блока.

Рудопроявление хромовых руд площадью 0,1 км<sup>2</sup> представлено довольно крупной рудной залежью, вытянутой в субмеридиональном направлении. Мощность рудной залежи изменяется от 9,6 до 20,6 м, ее прогнозируемая длина ориентировочно составляет 150 м, глубина залегания до 70 м.

Залежь хромовых руд приурочена к полосе гарцбургитов, тектоническими нарушениями она ограничена с севера и юга и разделена на два блока со смещением в плане до 10–20 м.

Хромовые руды преимущественно по содержанию хромшпинелидов густо- и средневкрапленного сложения, по пространственному положению минеральных агрегатов – массивной и пятнистой текстуры.

Густовкрапленные руды характеризуются равномерным распределением агрегатов хромшпинелидов, встречаются отдельные участки линзовидной формы, сложенные хлоритом. Для средневкрапленной руды присуще равномерное распределение вкрапленников небольших зернистых агрегатов хромшпинелидов и их отдельных зерен в силикатах. Размер вкрапленности варьирует от 0,5 до 3 мм. Участками наблюдается сгущение вкрапленником с образованием обособлений в виде пятен руд массивной текстуры.

Строение руд по размеру зерен средне- и мелкозернистое, порфиоровидное. Для рудной части характерна гипидиоморфнозернистая структура. На фоне мелкозернистой массы нерудных минералов наблюдаются крупные порфиоровидные выделения хромшпинелидов. Обособления массивных руд (агрегатов) представлены крупными гипидиоморфными зернами с весьма небольшим количеством силикатных и карбонатных интерстиций. Силикатная часть руды имеет нематобластовое строение.

Руда низкохромистая, среднее содержание  $Cr_2O_3$  29,0 %. Следует отметить, что хром концентрируется в хромите, а также изоморфно входит в хлорит и везувиан, его количество достигает 1,84 и 0,55 % соответственно.

Хромовые руды на 49 % сложены хромшпинелидами, 42 % – хлоритом, 6 % – карбонатами, 3 % – форстеритом, везувианом и др.

Хромшпинелиды являются главными рудными минералами. Зерна имеют изометричную, округленную до неправильной форму. В агрегатах часто гипидиоморфные. Размер отдельных зерен достигает 1,08 мм, средний размер 0,72–0,86 мм.

Поверхность зерен хромшпинелидов бывает ровной, кавернозной, трещиноватой и ямчатой. Часто наблюдаются включения карбонатов и силикатов. Форма включений разнообразная от округлой до вытянутой, размер колеблется от 0,012 до 0,36 мм.

Агрегаты хромшпинелидов трещиноватые. По интенсивности трещиноватости выделяются две системы трещин. Первая система представлена пересекающимися трещинами под углом 90–95° (проявление спайности по (111)). Расстояние между трещинами в среднем составляет 0,06 мм. Трещины закрытые. Вторая система – пересекающиеся трещины под углом 85–95° с периодичностью повторения 0,2–0,66 мм. Трещины часто закрытые, их полости выполнены хлоритом. Мощность трещин достигает 0,024 мм.

Для хромшпинелидов свойственно неоднородное строение. По оптическим характеристикам в хромшпинелидах явно выделяются две зоны (рисунок). В проходящем свете хромшпинелиды средневкрапленных руд, а также периферическая часть и участки вдоль трещин рудных зерен густовкрапленных руд непрозрачны и выглядят черными. Центральные части зерен просвечивают желтовато-бурым цветом. В отраженном свете непрозрачные участки имеют светло-серый цвет, повышенное отражение, просвечивающие – серые, пониженное отражение.

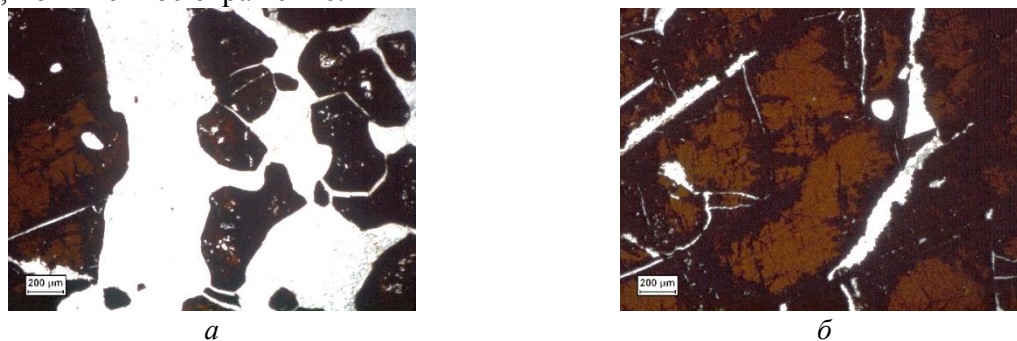


Рисунок. Разновидности хромшпинелидов:

*а* – переходная зона средневкрапленных руд от непрозрачных зерен к прозрачным;  
*б* – зональное строение зерен густовкрапленных руд. Прозрачный шлиф, николи параллельны

Зональность зерен минерала обусловлена присутствием нескольких минералов непрерывного изоморфного ряда, характеризующихся различными параметрами элементарной ячейки. Установлено, что в руде присутствуют два основных члена изоморфного ряда со значением параметра элементарной ячейки  $a = 8,283 \pm 0,001 \text{ \AA}$  и  $a = 8,305 \pm 0,001 \text{ \AA}$  и небольшая примесь минерала с параметром элементарной ячейки  $a = 8,237 \pm 0,001 \text{ \AA}$ .

Химический состав хромшпинелидов разных зон приведен в таблице. Внутренняя зона сложена хромпикотитом, промежуточная – железистым аллюмохромитом, а внешняя – железистым хромитом (Павлов Н.В. и др., 1968).

Таблица

Химический состав хромшпинелидов (рентгеноспектральный микроанализ)

MgO	FeO	NiO	MnO	CuO	ZnO	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
<b>Внутренняя зона</b>								
12,67	16,32	0,34	0,29	н/о	н/о	41,75	26,90	1,73
13,54	14,91	0,17	0,34	н/о	н/о	40,87	26,15	4,02
<b>Промежуточная зона</b>								
6,95	23,21	0,22	0,44	0,04	0,20	50,54	16,70	1,71
7,60	21,99	0,06	0,60	0,31	0,14	50,40	16,74	2,17
<b>Внешняя зона</b>								
3,68	26,04	н/о	1,06	0,00	0,00	59,92	4,47	4,84
5,31	24,86	н/о	0,58	0,00	0,00	57,36	9,47	2,43

Примечание: н/о – не обнаружен.

*Клинохлор* является преобладающим нерудным минералом. Основная масса клинохлора мелкочешуйчатая (0,012–0,24 мм), участками наблюдается образование листовых выделений. В густовкрапленных рудах он встречается в интерстициях между зернами хромшпинелидов и выполняет полости трещин. В средневкрапленных рудах клинохлор слагает основную массу руды и встречается во вкраплениях хромшпинелидов.

*Везувиан* представлен порфирированными образованиями, обрамляющими вкрапленники хромшпинелидов. Размер везувиана варьирует в широких пределах от 0,01 до 0,7 мм.

Исследованиями, проведенными на представительной выборке 50 штучков, отобранных от класса крупности  $-50+25$  мм, полученного после классификации исходного материала пробы, установлено отсутствие кусковой контрастности руды по содержанию  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ , в связи с чем не существует возможности получения отвальных хвостов или кускового концентрата надлежащего качества методами рентгенорадиометрической, фотометрической и тяжелосредной сепарации.

Разработана схема гравитационно-магнитного обогащения исходной руды с использованием в качестве основного оборудования концентрационных столов и электромагнитных сепараторов для доводки промпродукта стола крупностью  $-0,2+0,044$  мм, включающая следующие операции: стадийное дробление до крупности  $-2$  мм с поверочными операциями грохочения; измельчение руды до крупности  $-0,5$  мм в стержневой мельнице; классификацию измельченной руды на классы крупности  $-0,5+0,2$  мм и  $-0,2+0$  мм; гравитационное обогащение класса крупности  $-0,5+0,2$  мм на столе Holman; доизмельчение хвостов гравитационного обогащения до крупности  $-0,2+0$  мм; классификацию руды крупностью  $-0,2+0$  мм в гидроциклоне; гравитационное обогащение песковой и шламовой частей на столе Holman; доводку промпродукта гравитационного обогащения песков классификации на электромагнитном сепараторе 138-Т-СЭМ.

В результате гравитационно-магнитного обогащения получен хромитовый концентрат, содержащий 38,6 %  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ , выход его составил 57,9 %, извлечение  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  75,6 %. Отношение  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  к  $\text{FeO}_{\text{общ}}$   $-1,9$ . Содержание  $\text{Al}_2\text{O}_3$  в концентрате 15,7 %. При обогащении шламовой части был получен промпродукт содержащий 25 %  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ , с выходом 15 % и извлечением  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  75,6 %. Отношение  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  к  $\text{FeO}_{\text{общ}}$   $-1,8$ . Хвосты содержат 10,9 %  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ , при потерях на уровне 9,9 %. Выход хвостов составил 27,1 %. Полученный концентрат и промпродукт пригодны для выплавки высокоуглеродистого феррохрома марки чардж-хром. Для получения стандартного феррохрома необходима доводка концентратов по схеме, включающей их восстановительный обжиг и последующую магнитную сепарацию.

УДК 552.321:539.374.1

**В.И. Ростовцев, С.А. Кондратьев, И.И. Бакшеева**

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела им. Н.А. Чинакала Сибирского отделения РАН, Новосибирск, Россия, [benevikt@mysd.ru](mailto:benevikt@mysd.ru)

### **МОДИФИКАЦИЯ ДЕФОРМАЦИОННО-ПРОЧНОСТНЫХ СВОЙСТВ КЕРНОВЫХ ОБРАЗЦОВ ГРАНИТА ПРИ ИХ РАДИАЦИОННОЙ ОБРАБОТКЕ\***

*Modification of mechanical properties of granite-containing mineral materials by accelerated electron radiation enables to develop perspective efficient energy-saving ore-pretreatment processes and technological schemes to process complex ores and technological materials.*

В последние годы для направленного изменения свойств минералов широко используются радиационные, ультразвуковые, электрохимические, механохимические,

---

© Ростовцев В.И., Кондратьев С.А., Бакшеева И.И., 2017

\* Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда (проект № 15-17-10017).



плазменные воздействия на них. И если раньше эти методы рассматривались как экзотические, то в связи с началом выпуска промышленных электрохимических кондиционеров пульпы, плазмотронов, линейных ускорителей, ультразвуковых генераторов можно говорить о реальном внедрении новых экологически безопасных технологий в процессах первичной переработки труднообогатимых руд и угля сложного вещественного состава (Чантурия В.А. Инновационные процессы комплексной и глубокой переработки минерального сырья природного и техногенного происхождения // Горный журнал. 2015. № 7. С. 29–37).

Как показано в ряде работ, предварительная энергетическая обработка минеральных комплексов позволяет не только снизить затраты на измельчение, но и значительно повысить извлечение и качество концентратов. Высокая эффективность энергетических методов в процессах обогащения подтверждается исследованиями ученых Канады, Германии, Японии, ЮАР (Чантурия В.А., Вайсберг Л.А., Козлов А.П. Приоритетные направления исследований в области переработки минерального сырья / Обогащение руд. 2014. № 2. С. 3–9; Кондратьев С.А., Ростовцев В.И., Бочкарев Г.Р., Пушкарева Г.И., Коваленко К.А. Научное обоснование и разработка инновационных технологий комплексной переработки труднообогатимых руд и техногенного сырья / Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2014. № 5. С. 187–202; Чантурия В.А., Бунин И.Ж. Нетрадиционные высокоэнергетические методы дезинтеграции и вскрытия тонкодисперсных минеральных комплексов // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2007. № 3. С. 107–128).

В настоящей работе приведены результаты выполненных в ИГД СО РАН исследований по комплексному изучению деформационно-прочностных свойств керновых образцов гранита, обработанных пучком высокоэнергетических электронов. Граниты являются наиболее важными породами земной коры. Исследования гранитов представляют интерес, так как с этой горной породой связаны месторождения таких полезных элементов, как Sn, W, Mo, Li, Be, V, Rb, Bi, Ta, Au.

Экспериментальные исследования свойств гранита осуществлялись с помощью комплекса оборудования ИГД СО РАН для испытаний на разрушение при одноосном нагружении с определением акустических характеристик керновых образцов указанной горной породы по методике, приведенной в работе (Кондратьев С.А., Ростовцев В.И., Бакшеева И.И. Исследования прочностных свойств керновых образцов горных пород с применением их обработки пучком высокоэнергетических электронов // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2016. № 4 С. 168–176).

Обработка специально подготовленных керновых образцов гранита осуществлялась пучком ускоренных электронов на промышленном ускорителе ИЛУ-6 в Институте ядерной физики СО РАН в соответствии с заданными дозами при энергии электронов 2.4 МэВ.

Основные результаты исследований по влиянию обработки ускоренными электронами гранита на его механические и акустические свойства приведены в табл. 1, 2 и на фото. Изменения основных деформационно-прочностных характеристик, исследованных образцов гранита (табл. 1 и 2) свидетельствуют о модификации его структуры под действием обработки потоком ускоренных электронов. Об этом же можно сделать вывод с учетом анализа керновых образцов после разрушения, показанных на рисунке.

Анализ данных табл. 1 показывает, что обработка потоком ускоренных электронов кернов гранита изменяет его механические и динамические свойства. Увеличение поглощенной дозы до 10 кГр приводит к снижению предела прочности на сжатие с 68,33 до 35,08 МПа, а дальнейшее увеличение дозы до 20 кГр – к повышению предела прочности на сжатие. При этом изменяются модули деформации и упругости, а также коэффициент Пуассона. Если без обработки его значение составляет 0,2, то при поглощенной дозе 10 кГр – 0,26.

Таблица 1

Результаты механического и динамического тестирования кернов гранита, обработанных потоком ускоренных электронов

Номер образца	Величина Поглощенной дозы, кГр	Размер образца, $d \times h$ , мм	Механические свойства			Динамические свойства	
			Предел прочности, МПа	Упругие статические характеристики		Атмосферные условия	
				Одноосное сжатие	Модуль деформации, ГПа	Коэффициент Пуассона	Модуль упругости, ГПа
2	0	29,5×61,0	68,33	13,19	0,19	32,01	0,20
5	5	29,6×56,9	67,98	9,34	0,19	30,29	0,27
8	10	29,6×60,0	35,08	7,04	0,16	37,98	0,26
9	15	29,6×60,0	57,53	10,34	0,20	37,49	0,26
14	20	29,6×60,0	86,29	6,12	0,17	32,75	0,25

Таблица 2

Результаты определения акустических свойств керновых образцов гранита, обработанных потоком ускоренных электронов

Номер образца	Величина поглощенной дозы, кГр	Размер образца, $d \times h$ , мм	Атмосферные условия			
			Скорость продольных волн, м/с	Скорость поперечных волн, м/с	Модуль упругости, ГПа	Коэффициент Пуассона
2	0	29,5×61,0	3747	2287	32,01	0,20
5	5	29,6×56,9	3543	2142	30,29	0,27
8	10	29,6×60,0	4054	2376	37,98	0,26
9	15	29,6×60,0	3905	2339	37,49	0,26
14	20	29,6×60,0	3886	2222	32,75	0,25



Рисунок. Фотографии образцов керна гранита после разрушения: 2 – исходного образца; 5, 8, 9 и 14 – образцов керна, обработанных потоком ускоренных электронов при дозах 5, 10, 15 и 20 кГр

Анализ данных табл. 2 показывает, что в результате воздействия ускоренными электронами изменяются и акустические свойства гранита. С увеличением величины поглощенной дозы до 20 кГр скорости продольных и поперечных волн сначала уменьшаются, а затем увеличиваются. Для исходного образца зерна гранита скорости продольных и поперечных волн равны 3747 и 2287 м/с, для обработанного при дозе 5 кГр образца они соответственно равны 3543 и 2142 м/с. При дозе 20 кГр они равны 3886 и 2222 м/с. Необходимо отметить, что для обработанных потоком ускоренных электронов это соотношение составляет 1,654–1,749, против 1,638 для необработанного зернового образца гранита.

Таким образом, выполненные исследования по комплексному изучению деформационно-прочностных свойств зерновых образцов гранита показали, что в результате их обработки пучком высокоэнергетических электронов изменяются механические, динамические и акустические характеристики: предел прочности на одноосное сжатие и модуль упругости, скорости продольных и поперечных волн.

Установленная на примере гранита возможность его разупрочнения при воздействии ускоренными электронами может быть использована с целью снижения расхода электроэнергии при рудоподготовке минерального сырья, содержащего породную основу в виде гранита, и минимизации потерь полезных компонентов при последующем обогащении.

УДК 666.76:622.349.2

**О.А. Белогурова, М.А. Саварина, Т.В. Шарай**

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья им. И. В. Тананаева Кольского научного центра РАН, Апатиты, Россия, [belog\\_oa@chemy.kolasc.net.ru](mailto:belog_oa@chemy.kolasc.net.ru)

### **ВЛИЯНИЕ ФРАКЦИОННОГО СОСТАВА КИАНИТОВОЙ РУДЫ НА СВОЙСТВА ОГНЕУПОРНОГО МАТЕРИАЛА ИЗ КАРБИДИЗИРОВАННЫХ ГРАНУЛ**

*The process of producing refractory materials based on kyanite ore and carbonized granules were reviewed. The dependence of the material properties on the fractional composition of kyanite ore and the amount of carbonized pellets in the charge was shown.*

Современный подход при освоении месторождений предполагает выявление закономерностей распределения полезных компонентов в сырье, разработку способов их разделения и извлечения и соответствующее использование. В связи с этим особо следует определять пути эффективного использования некондиционного и обедненного сырья.

Для проведения исследований использовали: сырую кьянитовую руду Кейвского месторождения и карбидизированные гранулы на ее основе, модифицирующие добавки, а именно карбид кремния и отход производства ферросилиции. Последний в результате реакционного спекания в восстановительной среде взаимодействует с монооксидом углерода, в качестве продукта реакции получается карбид кремния.

Фактором, определяющим многие физико-технические характеристики изделий наряду с операциями смешивания шихты и связующего, прессования, термообработки,

является фракционный состав компонентов. Их ситовой анализ с целью определения содержания частиц в отдельных классах крупности осуществляли с помощью следующего набора сит: 0,063; 0,1; 0,16; 0,2; 0,315; 0,4; 0,63; 1; 1,6. Распределение частиц, исходя из гранулометрического состава, приведено на рис. 1.

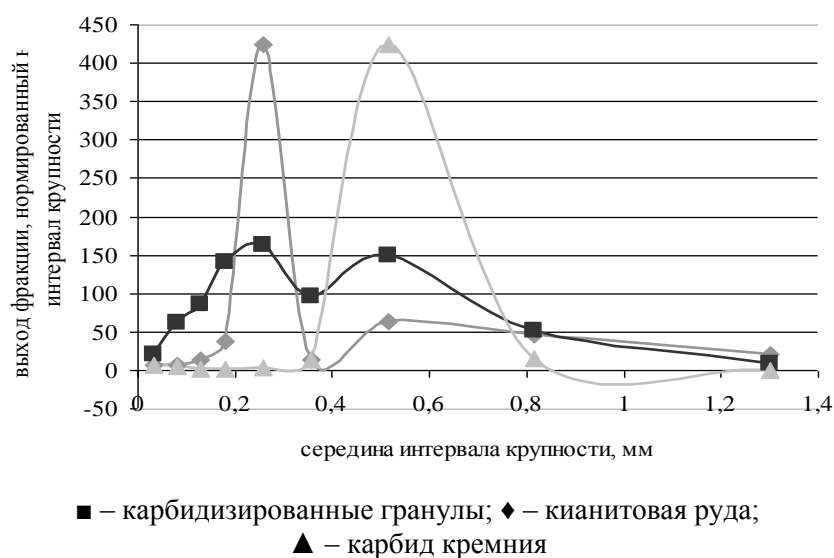


Рис. 1. Распределение частиц шихты по размеру

Анализ дифференциального распределения частиц в исходных материалах показал, что для кианитовой руды и карбидизированных гранул оно является бимодальным.

Сырая руда в основном включает частицы с размерами  $-1,6+0,4$  мм (92 %), с доминированием фракции  $-0,315+0,2$  мм (49 %). Преобладающий размер для гранул  $-0,63+0,2$  мм (61,5 %). Бимодальный характер распределения частиц двух основных компонентов шихты должен обеспечить плотную упаковку. Для карбида кремния преимущественная фракция  $-0,63+0,4$  мм составляет 98 %. Соотношение крупной и мелкой фракции сырой кианитовой руды в шихте исследовали с точки зрения влияния на физико-технические свойства.

В нашей работе шихта для получения огнеупорного материала содержала различные соотношения сырой кианитовой руды, карбидизированных гранул, карбида кремния и отхода производства ферросилиция.

Основные технологические этапы: гранулы смешивали с ОПФ и ЛСТ, вылеживали 2 часа, вводили крупную фракцию SiC, вылеживали, вводили кианитовую руду и при необходимости ЛСТ вылеживали, образцы прессовали под нагрузкой  $700 \text{ кгс/см}^2$ , сушка в естественных условиях, восстановительный обжиг при  $1450^\circ\text{C}$  с выдержкой 2 часа. Кианитовая руда в шихте частично или полностью введена в виде фракции менее 0,063 мм, полученной при обработке на вибромельнице.

Графическая интерпретация влияния гранулометрического состава шихты на кажущуюся плотность, изменение объема, прочности и термостойкость приведена на рис. 2–4.

Кажущаяся плотность увеличивается от  $1,66$  до  $1,75 \text{ г/см}^3$ , водопоглощение уменьшается. Показатель открытой пористости более высокий у образцов с крупной фракцией кианитовой руды в шихте по сравнению с тонкой составляющей.

Отметим, что введение кианитовой руды фракции менее 0,063 мм уменьшает показатель изменения объема ( $\Delta V = V_2/V_1$ , где  $V_2$  – объем обожженного образца,  $V_1$  – объем сырого образца).

Для образцов, содержащих 25 % тонкой фракции руды,  $\Delta V = 0,99-1$ . Их размер не изменяется после обжига, тогда как образцы с крупной фракцией увеличиваются в 1,07–1,19 раз, т. е. на 8–20 %. Прочность более высокая у образцов, содержащих 25–30 % сырой кианитовой руды фракции менее 0,063 мм.

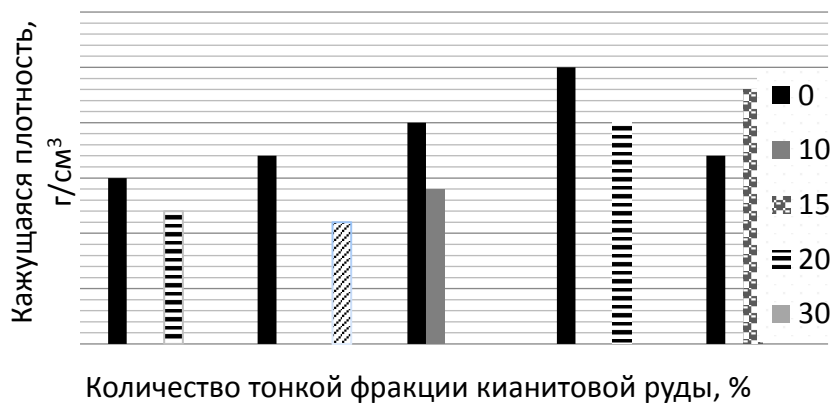


Рис. 2. Зависимость показателя кажущейся плотности от фракционного состава кианитовой руды (в легенде количество крупной фракции кианитовой руды)



Рис. 3. Зависимость показателя изменения объема образца после термообработки от кажущейся плотности и фракционного состава кианитовой руды в шихте (в легенде количество кианитовой руды фракции менее 0,063 мм в шихте)

■ — общее количество руды 50 %; ■ — общее количество руды 35 %;  
\* — в шихте вся кианитовая руда менее 0,063 мм

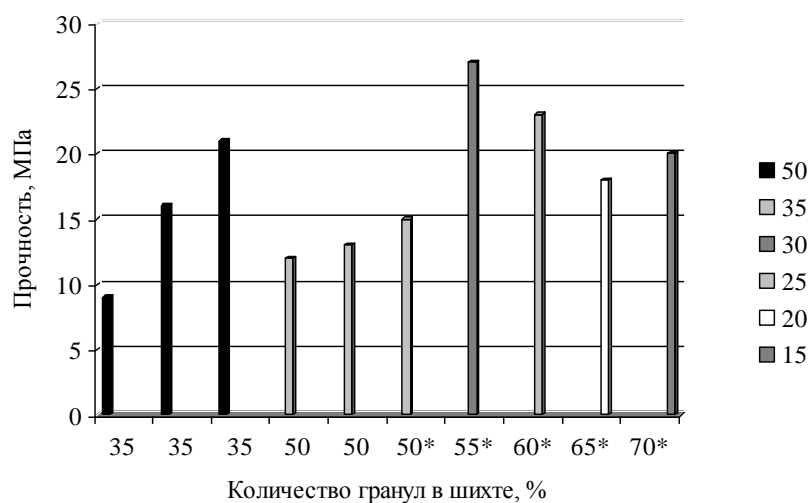


Рис. 4. Зависимость показателя прочности образца после термообработки от количества карбидизированных гранул и фракционного состава кианитовой руды

\* — в шихте вся кианитовая руда менее 0,063 мм

Результаты исследования выявили, что более высокие показатели физико-технических свойств получены у образцов, содержащих в шихте кианитовую руду фракции 0,063 мм.

УДК 622.342.1

**Д.А. Гольсман<sup>1</sup>, В.И. Брагин<sup>1,2</sup>, П.Н. Самородский<sup>1</sup>, Е.А. Бурдакова<sup>3,1</sup>,  
И.И. Бакшеева<sup>3,1</sup>, Н.Ф. Усманова<sup>2,1</sup>, А.И. Вашлаев<sup>1,2,1</sup>**

<sup>1</sup> Федеральное государственное автономное образовательное учреждение «Сибирский федеральный университет», Красноярск, Россия, *golsman\_d@mail.ru*

<sup>2</sup> Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт химии и химической технологии СО РАН, Красноярск, Россия

<sup>3</sup> Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела им. Чинакала СО РАН, Новосибирск, Россия

## **ИССЛЕДОВАНИЕ МИНЕРАЛОГИЧЕСКОГО СОСТАВА И ОБОГАТИМОСТИ ЛЕЖАЛЫХ ХВОСТОВ ЗОЛОТОИЗВЛЕКАТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ**

*Experimental results of tailings dam materials enrichment for gold extraction are presented. The floatation scheme is developed for additional gold recovery from technogenic raw materials.*

Вопрос о повторном использовании отвалов горно-обогажительных комбинатов требует решения не только исходя из расчета расширения минерально-сырьевой базы предприятий, но и имеет важное значение для обеспечения экологической безопасности страны.

На Севере Красноярского края расположены ведущие предприятия по добыче и переработке малосульфидных золото-кварцевых руд на золотоизвлекательных фабриках с получением конечного продукта – золота в слитках. На одном из предприятий на протяжении более чем 20 лет складировались хвосты флотации и гидрометаллургии, сформированные при переработке различных типов золотых руд, как первичных, так и окисленных (нескольких месторождений). Среднее содержание в хвостах в различные годы переработки варьирует от 1,2 до 0,4 г/т. Таким образом, к настоящему моменту хвостохранилище представляет собой крупнейший техногенный золотосодержащий объект с запасами свыше 76 млн т, сопоставимый по запасам со средним золоторудным месторождением. Помимо золота, в хвостах предприятия также концентрируются серебро, сурьма и вольфрам.

Целью проведения настоящих исследований являлось изучение вещественного состава и физических свойств материала хвостов, исследование особенностей распределения извлекаемых ценных компонентов, а также проведение испытаний на обогатимость на малых технологических пробах, сформированных сотрудниками ИГДиГ СФУ при отборе керновых проб, пробуренных с дамбы хвостохранилища.

Изучение вещественного состава осуществлялось с использованием рентгенофазового анализа в совокупности с данными рентгенфлуоресцентного анализа. Также выполнено исследование препаратов, подготовленных из тяжелой фракции столов Gemeni для изучения под бинокулярным микроскопом.

Самородное золото в пробах отмечено в виде единичных проявлений размером менее 0,1 мм в шлиховом материале и в сростании с арсенопиритом, пирротинном и цирконом.

Свободное золото, найденное в тяжёлой фракции хвостов при бинокулярном изучении, отличается светло-жёлтым цветом и крючковатой формой. Характерной особенностью золотосодержащего арсенопирита является замещение пирротинном: очевидно, на фронте замещения происходит накопление «невидимого» золота в арсенопирите и появляются относительно крупные частицы. Пробность золота варьирует от высокой (934) до низкой (693), основная примесь – ртуть, серебро практически отсутствует.

Основными рудными минералами проб хвостов являются магнетит, пирит, пирротин, арсенопирит, антимонит. Галенит и некоторые первичные минералы сурьмы (джермсонит, гудмундит, бертьерит и ульманнит) встречаются в виде единичных выделений преимущественно в пробах неокисленных хвостов. Лимонит (смесь гётита с гидрогётитом, лепидокрокитом, гематитом, карбонатами и другими вторичными минералами) широко распространен в материале окисленных хвостов. По результатам электронно-микроскопического изучения состав лимонита существенно отличается от состава гётита. Отмечены примеси фосфора, хлора, сурьмы и ряда других микроэлементов, очевидно, как сорбируемых активной поверхностью гидроокислов железа, так и образующих микровростки собственных фаз. Часто вторичные минералы сурьмы образуют корочки на агрегатах лимонита, что, видимо, отражает миграцию сурьмы уже в хвостохранилище.

Основными нерудными минералами являются кварц, мусковит, биотит, кальцит, доломит, хлорит, в меньшей степени присутствует альбит, редко – шеелит, рутил и гипс.

По результатам пробирного анализа (выполненного на золотоизвлекательной фабрике) и оценки распределения золота по разрезу хвостов в профиле скважин, пробуренных с ограждающей дамбы, были обнаружены относительно низкие 0,2–0,4 г/т его содержания в нижней части (хвостах переработки окисленных руд) и более высокие концентрации в верхней части разреза – в хвостах переработки смешанных и сульфидных руд 0,7–1,13 г/т. Для проведения исследований на обогатимость были сформированы 3 технологические пробы: проба 1 – сульфидная (с содержанием 0,57 г/т), проба 2 – смешанная (0,61 г/т), проба 3 – окисленная (0,3 г/т).

Минералогическим анализом классов +0,14; –0,14+0,10; –0,10+0,074; –0,074+0,063; –0,063+0,040; –0,040+0,020; –0,020+0,010 мм установлено, что для всех проб хвостов характерно снижение содержания кварца в мелких классах крупности и возрастание доли слюд и хлорита. Напротив, содержание мусковита, биотита и в меньшей степени – хлорита увеличивается к мелкому классу крупности.

Выполненный химический анализ показал, что основные различия между материалом проб заключаются в содержании золота, кальция и углерода. К примеру, химический состав Пробы 1 показал наличие: Au – 0,56 г/т, Ag < 0,1 г/т, As – 0,18 %, Sb–0,11 %, S<sub>общ</sub> – 0,73 %, Fe – 3,46 %, Ca–6,88 %, C – 2,48 %. Содержание тех же элементов в пробе 3 соответственно 0,34 г/т, 0,12 г/т, 0,16 %, 0,14 %, 0,83 %, 3 %, 1,35 %, 0,5 %.

Результаты рационального анализа показали, что максимальное количество металла – 56,25 % в цианируемой форме находится в пробе 1. В пробе, характеризующей смешанное сырьё, в цианируемой форме присутствует 50 % золота. Наиболее труднообогатимой является проба 3, где в цианируемой форме сосредоточено всего 33 %. По результатам изучения вещественного состава во всех трех пробах хвостов золото в свободной форме не обнаружено. Основная часть обнаруженных золотин образует тонкие вроски в арсенопирите, замещаемом пирротинном. Очевидно, при замещении происходит концентрирование невидимого золота в отдельные части кристалла арсенопирита и формирование дисперсных его частиц. С учётом вышесказанного присутствие повышенного содержания золота в горизонте хвостов переработки сульфидного сырья косвенно указывает на арсенопирит как основной носитель золота в хвостах. Возрастание содержания золота в

пробах и фракциях, обогащённых тонкодисперсными ( $-20$  мкм) рентгеноаморфными гидроокислами железа связано, очевидно, с сорбцией золота из раствора в результате сорбционных процессов на активной поверхности лимонита что согласуется с данными (Martin A.A Schoonen, 1992; Berrurier I., 2004). Сурьмяная минерализация присутствует как в хвостах переработки первичных, так и окисленных руд, тяготея в большей степени к последним, что связано с низкой подвижностью её оксидных форм.

Исследования по доизвлечению золота из техногенного сырья хвостохранилища были начаты с проведения испытаний прямого цианирования трех проб при повышенном расходе NaCN (до 1500 мг/л), однако получить приемлемых показателей не удалось. Отмечена наибольшая упорность пробы 3, характеризующая окисленное сырье.

Для определения технологических показателей обогащения гравитационным методом были реализованы схемы гравитационного обогащения с использованием центробежного концентратора Falcon L40, концентрационного стола завода «Труд» СКО-0.5, доводочного стола Gemini GT 60. На каждой технологической пробе проведены тесты по отдельной центробежной сепарации песков и шламов с предварительной классификацией по классу 74 мкм; сепарация на концентрационных столах с доводкой черного концентрата на концентрационном столе Gemini.

Обогащение неклассифицированного сырья на концентрате Falcon позволило получить максимальное извлечение в концентрат 24,13 % при содержании золота 2,91 г/т, при достаточно высоком содержании в хвостах  $\sim 0,45-0,55$  г/т для пробы 1.

Для пробы смешанного сырья извлечение достигает 19,78-17,13 % при содержании в гравиконцентрате 27,28-2,88 г/т, хвостовое содержание в пределах 0,57-0,52 г/т. На окисленной пробе 3 извлечение в концентрат составило от 7,07 до 10,18 % при содержании золота в концентрате от 0,98-4,56 г/т, содержание золота в хвостах варьирует  $- 0,28-0,31$  г/т. Обогащение на столах по схеме с доводкой также не обеспечило приемлемых результатов: извлечение по различным пробам не превысило 17 %, невысокое содержание золота в «золотой головке» объясняется отсутствием свободного золота. Отвального содержания золота в хвостах по гравитационной схеме достигнуто не было.

Известно, что технологическая «упорность» при вовлечении в переработку лежалых хвостов связана со значительным содержанием водорастворимых солей, флотационных реагентов, смазочных масел и т. д. Во многих работах отмечено, что в процессе хранения частички «сцементировались». Однако, несмотря на это, по данным (Алгебраистова Н.К., 2000; Мейманова Ж.С., 2014) извлечение золота из отвалов цианированием не превышает 30-40 %, гравитацией  $- 10-20$  %, тогда как перефлотацией удается доизвлечь до 60 % золота.

Флотационные исследования вели по схеме с основной, пересортичной и контрольной операциями. Следует отметить, что поисковые эксперименты на фабричном режиме (с подачей принятого ассортимента и расходов реагентов) не обеспечили приемлемых показателей.

Основываясь на рекомендации (Глембоцкий В.А., Классен В.И., 1999), в качестве реагентов были назначены медный купорос в качестве активатора, бутиловый ксантогенат в качестве собирателя и вспениватель Flotanol. Флотацию вели в нейтральной среде ( $\sim 7$ ), опираясь на рекомендации (Алгебраистова Н.К., 2000). Учитывая, что для получения отвальных по золоту хвостов иногда приходится применять повышенный расход собирателя, расход его в некоторых опытах достигал 500 г/т. Отдельно заметим, что в исследованиях применяли соли фосфора (гексаметафосфат), обладающие свойствами ионообменников, которые связывают ионы кальция и магния, а также способствуют пептизации суспензий (Бочаров В.Л., Лякишева Л.Н., 1996), что имеет немаловажное значение для хвостов, подвергнутых известковой обработке при цианировании. Установлена эффективность



«обновления» поверхности в течение короткого времени (5 мин) в шаровой мельнице, после которого также достигается некоторое снижение потерь золота с хвостами флотации, однако без дополнительных мероприятий невозможно получение отвальных хвостов.

В результате была реализована схема, согласно которой материал проб сначала подвергали «обновлению» в мельнице, далее кондиционировали с ГМФ (при расходе 500 г/т, 20 мин), а затем – флотировали по стандартной схеме с применением керосина в качестве добавки к основному собирателю – ксантогенату. Расход ксантогената варьировали от 126 до 500 г/т.

Таким образом, флотацией удалось достигнуть отвального хвостового содержания 0,31, 0,27, 0,19 г/т для проб 1, 2 и 3, при этом потери для сульфидной и смешанной проб не превышают 40–42 %, для окисленной ~ 60 %.

На стадии поисковых исследований результаты следует считать минимально возможными, так как флотация выполнялась без оптимизации условий оттирки, без классификации на пески и шламы. Ожидается, что оптимизация опытов позволит предложить конечную схему совместной переработки трех проб, при извлечении золота в пенные продукты более чем на 50 %.

УДК 622.342.1

**Р.В. Борисов<sup>1,2</sup>, Е.В. Малыхин<sup>3</sup>, В.И. Брагин<sup>1,2</sup>**

<sup>1</sup> Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт химии и химической технологии СО РАН, Федеральный исследовательский центр «Красноярский научный центр СО РАН», Красноярск, Россия, roma\_boris@list.ru

<sup>2</sup> Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Сибирский федеральный университет», Красноярск, Россия

<sup>3</sup> АО «Полус», Красноярск, Россия,

## **ВЕЩЕСТВЕННЫЙ СОСТАВ И ОСОБЕННОСТИ НАХОЖДЕНИЯ ЗОЛОТА В ХВОСТАХ ЗИФ**

*The material composition of tailings for the processing of sulfide and oxidized ores was studied. The distribution of gold by the size classes was determined. More than half of the gold is contained within the class -0,044 microns with the yield of the class being more than 50 %. The specific surface of different fractions of tailings was determined by gas adsorption method.*

Интенсивное развитие добычи полезных ископаемых в предыдущие десятилетия привело к накоплению больших объемов отходов горно-обогатительного производства, в которых содержатся значительные количества ценных компонентов. С каждым годом количество отходов производства возрастает, занимая огромные территории, что приводит к исчезновению ландшафтов и загрязнению окружающей среды. В то же время содержание ценных компонентов в перерабатываемом первичном сырье постоянно снижается, поэтому накопленные ранее отходы горных производств могут в настоящее время представлять интерес использования в качестве источника сырья. На момент переработки исходной руды недоизвлечение ценных компонентов происходило из-за несовершенства технологий и техники либо уровень содержания ценных компонентов не представлял интереса. К настоящему времени

количество техногенных золотосодержащих отвалов на территории России достаточно велико и его рациональное использование будет способствовать стабилизации рудной базы золотодобывающей промышленности. Важно отметить, что разработка техногенных месторождений, по сравнению с природными источниками минерального сырья, отличается лучшими технико-экономическими показателями, что достигается вследствие относительно невысокой капиталоемкости отработанных месторождений, оперативности при освоении, близком расположении к поверхности и других факторов.

Разработка и освоение технологии извлечения золота из накопленных техногенных минеральных объектов (отвалов, хвостов и воды ЗИФ) весьма актуальны для многих золотодобывающих предприятий. Однако для переработки лежалых хвостов ЗИФ требуется принципиально новый подход, обусловленный высокой степенью изменения физико-химических свойств компонентов хвостов (вследствие процессов окисления, выщелачивания, переосаждения), а также нахождением золота в трудноизвлекаемых формах. Поэтому эффективность гравитационных и флотационных методов обогащения золотосодержащих хвостов не позволяет достичь высокой степени извлечения золота в концентрат. В последние годы разрабатываются методы переработки хвостов, например, ультразвуковые и магнитоимпульсные, агломерационной флокуляции с последующей флотацией, применение новых собирателей и модификаторов при флотации, биогидрометаллургические технологии и др.

По выбранному месторождению работы по извлечению золота из хвостов до недавнего времени не проводились. Анализ литературных данных по другим месторождениям показал высокую сложность решения данной задачи. Это связано с рядом факторов: сложный вещественный и химический состав хвостов вследствие разнообразия минерального состава руд месторождений и наличия нескольких природных и технологических типов золотых руд; разные методы переработки с применением флотационных, цианидных, биогидрометаллургических технологий; неравномерность распределения золота по объему хвостохранилища; малоизученность форм нахождения золота; подверженность хвостов процессам выветривания.

Цель работы – изучение вещественного состава и форм нахождения золота в мелких фракциях хвостов ЗИФ одного из предприятий Красноярского края. Хвостохранилище состоит из отходов переработки сульфидных, смешанных, окисленных руд. Из керновых проб были сформированы усредненные технологические пробы хвостов 1, 2, 3, (для сульфидных, смешанных и окисленных руд соответственно) и определен их минералогический состав. Главные минералы кварц, мусковит, биотит, кальцит, хлорит, второстепенные – доломит, альбит, гипс. Материал хвостов представлен преимущественно тонкодисперсной, пылевой фракцией. Цвет варьирует от светло-серого (продукты переработки неокисленных руд) до светло-бурого (хвосты обогащения окисленных руд). В преобладающей массе высокодисперсного материала присутствуют обломки горных пород (сланцев), единичные зёрна кварца и граната, единичные вторичные сростки пылеватых и песчаных частиц, сцементированные гипсом и гидроокислами железа. Содержание углерода по глубине изменяется от 0,2 до 3 % от основания хвостохранилища к поверхности. Содержание золота изменяется от 0,2 г/т в окисленных рудах до 1,1 г/т в сульфидных.

Гранулометрический состав проб характеризуется высоким содержанием шламовой фракции: доля класса  $-0,044$  мм – 50–64 %; класса  $-0,020$  мм – 14–27 %. При этом содержание класса  $-0,010$  мм составляет менее 0,3%, что указывает либо на вынос тонкого шлама при формировании осадка хвостов, либо на его агломерацию в процессе хранения хвостов. Распределение золота по классам крупности неоднородно, особенно для хвостов окисленных руд, в которых песчаные фракции резко обеднены. Среднее содержание золота в классе  $-0,044$  мм составляет в пробах первичных, смешанных и окисленных хвостов соответственно 0,61, 0,76, 0,44, а в классе  $-0,1+0,044$  мм – 0,41, 0,41, 0,21 г/т. Золото

концентрируется в тонких классах, извлечение его в класс  $-0,044$  мм составляет 53, 72, 74 % в пробах №1, 2, 3 соответственно. Таким образом, более половины золота сосредоточено в классе  $-0,044$  мм при выходе класса более 50 %. Геохимическим анализом установлено, что в относительно подвижных формах находится до 23 % золота в хвостах сульфидных и смешанных руд, и до 10 % в окисленных. Также обнаружен факт связи золота с оксидами железа, особенно в пробе окисленных хвостов. Связь золота с железоксидными фазами подтверждена методом магнитной сепарации. Термический анализ проб крупностью  $-100$  мкм обнаружено наличие эндотермического пика при  $574$  °С без потери массы, что, вероятно, связано с фазовым переходом альфа-бета кварц. На пробе № 3 в интервале  $240-320$  °С обнаружен эндотермический пик, сопровождающийся потерей массы – 0,3 %. В случае материала № 3 в крупности  $-10$  мкм присутствует экзотермический эффект при  $320$  °С, сопровождающийся потерей массы более 1%, что, вероятно, обусловлено окислением органических форм. Измерения текстурных характеристик показали развитую удельную поверхность материалов. Для проб крупностью  $-10$  мкм площадь поверхности составила  $24$  м<sup>2</sup>/г, а для  $-100$  мкм –  $4,5$  м<sup>2</sup>/г. Высокая удельная поверхность может быть обусловлена присутствием углеродсодержащих веществ с высокой пористостью либо шламовых частиц менее 50 нм.

С целью изучения легкоподвижных форм золота были проведены эксперименты по обработке технологических проб водными растворами щелочей. Установлено, что в раствор переходит около 15 % золота, которое может быть связано как с органической составляющей, так и с соединениями железа. В подтверждение связи золота с соединениями железа указывает факт выщелачивания ионов железа,  $CN^-$  в раствор, с дальнейшим образованием в кислых средах осадков синего цвета, предположительно гексацианоферратов. Таким образом, изучен вещественный состав золотосодержащих хвостов. Показано, что для хвостов характерна высокая удельная поверхность, что говорит о значительной доле мелких фракций. Обнаружено наличие подвижных форм золота, связанных с мелкими фракциями. Представляет интерес изучение влияния цианосодержащих соединений (железа) на процессы перераспределения золота, а также исследования дисперсных форм золота в хвостах.

УДК 549.08

**Н.Ф. Усманова<sup>1,2</sup>, В.И. Брагин<sup>2,1</sup>, А.М. Жижаяев<sup>1</sup>, Е.Н. Меркулова**

<sup>1</sup> Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт химии и химической технологии Сибирского Отделения РАН, Красноярск, Россия

<sup>2</sup> Федеральное государственное автономное образовательное учреждение «Сибирский федеральный университет», Красноярск, Россия, [usman@icct.ru](mailto:usman@icct.ru)

## **ИЗУЧЕНИЕ ПОВЕДЕНИЯ МИНЕРАЛОВ В КИСЛЫХ И НЕЙТРАЛЬНЫХ УСЛОВИЯХ ГИПЕРГЕНЕЗА**

*The results of investigation of the main mineral behavior in the weathering crust in model acidic and neutral conditions of hypergenesis are presented.*

В природных условиях на интенсивность процессов выветривания влияет множество факторов. Немаловажную роль на скорость выветривания оказывает рН и компонентный состав водной среды. Вода принимает активное участие в дезинтеграции рудного массива, разрушении минералов, миграции порообразующих элементов в рудной толще.

---

© Усманова Н.Ф., Брагин В.И., Жижаяев А.М., Меркулова Е.Н., 2017

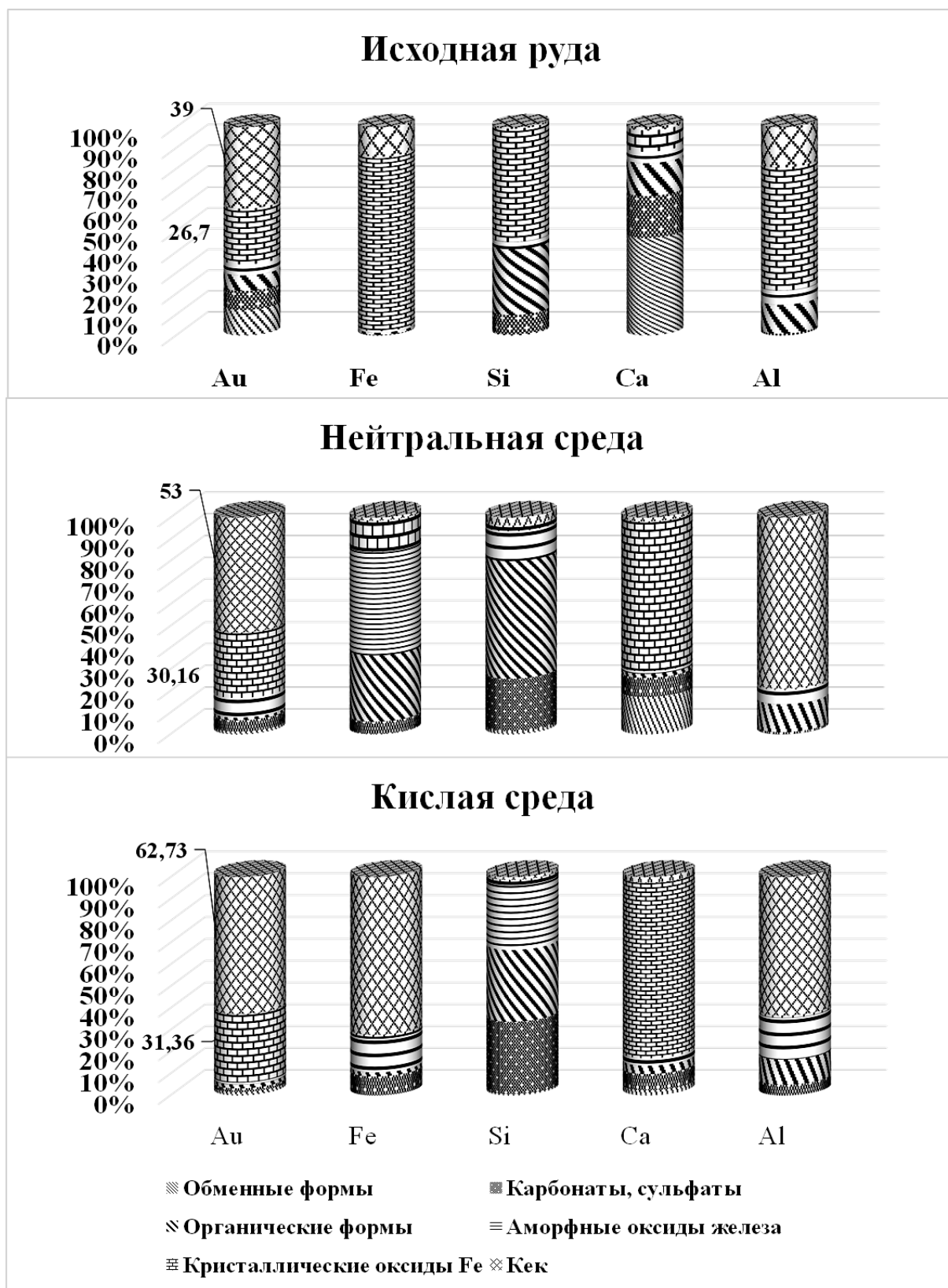


Рисунок. Диаграмма распределения золота и основных элементов минералов в разных условиях pH среды

С целью изучения поведения минералов в условиях корообразования были смоделированы условия профиля коры выветривания в лабораторной колонной установке. Для моделирования процесса движения элементов в условиях месторождения в качестве элюата применяли воду с нейтральной pH и сернокислый раствор с pH 2. Исходные растворы дозированно подавались сверху, на выходе из колонны контролировался объем элюата, pH раствора, концентрация элементов. Методами геохимического анализа изучено перераспределение золота между основными минеральными формами в материале коры выветривания в нейтральных и кислых условиях.

Обнаружено, что относительно подвижное золото, вскрытое в обменных, карбонатных, сульфатных и органических формах, в условиях обводнения массива частично перераспределяется в профиле выветривания за счет вторичной иммобилизации и незначительно выносятся с элюатом.

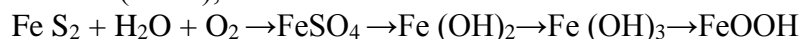
В равных временных интервалах в кислых условиях процессы преобразования рудной матрицы, движение Au и основных рудных элементов идут активнее, чем в нейтральных.

Показано, что происходит разложение обменных и кислоторастворимых минеральных форм и дальнейшее их переосаждение. Мобилизованное золото сорбируется в кристаллических оксидах железа и в кеке, в трудноразрушаемых силикатных формах.

Результаты перераспределения золота, алюминия и кремния по формам обнаружения в исходной руде и в различных условиях pH среды согласуются с литературными сведениями о способности глинистых минералов адсорбировать растворенные формы Au.

Результатами геохимических исследований отмечено, что в условиях кислой pH среды, процесс растворения рудничной матрицы, сопровождающийся высвобождением золота, с последующей цементацией в глинистой составляющей идет интенсивнее, чем в нейтральной среде (рисунок).

В смоделированных обводненных условиях профиля коры выветривания отмечены активные процессы вторичного минералообразования. За счет окисления пирита и кислой среды элюата происходит разрушение кристаллических форм железа с последующим образованием гидроокислов (гетит), по известной схеме:



Вторичное минералообразование зафиксировано также по данным электронно-микроскопических исследований.

В условиях с нейтральной средой происходит постепенное формирование глобул гетита по микротрещинами породообразующих минералов и в межслоевом пространстве слоистых силикатов, что приводит к их дополнительному разрушению в результате расклинивания.

В кислой среде за счет большей концентрации ионов железа в поровых растворах процесс гидролиза протекает с высокой интенсивностью с формированием характерных игольчатых и почковидных агрегатов гетита.

Механизм образования вторичных минералов в обоих случаях одинаков: адсорбция ионов железа в межслоевом пространстве слоистых силикатов (каолинит) с последующим гидролизом и ростом кристаллической фазы.

В кислых условия процесс протекает дальше с формированием гетита с более высокой степенью кристаллизации – образование игольчатых кристаллы.

Таким образом, полученные результаты позволяют сделать обоснованные предположения о характере переосаждения золота и поведении основных минералов в условиях гипергенеза коры выветривания:

– в результате вторичной иммобилизации легкоподвижные обменные, карбонатные и органические формы золота перераспределяются между кристаллическими оксидами железа и труднорастворимой силикатной составляющей кека;

– обнаружены новообразованные минеральные формы оксидов железа, приуроченные к межслоевому пространству слоистых силикатов и микротрещинам кальцита, что позволило предложить механизм вторичного минералообразования в условиях коры выветривания.

УДК 553.062:669

**Н.К. Алгебраистова, А.М. Сазонов, С.А. Сильянов,  
Д.М. Колотушкин, Е.С. Комарова**

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Сибирский федеральный университет», Красноярск Россия, *deniss911@mail.ru*

## **ИЗУЧЕНИЕ СВОЙСТВ СЫРЬЯ ИМПАКТНОГО ТИПА И РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ ДЛЯ ЕГО ИЗВЛЕЧЕНИЯ**

*The study of the properties of raw materials impact the development of the technological scheme to extract it.*

Попигайская астроблема образовалась около 35 млн лет назад на севере Сибирской платформы на границе Красноярского края и Республики Саха (Якутия) в бассейне реки Попигай в результате столкновения с Землей крупного космического тела, размер которого оценивается в 7–8 км.

Удар космического тела пришелся по породам архейского фундамента Анабарского щита, представленного графитсодержащими гнейсами и плагиогнейсами (гранатовые, биотит-гранатовые, биотит-пироксеновые, двупироксеновые и другие гнейсы с содержанием графита), а также по осадочным породам платформенного чехла (кварциты, алевролиты, песчаники, сланцы, углистые аргиллиты, известняки, доломиты). За счет преобразования местных пород, испытавших ударный метаморфизм, перенос и осаждение, последующее охлаждение, кристаллизацию, возникли импактные брекчии и импактиты (последние подразделяют на зювиты и тагамиты). Импактные алмазы возникли при ударном сжатии и твердофазном переходе графита местных горных пород и отличаются рядом свойств от других типов природных алмазов. Они имеют сложный фазовый состав (лонсдейлит, кубический алмаз, аморфный углерод графит, неизвестная сверхтвердая фаза углерода, «луковичный углерод»), характеризуются рядом специфических черт морфологии, поликристаллическим строением с высокой плотностью.

На территории Попигайской астроблемы открыты два месторождения: Скальное и «Ударное». Разведанные запасы алмазов в этих месторождениях превышают суммарные запасы всех остальных известных в мире месторождений алмазов, и, по данным новосибирских ученых, их достаточно на многие десятилетия, но при условии, что будет разработана экономически выгодная технология обогащения. Однако для алмазов Попигайской астроблемы возникли сложности с технологией обогащения. Эти сложности связаны с крайне низким содержанием ценного компонента в руде, необходимостью обеспечения сохранности кристаллов алмазов в процессах рудоподготовки, широкими вариациями размеров алмазов в различных типах импактных пород (это обусловлено неравномерным распределением графита в породах мишени, широкой вариацией

количественных соотношений обломков пород кристаллического фундамента и осадочного чехла, частичным выгоранием, растворением и графитизацией образовавшихся при ударе алмазов в процессах охлаждения импактных расплавов, сложными траекториями перемещения обломков и т. д.).

Выяснилось, что при использовании технологий, применяемых при обогащении алмазоносных кимберлитов, происходит существенная потеря импактных алмазов, что, вероятно, связано с их мелкими размерами (в том числе переизмельчением в процессе дробления коренных пород) и особенностями морфологии (резко уплощенная форма). А использование более крупных фракций не позволит на этапе рудоподготовки полностью отделить вмещающие породы от алмазов. По тем же причинам снижена эффективность гравитационных методов обогащения. Методы термохимического растворения пустой породы с использованием дифторида аммония и сильных кислот (применявшиеся при опробовании пород месторождений Скальное и Ударное, так как в их составе много химически устойчивых минералов, например, кварца) позволяют более полно извлечь алмазы, но не только очень дороги, но и экологически небезопасны.

Целью данной работы является предварительная оценка обогатимости тяжёлой фракции, выделенной из углеродсодержащего материала Попигайской астроблемы.

**Физические свойства импактных алмазов.** Минерал, образованный из графита в момент импактного события (удара астероида), является тончайшим агрегатом двух основных фаз, обычного алмаза с кубической структурой и лонсдейлита с гексагональной структурой. Исходный графит был достаточно окристаллизован и в соответствии со своей структурой имел слоистое строение. Поэтому импактный алмаз, представляющий собой параморфозу по графиту, наследует его слоистость и имеет пластичную форму по уплощению, благодаря которой хорошо раскалывается. Лонсдейлит представляет собой одну из аллотропных модификаций углерода. Элементарная ячейка лонсдейлита содержит четыре атома, а ячейка алмаза восемь.

Проба материала для исследований была предоставлена ПАО «Полярная геологоразведочная экспедиция». Проба является продуктом химического обогащения, полученным путем сплавления пробы с едкой щелочью с последующим выщелачиванием сплава и удалением растворимых солей и гидроокисей.

Перед исследованиями алмазоносное сырье сокращалась с соблюдением всех правил опробования и расчета минимальной массы пробы.

Методами оптической микроскопии изучены пробы Хатанга (1) и Хатанга (2). Изначально пробы представляли собой лежалый, сцементированный продукт термического со щелочами разложения алмазоносных импактитов Попигайской астроблемы.

Исследован гранулометрический состав исходного сырья для определения количественного распределения зерен по классам крупности (рисунок).

Характеристика суммарного выхода по плюсу имеет «вогнутый» вид, что свидетельствует о малом количестве крупных классов и преобладании мелких.

В результате длительного хранения наблюдалась агрегации мелких зерен, для разрушения агрегатов было решено использовать оттирку, в результате этого процесса происходит разрушение агрегатов, кристаллы импактных алмазов, в свою очередь, сохраняются.

Макроскопически пробы 1 и 2 представляют собой порошок светло- (проба 1) и темно-серого (проба 2) цвета. Изучение под бинокулярным микроскопом устанавливает схожесть компонентного состава обеих проб. Можно выделить три основных компонента проб:

1. Белые и светло-серые зернистые агрегаты, представляющие собой, по-видимому, продукт термического разложения импактитов. Этот компонент является доминирующим

в обеих пробах. Визуально для пробы 1 он составляет до 70–80 % ее объема, для пробы 2, его содержание падает до 50–60 %. Тестовые разложения навесок из проб в кислотах (HCl, HF, HNO<sub>3</sub>) показывают, что этот компонент полностью растворяется соляной и азотной кислотой. На основании бурной реакции с HCl можно предположить, что эти агрегаты представлены карбонатами. Реакция с HNO<sub>3</sub> менее бурная, однако проходит с полным разложением этих агрегатов. Плавиковая кислота не растворяет данный компонент, а лишь разлагает зернистый агрегат на составные части.

2. Темные, от темно-серых до черных, зерна и агрегаты зерен. Второй по количественной роли компонент в пробах. Содержание его для пробы 1 – 15–20 %, для пробы 2– 40–50 %. По-видимому, это неразложившиеся импактные стекла тагамитов, на что указывают их цвет и раковистый излом. Зернистые агрегаты, возможно, представляют собой также остаток тагамитовой массы. Реакции с кислотами (HCl, HF, HNO<sub>3</sub>) нет.

3 – Бесцветные, от водяно-прозрачных до молочно-белого мутного зерна. Встречаются довольно часто в обеих пробах, однако процентное их содержание не превышает 3–5 %. Зерна со стеклянным блеском, раковистым изломом. Зерен с кристаллографической огранкой встречено не было. Под воздействием HF растворяется, реакции на другие кислоты нет. Вероятно, это силикатное стекло, природу которого на данном этапе трудно установить. Возможно, оно образовалось в результате термического спекания с щелочами. Но не исключен факт его техногенного (современного) происхождения. Необходимо детальное химическое исследование.

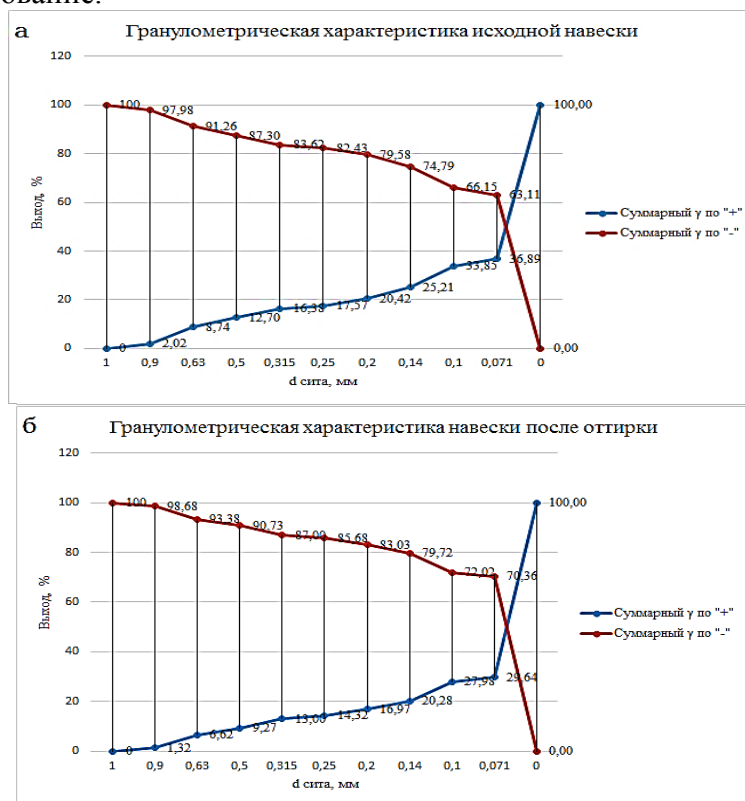


Рисунок. Гранулометрическая характеристика

В обеих пробах на уровне 1–2 % встречаются чужеродные, техногенные зерна, в основном обломки окисленного железа. Единично отмечены зерна сульфидов (пирит, арсенопирит), природу происхождения которых не представляется возможным установить. Интересными образованиями являются металлические сферулы, визуально похожие на



огарки от электродуговой сварки. Однако похожие образования диагностировались С.А. Вишневым в импактитах Попигая как глобулы самородного железа и никелистого железа.

Импактные алмазы Попигайской астроблемы еще недостаточно изучены, однако сформировавшееся представление о возможности использования импактитов в горнодобывающей индустрии, изготовлении деталей в сфере оптики и, что более важно, в военной и компьютерной технике позволяет говорить о данном сырье как об актуальном и необходимом, тем более в условиях импортозамещения и, как следствие, роста экономики, наращивания темпа производства. Благодаря запасам Попигайского месторождения можно обеспечить не только внутренний рынок, но и наладить экспорт в необходимых объемах.

УДК 549.211

**Ю.А. Подкаменный, О.Е. Ковальчук, Г.П. Двойченкова<sup>1</sup>**

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр им. акад. Н.В. Мельникова РАН, Москва, Россия

Научно-исследовательское геологоразведочное предприятие АК «АЛРОСА», Мирный, Россия, [mirniy.yuriy@mail.ru](mailto:mirniy.yuriy@mail.ru)

### **МОДИФИКАЦИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ АЛМАЗОВ В УСЛОВИЯХ КОНТАКТА С ПОРОДООБРАЗУЮЩИМИ МИНЕРАЛАМИ КИМБЕРЛИТОВЫХ РУД**

*Complex of analytical and experimental studies have shown that hydrophilic crystals of diamonds which are not recoverable by processes of fat and foam separations have the violated non-uniform surface relief with mineral formations spread on the surface, determined by the degree of alteration of kimberlite rocks and presents magnesium silicates, calcium carbonates, magnesium and iron, forming a mechanically strong complex on the surface of the diamond.*

Институтами ИПКОН РАН, МПТИ (ф) СВФУ, Якутнипралмаз и НИГП АК «АЛРОСА» выполнен ряд исследований процессов обогащения измененных кимберлитов, в результате которых установлено следующее:

- содержание измененных минералов в кимберлитовых рудах приводит к образованию на поверхности кристаллов гидрофильных пленок, снижающих степень природной гидрофобности алмазов, что, соответственно, увеличивает их потери в основных операциях обогащения;
- в качестве механизма закрепления минеральных образований на поверхности алмазов принят процесс кристаллизации, интенсивность которого обусловлена в первую очередь вещественным составом кимберлитовых руд и условиями их переработки;
- состав минеральных образований на поверхности исследуемых алмазов, извлеченных из хвостов основных операций пенной сепарации, идентичен составу измененных минералов перерабатываемых кимберлитовых руд и сформирован глинистыми тонкодисперсными минералами тальк-сметитового состава.

В качестве предметов исследований изучены минеральные образования на алмазах, извлеченных из хвостов пенной сепарации в процессах переработки труднообогатимых измененных кимберлитов различных горизонтов и месторождений.

Для установления закономерностей и стадий формирования гидрофильных образований на поверхности алмазных кристаллов совместно с сотрудниками лабораторий НИГП и ЦАЛ БГРЭ АК «АЛРОСА» выполнены исследования по изучению труднообогатимых кимберлитов измененного вещественного состава, хвостовых продуктов их переработки и минеральных поверхностных образований на алмазах, не извлекаемых физико-химическими методами сепарации.

Идентификация состава и количественный минеральный анализ образцов кимберлита, определение структурных особенностей выявленных минералов выполнены с применением методов рентгеновской дифракции на дифрактометре ARL X'tra-155.

Морфологию и химический состав минеральных компонентов изучали методами аналитической растровой электронной микроскопии (РЭМ – РСМА, микроскоп Jeol-5610 с анализатором INCA Oxford 450) и микрорентгеноспектрального анализа с использованием микроанализатора JXA-8800R фирмы Jeol и энергодисперсионного спектрометра Oxford X-MAN+ на базе растрового электронного микроскопа фирмы Tescan серии Mira 3 LMU.

Диагностирование минеральных образований на поверхности исследуемых кристаллов проведено методом инфракрасной спектроскопии путем сравнения эталонных спектров пропускания слоистых минералов с полосами примесей на алмазах. В проводимых исследованиях спектры оптической плотности регистрировались на ИК-Фурье спектрометре фирмы Bruker серии VERTEX, оснащенный ИК-микроскопом Hyperion 2000.

Комплексом аналитических исследований показано, что в процессах переработки изменённых кимберлитов, как различных горизонтов одной трубки, так и различных месторождений, кристаллы алмазов, не извлекаемые физико-химическими методами сепарации, покрыты минеральными образованиями, представленными:

- полиминеральными макрообразованиями кальций-магний-силикатно-карбонатного состава;
- полирельефными шламовыми покрытиями кальций-магний-силикатно-карбонатного состава с линейными размерами от 16 до 120 мкм;
- шламовыми примазками тальк-сметитового состава.

Практически во всех минеральных образованиях диагностируется железо.

Генезис минеральных образований на поверхности исследованных алмазов обусловлен процессом кристаллизации за счет первоначального закрепления минерала (подложки), параметры которого соответствуют и близки параметрам кристаллической решетки алмаза. На чистой поверхности алмаза маловероятно прямое образование и закрепление исследуемых кристаллов силикатов, карбонатов и других минералов, у которых значения кристаллографического несоответствия  $\delta$  более 0,2.

Гидроокислы железа в рассматриваемом случае служат промежуточным этапом (ступенькой) для образования и закрепления других образующихся осадков: оксидов и карбонатов за счет «активации» поверхности алмазов, что обеспечивает последующее интенсивное образование карбонатов, например, кальцита и арагонита, степень несоответствия решетки которых к оксидам и карбонатам железа (0,06-0,1) находится в диапазоне, разрешающем процессы зарождения кристаллов.

На рис. 1 представлено электронное изображение интенсивно измененных образцов кимберлитовой породы с метаморфозой гетита и кальцита по оливину, основная связующая масса которых состоит из серпентина и хлорита с множеством мелкодисперсных гидрослюдовых фаз, смешанослойных образований и глинистых минералов иллитовой группы.

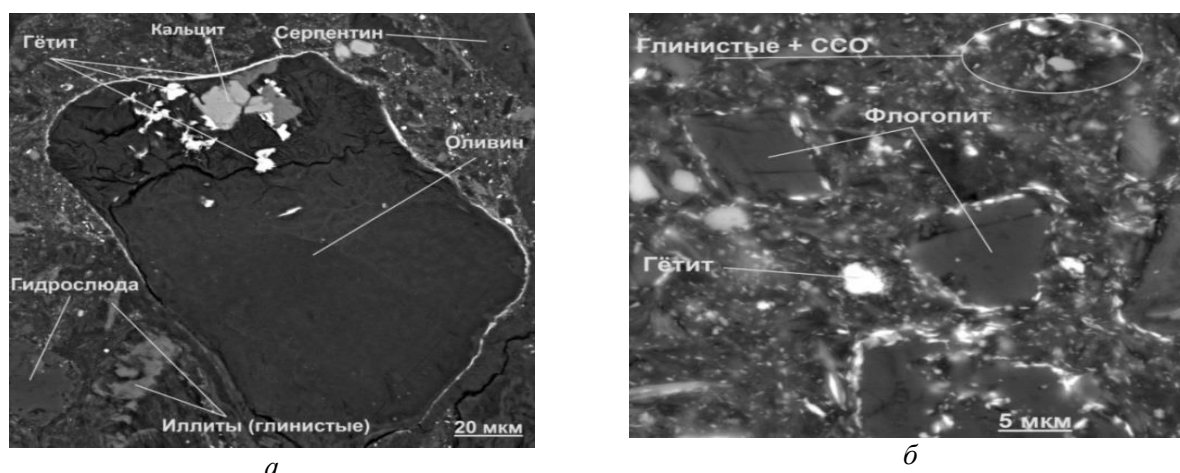


Рис. 1. Электронное изображение интенсивно измененных кимберлитовых образцов: а – участок кимберлитовой породы с метаморфозой гетита и кальцита по оливину; б – участок кимберлитовой породы, содержащий минералы флогопита и гетита

Представленное на рис. 2 электронное изображение минеральных примесей на поверхности извлеченного из кимберлитов алмаза иллюстрирует совместное закрепление гипергенных и солеобразных минералов (флогопита, гипса и галита) на пленке минералов железа (гетита).

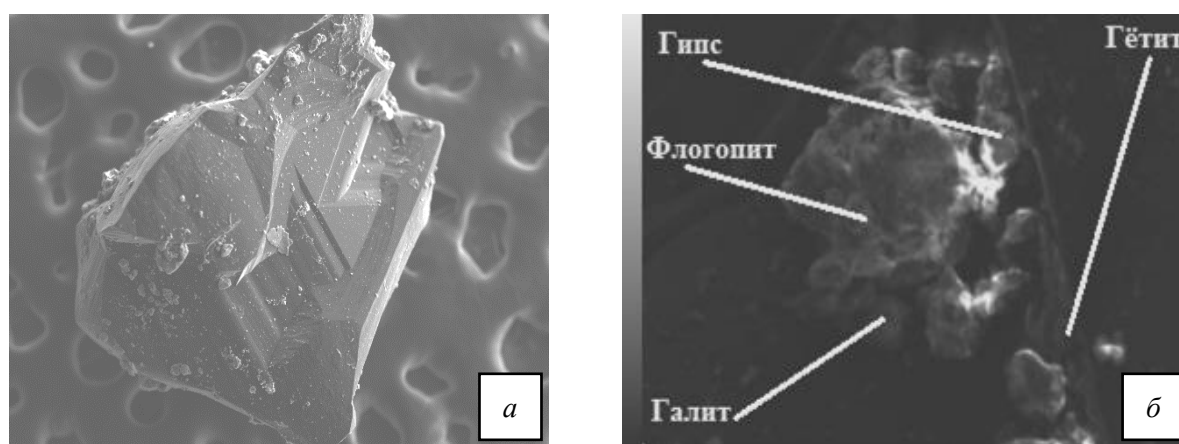


Рис. 2. Изображение поверхности алмаза с породными минеральными образованиями в области нарушения кристалла: а – общий вид алмаза; б – изображение минерального образования на его поверхности

Таким образом, на данном этапе исследований методами электронной микроскопии, ИК-спектроскопии на поверхности алмазов, не извлекаемых пенной сепарацией, установлено соответствие между компонентами вторично измененных минералов и элементами минеральных образований на поверхности кристалла.

На основании обобщения и анализа массива полученных данных составлен перечень минералов измененных кимберлитовых руд исследуемых месторождений, способных кристаллизоваться на поверхности алмазных кристаллов и развивать дальнейший процесс образования минеральных примесей на поверхности алмаза (таблица).

Таблица

## Минералы, способные кристаллизоваться на поверхности алмаза

№	Минерал, формула	Параметр решетки, Å <sup>0</sup>			Кристаллографическое несоответствие к алмазу		
		a	b	c	δ(a)	δ(b)	δ(c)
	Алмаз, С	3.57	3.57	3.57	0	0	0
1	Бёмит, у-AlO(OH)	3.69	12.24	2.86	0.03	2.42	0.19
2	Анаказ, TiO <sub>2</sub>	3.78	–	9.51	0.06	–	1.66
3	Лепидокрокит, FeO×OH	3.87	12.53	3.06	0.08	2.51	0.14
4	Касситерит, SnO <sub>2</sub>	4.73	–	3.18	0.32	–	0.11
5	Брусит, Mg(OH <sub>2</sub> )	3.14	–	4.76	0.12	–	0.33
6	Пироаурит, Mg <sub>6</sub> Fe <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> (OH) <sub>16</sub> ×4H <sub>2</sub> O	3.1	–	23.41	0.13	–	5.55
7	Периклаз, MgO	4.21	4.21	4.21	0.15	0.15	0.15
8	Гётит, FeO×OH	4.59	9.94	3.02	0.28	1.78	0.15
9	Рутил, TiO <sub>2</sub>	4.59	–	2.96	0.28	–	0.17
10	Диаспор, α-AlO(OH)	4.40	9.42	2.84	0.23	1.63	0.2

УДК 549.514.51(470.22)

**Л.С. Скамницкая<sup>1</sup>, Т.П. Бубнова<sup>1</sup>, Л.Т. Раков<sup>2</sup>, В.Т. Дубинчук<sup>3</sup>**<sup>1</sup> Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт геологии КарНЦ РАН, Петрозаводск, Республика Карелия, Россия, *skamnits@krc.karelia.ru*<sup>2</sup> Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт геологии рудных месторождений, петрографии, минералогии и геохимии РАН, Москва Россия<sup>3</sup> Федеральное государственное бюджетное учреждение «Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья им. Н.М. Федоровского» (Роснедра), Москва, Россия**ВЛИЯНИЕ ВКЛЮЧЕНИЙ УГЛЕВОДОРОДОВ НА КАЧЕСТВО ТЕХНОГЕННОГО КВАРЦА СЛЮДЯНЫХ ПЕГМАТИТОВ КАРЕЛИИ**

The results of recent studies with an emphasis on the evaluation of unconventional quartz raw material from man-made dumps have shown that the low quality of quartz is associated with the development of inclusions of hydrocarbons (bitumens?) Localized along microcracks and large *Gas-liquid inclusions*.

Проведено изучение возможности промышленного использования кварца некоторых техногенных месторождений Карелии, представленных отвалами рудников, разрабатывавших на мусковит с начала XX века слюдоносные пегматитовые жилы.

В кварце из данных отвалов наблюдаются включения породообразующих минералов: полевых шпатов – альбита, микроклина, слюд. Под микроскопом в незначительных количествах установлен тонкоигольчатый или тонкопластинчатый мусковит, рутил. Содержание кальцита в некоторых образцах достигает 1 %. В кварце он образует поздние прожилки или гнездообразные

скопления, в которых развиты сульфиды, в некоторых образцах встречен турмалин.

Включения микроклина и альбита представлены мелкими пластинчатыми выделениями размером 0,06×0,05; 0,09×0,08 мм, мусковит в виде разно ориентированных тонких иголочек и пластинок размером 0,6×0,45; 0,15×0,1 мм. Тонкие иголки рутила отмечены в зонках мозаичного мелкого кварца и вдоль границ крупных зерен кварца, кальцит в виде тонких прожилков толщиной до 0,1–0,12 мм. Дополнительно установлено присутствие в кварце из отвалов углеродистого вещества (с серой, железом и марганцем), природа которого не ясна и требует дополнительного изучения.

Газово-жидкие включения в кварцах рудников (Малиновая Варакка, Тждино, Плотина) значительно варьируют не только по составу, но и по размеру включений и их количеству в кварцах. Наибольшая плотность ГЖВ у кварца рудника Плотина и колеблется от 291000 до 402000 в см<sup>2</sup> при среднем (по 14 образцам) 330000 в см<sup>2</sup>.

Основные минеральные примеси связаны с алюмосиликатами, слюдами, карбонатами, что подтверждает и элементный состав исходного кварца (табл. 1).

Таблица 1

Элементный состав кварца из отвалов слюдяных пегматитов

Рудник	Содержание элементов, ppm										
	Fe	Ti	Al	Mn	Mg	Ca	Ba	Cu	K	Li	Сумма
Малиновая Варакка	3,8	8,4	120	0,13	0,55	11	0,055	0,01	18,5	3,3	165,75
Плотина	750	7,9	208	4,5	50	47	0,54	0,7	27	0,29	1048,39
Тедино	3,2	6,7	100	0,1	2,8	21	1,3	0,05	47	0,77	182,92
Пиртима	1,9	6	220	0,11	0,65	7,9	0,46	0,08	125	1,7	363,8

*Примечание:* анализы выполнены в лаборатории Курчатовского института (Москва) методом ICP AES.

Низкое качество кварца из отвалов рудника Плотина связано с развитием двух генераций кварца, при этом вторая генерация более мелкого кварца содержит тонкоигольчатый или тонкопластинчатый мусковит, рутил. При изучении кварца на сканирующем электронном микроскопе установлены обособления углеродистого вещества (битумы?), развитые вдоль микротрещинок и крупных ГЖВ (рис. 1).

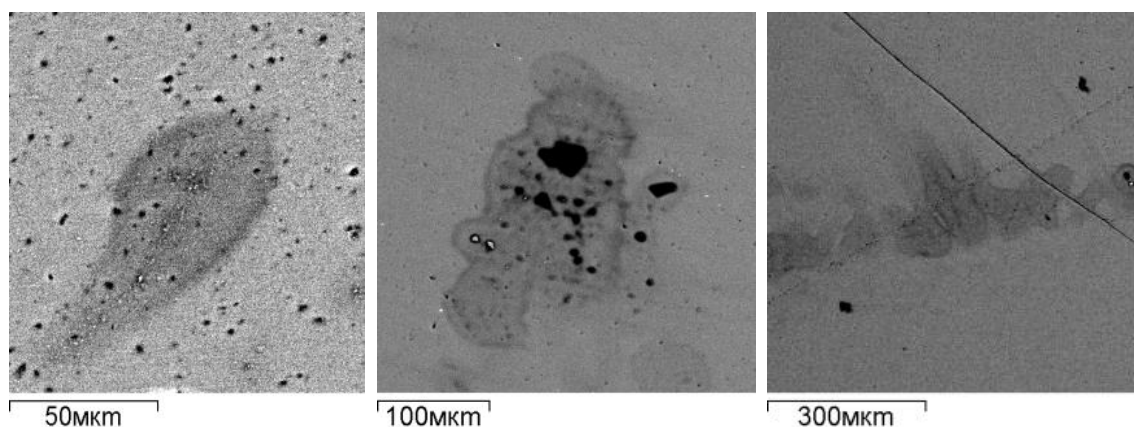


Рис. 1. Выделения углеродистого вещества в кварце Плотина (фото СЭМ VEGA II LMU)

В составе углеродного вещества по данным рентгеновского характеристического спектра фиксируется сера, магний, железо, калий, кальций и алюминий. В некоторых случаях (рис. 2)

содержание серы может быть достаточно значительным – до 29 ат. %.

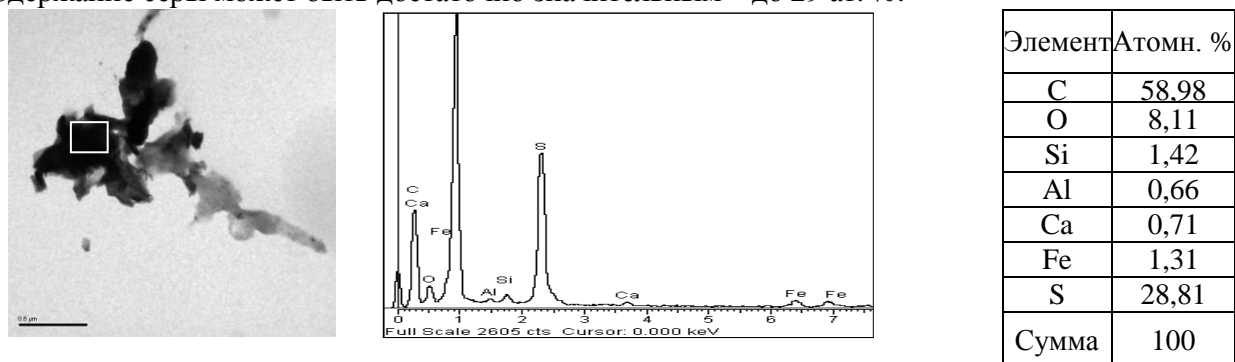


Рис. 2. Включение серицита с осевшим на него веществом Рентгеновский характеристический спектр серицита с выбранного участка (квадрат) и соотношение элементов в нем

Результаты химического состава кварца разных стадий обогащения приведены в табл. 2.

Таблица 2

Содержание элементов в кварце разной степени очистки, ppm (мг/кг)

Элемент	Предварительная стадия	Глубокая, по стандартной технологии	Глубокая, с использованием	
			инновационных решений	активации и экстракции битумов
Fe	430	66	51	0.63
Ti	6; 14	7.6	5.8	4.8
Zr	0.29	0.1	0.13	≤0.05
Mn	0.60	0.051	0.052	0.02
Al	250	82	52	42
Cu	1.1	0.07	0.04	0.012
Zn	0.72	0.14	~0.08	–
B	0.44	0.37	0.4	0.9
Ni	0.36	0.095	0.071	≤0.01
Cr	0.36	0.09	0.022	≤0.01
Co	0.07	0.019	0.018	≤0.01
Ca	38	10	1.1	1.1
Sr	0.94	0.27	0.032	≤0.01
Ba	0.49	0.27	0.053	–
Mg	4.7	3.9	0.18	0.22
Na	50	22	5.6	6.8
K	23	12	3.9	1.6
Li	0.29	0.22	0.27	0.9
Ge	1.8	1.4	1.4	–
P	2.5	<0.1	<0.1	≤0.2
S	370	73; 43	49	–
<b>Сумма</b>				42.25

Примечание: анализы выполнены в лаборатории Курчатовского института (Москва) методом ICP AES.

Данные по микроструктуре кварца рудника Плотина и примесям в нем коррелируют с результатами анализа глубоко обогащенного кварца, выполненного по стандартной схеме и с использованием нестандартных методов активации и экстракции битумов.

УДК 622.341.1

**В.Е. Жукова, Е.Г. Ожогина**

Федеральное государственное бюджетное учреждение «Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья им. Н.М. Федоровского» (Роснедра), Москва, Россия,  
*vera.fram@mail.ru*

## **МОРФОСТРУКТУРНЫЕ ОСОБЕННОСТИ МАГНЕТИТА, ОПРЕДЕЛЯЮЩИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ЖЕЛЕЗНЫХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ ГУРВУНУР**

*The mineralogical features of magnetite ore deposit Gurvunur determining their quality and technological properties, were characterized.*

Железорудное месторождение Гурвунур расположено в Еравнинском районе Республики Бурятия, в пределах Озернинского рудного узла. Месторождение представлено кварц-магнетитовыми и пироксен-апатит-магнетитовыми рудами. Кварц-магнетитовые руды наиболее распространены и составляют около 95 % общих запасов. Пироксен-апатит-магнетитовые руды образуют прослой мощностью 0,5–2,0 м среди кварц-магнетитовых руд вблизи диоритовых массивов.

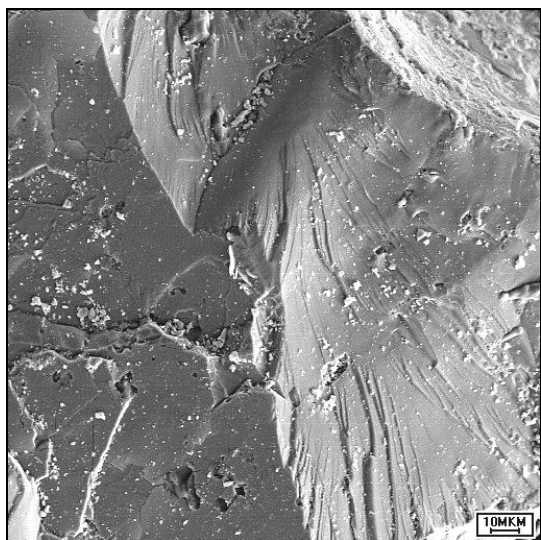
Главный минерал руд – магнетит, находящийся в приповерхностных зонах окисленный. Крупные зерна магнетита обычно имеют идиоморфную, пан- и гипидиоморфную форму. Из сульфидов отмечается пирит и халькопирит. Породообразующие – кварц, кальцит, пироксен, апатит, актинолит, флогопит, эпидот, плагиоклаз, ортит, хлорит.

Содержание железа в магнетите по данным микрорентгеноспектрального анализа варьирует незначительно от 71,63 до 72,62 %. При этом практически чистый магнетит отличается содержанием железа (72,26 %), близким к теоретическому (72,4 %). Магнетит по составу практически однородный. Структурных примесей минерал не содержит, что определено как микрорентгеноспектральным (зондовым), так ЯГР-спектроскопическими методами.

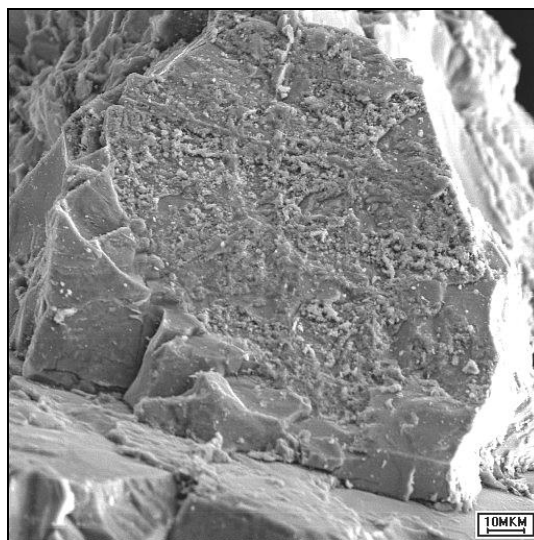
Особенностью магнетита является его пористость (рисунок, *а*). Каверны неправильной формы и разнообразного размера широко развиты в минерале, что влияет на его плотностные характеристики. Кавернозные зерна магнетита обладают более низкой плотностью по сравнению с массивными и, как правило, являются более хрупкими, что способствует концентрации такого магнетита в тонких классах.

Магнетит подвержен процессам мартитизации разной интенсивности. Кроме того, по границам зерен минерала развиты вторичные коррозионные структуры (ажурные, каемчатые, петельчатые), связанные с процессами мартитизации. Отмечено микростроение гематита не только пластинчатое и таблитчатое, но также и метаколлоидное (рисунок, *б*). Мартитизация магнетита негативно влияет на его магнитные свойства, значение удельной магнитной восприимчивости при этом снижается.

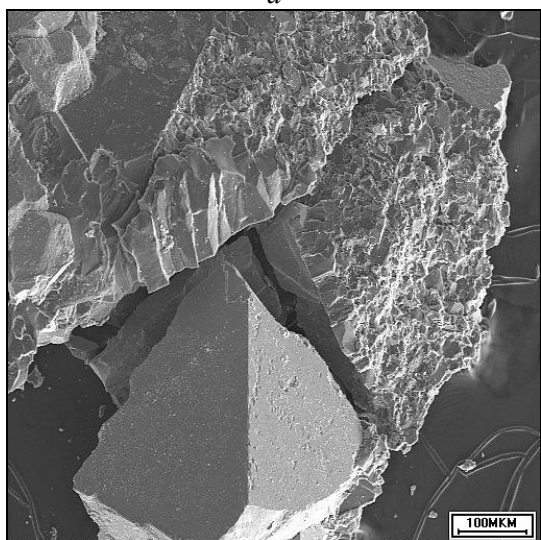
На технологические свойства магнетита влияет характер взаимоотношения минерала с породообразующими минералами. Отмечаются тесные срастания магнетита с кварцем и значительное количество кварцевых включений в нем. Электронно-микроскопическими исследованиями установлены «обрастания» зерен магнетита кварцем, представленным агрегатом гребенчатого, пластинчатого микростроения и ассоциирующим с тонкочешуйчатыми слоистыми силикатами (рисунок, *в*).



а



б



в

*Рисунок. Скол поверхности зерна магнетита, в котором широким распространением пользуются поры различного размера и формы (а), замещение магнетита коллоидным гематитом (б), кварц гребенчатого микростроения, ассоциирующийся со слоистыми алюмосиликатами, вокруг кристалла магнетита (в)*

Также между зёрнами магнетита присутствует кристаллическизернистый кварц и иногда гематит. Подобное взаимоотношение минералов способствует неполному раскрытию магнетита и снижает значения плотности и удельной магнитной восприимчивости.

Интересной особенностью магнетита является и то, что он накапливается в разных фракциях магнитного анализа. Учитывая то, что магнетит имеет практически стехиометричный состав, можно предположить, что его свойства практически полностью зависят от количества включений кварца и степени замещения его гематитом (мартитизация), которые значительно снижают магнитные свойства. Тесные срастания магнетита с кварцем, обладающим большей твердостью, не способствуют полному раскрытию магнетита, снижают значения плотности и удельной магнитной восприимчивости.

Таким образом, выявленная неоднородность главного рудного минерала – магнетита – определяет технологические показатели его обогащения и влияет на качество получаемых продуктов (извлечение, выход концентрата и содержание в нем железа).



УДК 622.349.36:669

**Н.А. Сычева, О.В. Мартиросян**

Федеральное государственное бюджетное учреждение «Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья им. Н.М. Федоровского» (Роснедра), Москва, Россия, *nel-nadya@mail.ru*

## **ВЛИЯНИЕ ПРИРОДНЫХ ОСОБЕННОСТЕЙ ВТОРИЧНОГО ПИРОХЛОРА НА ЕГО ИЗВЛЕЧЕНИЕ ИЗ РЕДКОМЕТАЛЛЬНО-РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ РУД ЧУКТУКОНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ**

*This article describes the features of secondary pyrochlore from the lateritic weathering crust deposits Shuktukon: morphology secretions, granular and chemical composition, the relationship with the ore-forming minerals. The influence of these features on the technological properties of secondary pyrochlore, its extraction from rare-earth ores.*

Современное развитие мировой редкометалльной промышленности связывают главным образом с разработкой месторождений кор выветривания карбонатитов, отличающихся высокими содержаниями и огромными ресурсами ниобиевого и редкоземельного сырья. При этом наибольшим потенциалом обладают латеритные коры выветривания карбонатитов, отличающиеся большой мощностью продуктов выветривания и высокой степенью концентрирования рудных компонентов.

Одним из примеров такого сырьевого объекта в России являются ниобий-редкоземельные руды Чуктуконского месторождения, расположенного в Красноярском крае на юго-западной окраине Сибирской платформы в южной части Чадобецкого поднятия. До глубины 150–200 м кора выветривания Чуктуконского месторождения сложена мощной толщей рыхлых охристых продуктов выветривания, с которой связаны два главных типа руды: редкоземельный и ниобий-редкоземельный. Содержание Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub> в охристых рудах составляет 1–1,5 %, REE – 3–6 %, Y<sub>2</sub>O<sub>3</sub> – 0,1–0,3 %. Руды отличаются полиминеральным составом, высокой дисперсностью минеральных составляющих (первые микрометры – первые десятки микрометров) и их тесными срастаниями. Они практически целиком сложены вторичными гипергенными минералами, среди которых преобладают оксиды и гидроксиды железа и марганца (гетит, гематит, псиломелан, пиролюзит). Редкометалльная минерализация представлена вторичным пирохлором. Редкоземельные минералы представлены монацитом, двойными водными фосфатами группы крандаллита (флоренситом, горсейкситом, гоацитом), церианитом, а также ксенотимом. Остальные минералы присутствуют в переменном количестве (каолинит, кварц, апатит, анатаз, рутил, кальцит и др.). Природная крупность основной части руды менее 0,044 мм.

Вторичный пирохлор является типоморфным минералом латеритной коры выветривания карбонатитов. Он образуется в результате гипергенного изменения первичного натрий-кальциевого пирохлора по механизму ионообменного декатионирования (Лапин, Толстов, 1995). В охристых рудах присутствуют следующие разновидности вторичного пирохлора: стронциевая, бариевая, цериевая и смешанная. Образование минерала той или иной разновидности контролировалось локальным соотношением активностей стронция, бария и церия в растворах, циркулирующих в зоне гипергенеза.

Вторичные пироксиды наследуют форму кристаллов первичного пироксидов, присутствуют в виде вкрапленности октаэдрических кристаллов различной степени сохранности.

Преобладающая часть (более 90 %) кристаллов сильно разрушена и имеет размер тысячные – сотые доли миллиметра. Единичные сохранившиеся кристаллы имеют размер десятые доли миллиметра. При этом зерна и кристаллы отличаются повышенной трещиноватостью, пористостью и хрупкостью. У некоторых зерен отмечается скорлуповатая отдельность, они обладают повышенной хрупкостью и легко разрушаются при слабом механическом воздействии.

Цвет кристаллов вторичных пироксидов в шлифах буроватый, у зональных кристаллов наблюдается чередование светлых и темных зон. Зерна, обломки зерен и землистые агрегаты в шлифах имеют серый цвет.

В изученных нами рудах преобладают цериевые разновидности. При этом отмечается их приуроченность к верхним зонам коры выветривания. В нижних зонах преобладают бариевые разновидности.

На рис. 1, а приведена фотография зонального кристалла пироксидов из верхней зоны коры выветривания. Центральная часть кристалла сильно изменена, гидратирована, что существенно отражается на сумме всех компонентов – 82,28–84,65 % (таблица, № 1а, 2а, 3а, 4а). Она отличается высоким содержанием церия 11,68–12,29% при содержании ниобия 31,63–33,48 %, стронция – 4,73–5,34 %, бария – 1,18–1,5 %. В краевой части этого кристалла увеличивается содержание ниобия до 42,07 %, стронция – до 8,87 % и бария – до 4,14 %, а содержание церия резко снижается до 4,73 %. Сумма всех элементов составляет 93,35 %.

Центральная часть трещиноватого зонального зерна пироксидов (рис. 1, б) из нижней зоны коры выветривания значительно менее гидратирована, сумма всех компонентов составляет 89,12–89,90 % (таблица, № 1б, 4б). Она отличается высоким содержанием бария 11,23–11,63 % при содержании ниобия 46,17–46,49 %, стронция 3,66–3,93 %, церия 0,45–0,96 %. В краевой части зерна также увеличивается содержание ниобия до 48,82–48,95 %, бария 13,55–13,99 %, содержание стронция и церия практически не меняется. Сумма всех элементов составляет 92,29–93,11 %.

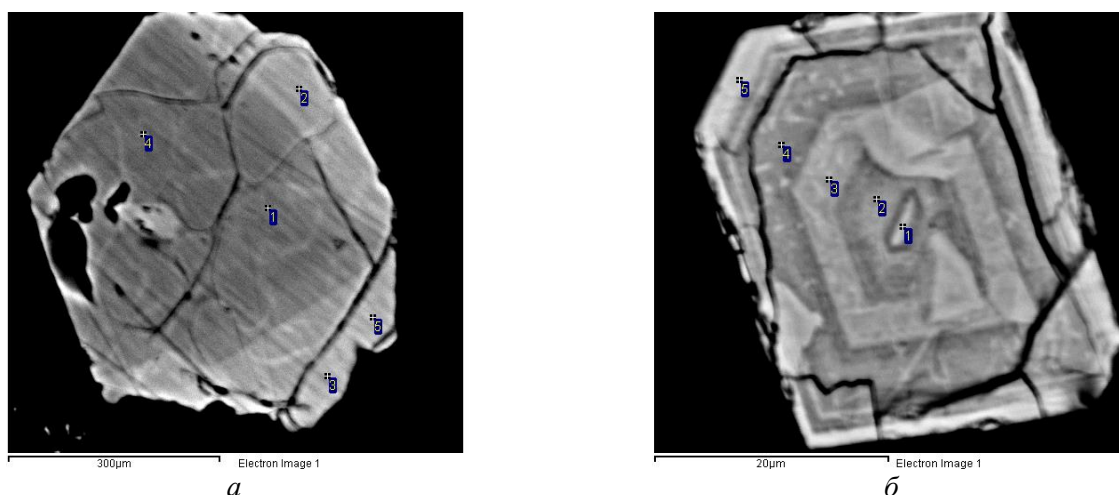


Рис. 1. Зональный сильно трещиноватый кристалл пироксидов из верхней зоны коры выветривания (а) и трещиноватое зональное зерно из нижней зоны коры выветривания (б) (изображение в отраженных электронах)

Таблица 1

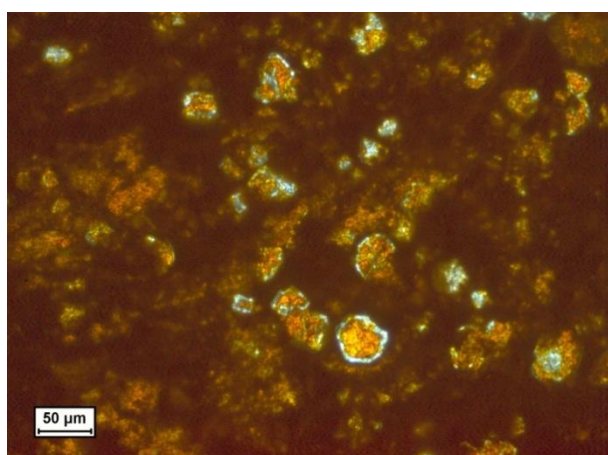
Химический состав вторичных пирохлоров

Примечание		№ точки	O	Na	Ca	Ti	Fe	Sr	Nb	Ba	Ce	Сумма
Зональный кристалл (рис. 1, а)	Центральная часть	1а	26,63	0,72	1,40	3,02	1,20	5,34	33,48	1,18	11,68	84,65
		2а	26,16	0,56	1,46	2,95	1,35	4,86	31,92	1,39	12,22	82,87
		3а	27,55	0,46	1,35	2,93	1,27	4,95	32,52	1,31	12,29	84,63
		4а	26,36	0,38	1,31	2,83	1,54	4,73	31,63	1,50	12,00	82,28
	Краевая часть	5а	29,08	0,26	0,43	2,40	1,37	8,87	42,07	4,14	4,73	93,35
Зональное зерно (рис., б)	Центральная часть	1б	23,99	0,00	0,00	2,83	0,28	3,66	46,17	11,23	0,96	89,12
		4б	24,13	0,00	0,00	2,77	0,40	3,93	46,49	11,63	0,45	89,80
	Краевая часть	2б	24,67	0,00	0,00	1,96	0,19	3,40	48,95	13,55	0,21	92,93
		3б	24,34	0,00	0,00	1,44	0,59	3,05	48,82	13,99	0,06	92,29
		5б	24,49	0,00	0,00	1,47	0,57	3,29	48,84	13,88	0,57	93,11

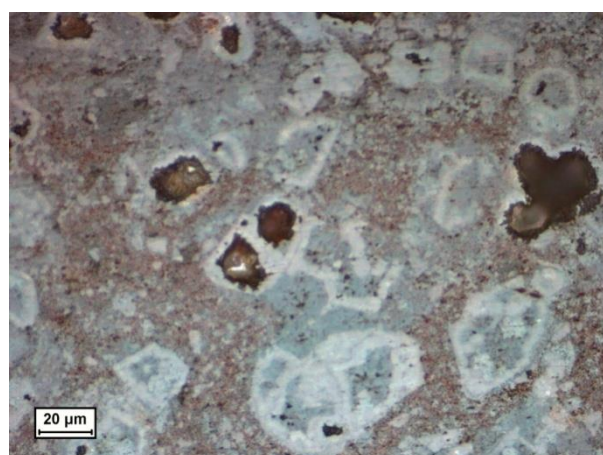
В наиболее проработанных участках коры выветривания пирохлор замещается гидроксидами железа.

В каолинит-гетитовой руде, приуроченной к верхней части коры выветривания, пирохлор наиболее сильно подвергся гипергенным изменениям. В шлифах видны сечения кристаллов пирохлора, полностью или практически полностью замещенные гетитом. У некоторых зерен и кристаллов сохраняется лишь тонкая внешняя оболочка (рисунок 2, а). Ниже по разрезу располагаются гетит-гематитовые руды. В них наблюдается полное замещение вторичного пирохлора гидроксидами железа: внешняя оболочка зерен и кристаллов пирохлора сформирована гематитом, а центральные части либо сложены гетитом, либо отсутствуют (рис. 2, б).

Под гетит-гематитовыми рудами, в гетитовой руде присутствуют интенсивно корродированные и разрушенные зерна и землистые агрегаты пирохлора, однако замещения последнего гетитом практически не наблюдается.



а



б

Рис. 2. Замещение вторичного пирохлора гетитом в каолинит-гетитовой руде. Проходящий свет, николи параллельны (а); замещение вторичного пирохлора гематитом и гетитом в гетит-гематитовой руде. Отраженный свет, николи параллельны (б)

Таким образом, в результате гипергенных изменений первичного пирохлора в коре выветривания образуются вторичные пирохлоры, кардинально отличающиеся как химическим составом, так и физическими свойствами. Переменный химический состав минерала приводит к изменению его технологических свойств (плотности, удельной поверхности, твердости), что непосредственно отражается на его поведении в обогащательном процессе. Повышенная хрупкость и склонность к переизмельчению способствуют накоплению минерала в шламовых классах (менее 0,045 мм), что негативно влияет на его извлечение.

УДК 549(571.51)+622.7(571.51)

**Н.И. Коннова, О.Ю. Перфилова, П.Н. Самородский**

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Сибирский федеральный университет», Красноярск, Россия, *kni757@mail.ru*

### **ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ МИНЕРАЛОГИЯ И ПРОГНОЗЫ ОБОГАТИМОСТИ РУДЫ КОЛПИНСКОГО РУДОПРОЯВЛЕНИЯ ВОСТОЧНОГО САЯНА КРАСНОЯРСКОГО КРАЯ**

*The paper presents the prognosis results of studying of the gold sulfide ore from some objects of the Krasnoyarsk region. The results of mineralogical, gravitational and flotation studies are presented.*

Рудопроявление Колпинское находится в устье р. Колпа, правого притока р. Балахтисон, на территории Курагинского района Красноярского края.

К настоящему времени вскрыто 13 прожилково-вкрапленных рудных зон золото-сульфидно-кварцевого, золото-сульфидного составов с размерами по простиранию от 220 до 800 м мощностью от 6 до 20 м. Среднее содержание золота по рудным зонам составляет 0,9 г/т, средняя мощность – 13 м.

В составе прожилково-вкрапленных рудных зон по результатам опробования канав и картировочных скважин по бортовому содержанию золота 0,5 г/т выделено семь рудных тел с размерами по простиранию от 240 до 600 м, мощностью от 2,0 до 14,0 м и содержаниям золота от 0,6 до 115,4 г/т.

Золоторудные тела представлены кварц-серицит-хлорит-карбонатными метасоматическим породами. Для них характерно интенсивное прожилковое окварцевание и сульфидная минерализация.

Исходная технологическая проба состоит из разнородного материала – кусков керна светло-серой и светло-буровато-серой окраски, кусков интенсивно лимонитизированных крепких пород, лимонитизированного жильного кварца с мелкой вкрапленностью пирита, в различной степени замещенного гематитом и лимонитом, комков лимонитового агрегата, легко рассыпающихся в руках и обогащенного лимонитом рыхлого материала, окрашенного в различные оттенки бурого и коричневатого-бурого цвета.

Руда имеет сравнительно достаточно сложный минеральный состав. Породы претерпели неоднократные тектонические подвижки, дробление и интенсивные гидротермальные метасоматические преобразования (окварцевание, серицитизация, хлоритизация, карбонатизация, пиритизация).

В результате микроскопических исследований и минералогического анализа различных фракций пробы установлено, что основными пороодообразующими и жильными (нерудными)

минералами в ее составе являются кварц (23,7 %), альбит (20 %), мусковито-серицит и гидрослюды – 18,25 %, минералы группы хлорита (преимущественно клинохлор) – 8,8 %, глинистые минералы (преимущественно каолинит) – 8,4 %, эпидот – 2,5 %, кальцит – 2,6 %, тонкочешуйчатый графит – менее 0,1 %.

Рудные минералы представлены золотом (4,03 г/т), пиритом – 0,19 %, лимонитом (гётит и гематит) – 12,9 %, рутилом и анатазом – 2,47 %, а также (в незначительных количествах (единичные мелкие выделения) мышьяковистым пиритом, халькопиритом, блёклыми рудами, интерметаллидами сурьмы и олова, азурином, хризоколлой, монацитом.

Следует отметить очень тесное срастание и взаимопрорастание породообразующих минералов пробы, наличие мельчайших вростков серицита, хлорита, сульфидов и золота в кварце, наличие мелких включений в пирите других сульфидов и интерметаллидов, что препятствует полному раскрытию минералов в пробе при дроблении и может приводить к неполному извлечению золота гравитационными и флотационными методами. Поэтому степень раскрытия как рудных, так и нерудных минералов более 80 % наблюдается только во фракции -0,044+0 мм, в то время как в более крупных фракциях преобладают обломки пород и сростки минералов.

*Кварц* (23,7 %) наблюдается как в виде отдельных сравнительно крупных (0,5–3 мм) обломков неправильной формы (обломки гидротермальных прожилков), так и в виде очень мелких зерен (0,005–0,1 мм), находящихся в очень тесном срастании с другими рудными (золото, гётит, гематит, рутил, халькопирит) и нерудными (серицит, альбит, клинохлор, кальцит, эпидот) минералами.

Цвет обломков кварца – молочно-белый, светло-серый, буроватый и красноватый, редко отмечаются обломки бесцветного прозрачного или полупрозрачного кварца.

*Альбит* (20 %) наблюдается преимущественно в виде очень мелких (0,005–0,1 мм) ксеноморфных зерен, образующих срастания с клинохлором, кварцем, серицитом и эпидотом.

Очень редко наблюдаются единичные более крупные (до 3 мм) спайные выколки альбита, лишенные вростков других минералов. Цвет белый, буроватый, желтоватый и розоватый. В последнем случае, вероятно, обусловлен тонкодисперсными включениями гётита и гематита.

*Серицито-мусковит* (18,25 %) также наблюдается в виде тонкочешуйчатого (0,005–0,05 мм) агрегата в тесной ассоциации с другими нерудными минералами пробы, реже – пиритом. Редко наблюдаются более крупные чешуйки размером до 0,1–0,2 мм. Цвет бесцветный, светлый желтовато-буроватый и бледно-зеленоватый. Характерен перламутровый блеск на плоскостях спайности.

*Клинохлор* (8,8 %) – наблюдается в составе полиминеральных тонкозернистых агрегатов (преимущественно в срастании с альбитом, кварцем, эпидотом и серицитом). Размер выделений 0,005–0,1 мм. Отмечаются единичные чешуйки размером до 0,5 мм в поперечнике. Цвет светло-зеленый и серовато-зеленый.

*Кальцит* (2,6 %) наблюдается в виде мелких (0,01–0,1 мм) неправильной формы изометричных зерен в составе обломков метасоматитов и сланцев, а также в виде сравнительно крупных (0,5–3 мм) спайных ромбоэдрических выколков, вероятно, представляющих собой обломки зерен из гидротермальных прожилков. Цвет белый, буроватый и красновато-розовый.

*Глинистые минералы* (8,4 %) образуют крайне тонкодисперсные землистые и порошокватые агрегаты желтоватого и светло-бурого цвета. Чаще всего тесно ассоциирующие с тонкодисперсными оксидами и гидроксидами железа.

Рудные минералы, кроме золота, представлены преимущественно пиритом, гематитом и гётитом (лимонитом), рутилом, анатазом, а также в резко подчиненных количествах арсенопиритом, халькопиритом, галенитом, интерметаллидами сурьмы и олова, азурином, хризоколлой, а также монацитом.

*Пирит* (0,19 %) является наиболее распространённым сульфидом изучаемого месторождения. В некоторых образцах его содержание доходит до 15 %.

Минерал образует как рассеянную вкрапленность, так и скопления, и прожилки.

Размер выделений от 0,005 до 5 мм, преобладают кристаллы пентагондодекаэдрического габитуса без выраженной комбинационной штриховки на гранях и их фрагменты. Реже наблюдаются микродрузы – незакономерные сростки из 3–15 мелких кристаллов.

Зёрна пирита часто имеют явно выраженные признаки катаклаза: раздавливание, трещины, заполненные новообразованными жильными минералами, халькопиритом и блёклой рудой, цепочки обломков.

*Интерметаллид олова и сурьмы* образует вросстки в галенитовой матрице. Выявлен при электронно-микроскопическом изучении концентрата.

Золото в исходной пробе на 94,9 % представлено в цианируемой форме, 5,1 % металла ассоциировано с оксидами и гидроксидами железа, карбонатами, сульфидами и тонковкраплено в порообразующие минералы.

*Самородное золото* встречается преимущественно в сульфидах (пирите и халькопирите) и замещающем их лимоните. Частицы золота имеют небольшой размер (5–30 мкм), выявление наиболее мелких золотинок возможно только с помощью электронного микроскопа.

Пробность золота варьирует в интервале 557–986 ‰ (18 определений, средняя пробность 867 ‰, преобладает относительно высокопробное золото). Наиболее низкопробные частицы (557–699 ‰) обнаружены в гётитовой прожилке, замещающем халькопирит.

Золото имеет светло-жёлтый цвет, форма варьирует от удлинённо-уплощённой до комковатой.

Преобладают уплощённые частицы. Средний размер изученных частиц составляет 0,07 мм. Поверхность частиц неровная, её скульптура, как и форма частиц в целом, обусловлена многочисленными отпечатками минералов, окружавших золотинок до дробления руды. Для извлечения в концентрат золота и сульфидных минералов (преимущественно пирита) требуется тонкое измельчение руды, не грубее 95 % класса минус 0,044 мм.

Массовая доля металла в исходной руде составляет 3,9 г/т. Распределение золота по классам крупности крайне неравномерное, по мере снижения крупности массовая доля золота увеличивается.

Была исследована возможность гравитационного обогащения пробы Колпинского рудопоявления (Восточный Саян Красноярского края), которое проводили на центробежных аппаратах и концентрационном столе.

С увеличением крупности исходной руды повышается массовая доля золота в гравитационных концентратах.

Максимальное содержание металла в гравикоцентрате составило 344 г/т, извлечение в золотую головку по этой схеме составит 6,88 % (крупность пробы 0,1–0 мм). Степень концентрации для центробежной сепарации получена от 4,4 до 12,95 для концентрации на столе от 5,5 до 11,3, в целом по схеме – от 49,7 до 49,7. В исходной пробе шламов крупностью менее 20 мкм содержится – 18,54 %, при этом массовая доля золота в шламах составляет 3,9–5,9 г/т.

Малые размеры частиц золота (менее 0,07 мм) и большое количество сростков с другими минералами указывают на возможность потерь металла при гравитационном обогащении, что и подтверждается проведенными исследованиями.

Были выполнены исследования по флотации исходной пробы руды с базовым режимом процесса: расход соды – 1000 г/т, медный купорос – 100 г/т, бутилового ксантогената калия – 100 г/т, Т-92 (оксаль) – 70 г/т.

В крупности 0,074 – 0 мм выделяется пенный продукт основной флотации с массовой долей золота 31,5 г/т при выходе 7,79 % и извлечении 62,89 %. Однако следует отметить, что потери металла высокие и составляют 30,76 %.

Учитывая минералогический анализ, это можно объяснить высокой степенью окисления руды. Золотины нередко покрыты пленками оксидов и гидроксидов железа или окружены «лимонитовой рубашкой», что осложняет процессы флотации.

При изучении сорбционных свойств пробы Колпинского рудопоявления была определена естественная сорбционная активность руды – 13,93 %, в связи с чем в технологическую схему не рекомендуется включать предварительное цианирование руды (с целью повышения содержания золота на смоле и сокращения расхода реагентов на операции десорбции золота и регенерации сорбента).

При оптимальных параметрах: тонине помола 81,9 % класса –0,074 мм, плотности пульпы – 50 % твердого, времени сорбционного выщелачивания – 48 часов, концентрации сорбента – 6 % от объема пульпы, концентрации цианистого натрия – 0,5 мг/л, величине рН пульпы – 10,5, извлечение золота в раствор составило 94,4, на сорбент 93,6 % соответственно.

Определены оптимальный тип сорбента – активированный уголь (кокосовый, производства Малайзия), расход СаО – 1,04 кг/т и расход цианида – 3,7 кг/т.

Таким образом, учитывая особенности вещественного состава пробы Колпинского рудопоявления, не смотря на высокое содержание металла в руде, наиболее оптимальным способом извлечения золота будет являться сорбционное выщелачивание.

УДК 553.411(571.55)

**А.М. Ключников<sup>1</sup>, В.В. Мусаев<sup>1</sup>, Д.М. Пастухов<sup>2</sup>, Е.И. Тимофеев<sup>2</sup>**

<sup>1</sup> ОАО «Уралмеханобр», Екатеринбург, Россия, [umbr@umbr.ru](mailto:umbr@umbr.ru)

<sup>2</sup> Исследовательский центр ООО «Берёзовский рудник», Берёзовский, Россия

## **ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ОКИСЛЕННОЙ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ КОЧКОВСКОЕ**

*A material composition of oxidized ore from Kochkovskoe deposit was investigated. It was founded that the ore can be processed by heap leaching process using cyanide leach solutions. The high scale percolation leaching test was accomplished that resulted in extraction of 78,5 % of Au and 21 % of Ag from ore to a pregnant solution.*

Руды Кочковского месторождения – важный резерв запасов золота в Забайкальском крае. Наибольший интерес представляют окисленные руды, отработка которых может производиться методом кучного выщелачивания (КВ) цианистыми растворами. Целью настоящей работы являлось изучение состава и разработка технологии кучного выщелачивания окисленной руды.

Вещественный состав пробы изучали с помощью электронного микроскопа Zeiss EVA-MA 15 и рентгеновского дифрактометра Shimadzu XRD-7000. Содержание драгоценных

металлов определяли методом пробирной плавки, прочих компонентов – с применением количественного рентгенофазового и атомно-абсорбционного анализов.

По данным ОАО «Уралмеханобр» окисленная руда имела следующий химический состав, %: 46,8 SiO<sub>2</sub>; 15,5 Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; 4,71 Fe; 7,1 CaO; 5,8 K<sub>2</sub>O; 4,5 MgO; 0,51 S; 0,35 As; 0,11 Zn; 0,19 Sb; 0,012 Cu. Содержание золота составляло 2,2 г/т, серебра – 6,1 г/т.

Железо в руде преимущественно представлено гетитом и гидрогетитом, с незначительными следами пирита и магнетита. Это свидетельствует о том, что руда является практически полностью окисленной [1].

Основными минералами руды являются полевые шпаты, содержание которых составляет 45 %, менее распространены карбонаты, каолинит, кварц, гематит и гётит. Крайне редко встречаются пирит, сфалерит, халькопирит, блёклые руды, галенит, слюды, хлорит, апатит и оксиды марганца. По вещественному составу руда является основной, что предопределяет низкий расход щёлочи при цианидном выщелачивании.

Технологические исследования по моделированию процесса КВ первоначально проводили в перколяторах вместимостью 5 кг по окомкованной руде. Предварительно было установлено, что окомкование необходимо проводить при расходе цемента 12–16 кг/т, с достижением влажности окатышей 10–12 %. Изучалось влияние на извлечение золота крупности дробления руды, которая составляла, мм: минус 80, минус 20, минус 10 и минус 5. Плотность орошения цианистым раствором составляла 7 л/(м<sup>2</sup>·ч). Концентрация NaCN в выщелачивающем растворе составляла 1,0 кг/м<sup>3</sup> при pH раствора 10,5–11,0. Оборота растворов не производили. Установлено, что оптимальным для кучного выщелачивания является дробление руды до крупности минус 20 мм. Дальнейшее уменьшение крупности не приводило к росту извлечения золота, который практически заканчивался при достижении соотношения Ж : Т = (1,2–1,4) : 1. Извлечение золота в раствор при этом составило 79–80 %.

Для подтверждения достигнутых показателей проведены полупромышленные испытания технологии кучного выщелачивания. Выщелачивание руды проводили в перколяторе высотой 4,8 м, внутренним диаметром 0,3 м. Масса загрузки окомкованной руды – 406 кг (по сухому). Выщелачивание проводили с оборотом растворов при плотности орошения 7 л/(м<sup>2</sup>·ч) (на стадии влагонасыщения – 15 л/(м<sup>2</sup>·ч)). Расход цемента на окомкование 16 кг/т. Количество оборотного раствора составляло 0,139 м<sup>3</sup>. Продуктивный раствор обеззолачивали на активированном угле, после чего подкрепляли при необходимости по NaCN и NaOH.

Концентрацию цианида натрия в выщелачивающем растворе поддерживали первоначально на уровне 1,0 кг/м<sup>3</sup>. Период влагонасыщения руды составлял 4 суток. Далее на 13-е сутки эксперимента производили снижение рабочей концентрации до 0,7 кг/м<sup>3</sup> и на 27-е сутки доукрепление по NaCN было полностью прекращено.

Результаты экспериментов представлены на рисунке. Эксперимент проводили до падения концентрации золота в продуктивных растворах до 0,05 г/м<sup>3</sup>. Общая продолжительность процесса составила 36 суток, что свидетельствует об исключительно высокой кинетике растворения золота.

Удельный расход NaCN и NaOH в полупромышленных испытаниях рассчитывали по разнице между общим количеством, введенным в оборотный раствор в процессе испытаний, и количеством, оставшимся по данным анализа в конечном обеззолоченном растворе объемом 0,139 м<sup>3</sup>.



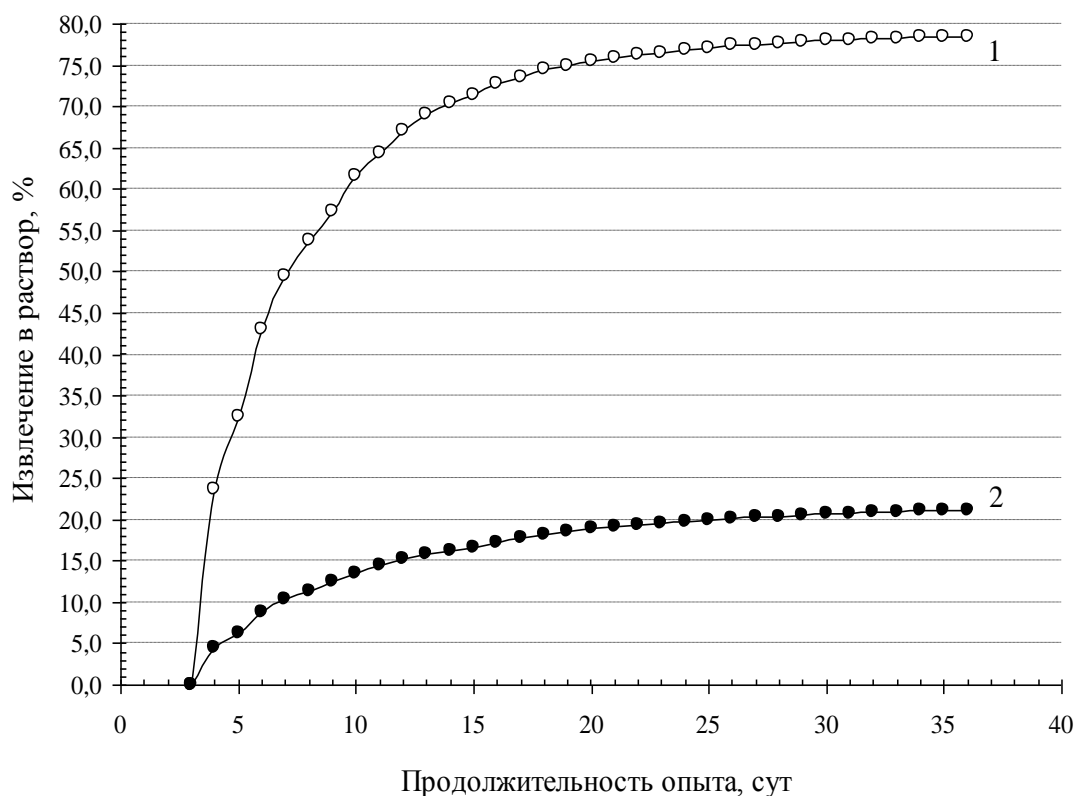


Рисунок. Изменение извлечения ценных компонентов в раствор при выщелачивании в зависимости от продолжительности процесса: 1 – золото, 2 – серебро

Обеззолоченный раствор (хвосты выщелачивания) характеризовался следующим составом, г/м<sup>3</sup>: 0,010 Au, 0,010 Ag, 16,0 Cu, 66,5 Zn, 0,5 Fe, 0,025 As, 0,01 Sb, 240 CSN<sup>-</sup>, 1090 SO<sub>4</sub><sup>2-</sup>. Содержание свободного цианида составляло около 200 г/м<sup>3</sup>.

Большая достигнутая скорость растворения золота объясняется нахождением золота преимущественно в тонкодисперсном состоянии (менее 2,73 мкм), что подтверждено исследованиями ОАО «Уралмеханобр».

#### Выводы

Проведено изучение химического и вещественного составов окисленной золотосодержащей руды Кочковского месторождения. Показано, что руда представляет собой кварцево-карбонатную полевошпатовую выветрелую породу с содержанием золота 2,2 г/т и серебра 6,1 г/т. Установлено, что около 79–80 % золота является цианируемым.

При проведении укрупнённого перколяционного опыта показано, что руду целесообразно перерабатывать по технологии кучного выщелачивания. Оптимальные условия ведения процесса: начальная концентрация цианида натрия в растворе – 1 кг/м<sup>3</sup> (с постепенным снижением до 0,5 кг/м<sup>3</sup>), требуемая крупность руды – минус 20 мм. В результате достигнуто извлечение в раствор 78,5 % золота и 21,3 % серебра при соотношении Ж : Т по продуктивным растворам, равном 0,9 : 1. Удельный расход цемента на окомкование составляет 12–16 кг/т. Расходы реагентов на выщелачивание (без промывки отработанной руды): NaCN – 0,35 кг/ т, NaOH – 41 г/т. Введение операции промывки отработанного штабеля может сократить удельный расход NaCN до 0,28 кг/т. На основании испытаний разработан технологический регламент на участок КВ производительностью 500 тыс. т руды/год.

УДК 669.046.586

**Е.А. Горбатова<sup>1</sup>, Е.А. Емельяненко<sup>2</sup>, А.Н. Лебедев<sup>1</sup>**

<sup>1</sup> Федеральное государственное бюджетное учреждение «Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья им. Н.М. Федоровского» (Роснедра), Москва, Россия, [lena\\_gorbatova@mail.ru](mailto:lena_gorbatova@mail.ru)

<sup>2</sup> Федеральное государственное бюджетное учреждение высшего образования «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», Магнитогорск, Россия,

## **ВЛИЯНИЕ ВЕЩЕСТВЕННОГО СОСТАВА ШЛАКОВ НА ВЫБОР ОБЛАСТИ ИХ ПРИМЕНЕНИЯ**

*Liquid and solid metallurgical slags are characterized by different physicochemical properties that determine the region of their application. So, the main area of application of blast-furnace slag of JSC MMK of okertmatite composition is the production of binding materials.*

Металлургический процесс выплавки металла сопровождается получением побочного продукта – расплавленного шлака. Среди всех металлургических шлаков первое место по количеству занимают доменные. Выход доменного шлака, его состав и свойства зависят от вещественного состава агломерата, золы кокса, содержания серы, технологических параметров доменного процесса, а также от марки выплавляемого чугуна. Удельный выход доменного шлака в среднем составляет 440 кг/т чугуна.

Доменные шлаки перерабатываются как в жидком, так и в твердом состояниях с получением разной продукции. Свойства расплавленного и твердого шлаков, определяющие область их применения, существенно отличаются (таблица).

Основными свойствами, обуславливающими технологические характеристики жидкого шлака при литье – текучесть расплава, при производстве пемзы – способность к вспениванию, при получении ваты – возможность волокнообразования, при гранулировании шлака – степень кристалличности, являются, в большей степени, вязкость и поверхность натяжения расплава (Металлургические шлаки и их применение в строительстве, 1962; Юсупходжаев Л.Л., Сулейманова К.И., 2005).

Шлаки в твердом состоянии характеризуются определенными параметрами – фазовым составом и структурно-текстурными особенностями, определяющими физико-химические свойства шлака и позволяющими прогнозировать процессы шлакопереработки.

Например, современные доменные шлаки ОАО «ММК» характеризуются пористым сложением. Структура шлака подобна природной – порфиновая, интерсертальная и сферолитовая. Вкрапленники, представленные крупными и хорошо окристаллизованными тонкотаблитчатыми зернами окерманита, беспорядочно расположены в массе шлака. Строение основной массы шлака, представленными минеральными агрегатами псевдоволластонита, фаялита, диопсида, и ольдгамита, полнокристаллическое. Участками в шлаке наблюдаются неправильной формы пучкообразные агрегаты стекла с характерным радиально-лучистым погасанием.

Основность доменных шлаков – 1,05 %, содержание MgO и Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> составляет соответственно 6,61 и 8,89 %, SiO<sub>2</sub> – 37,83 %, FeO – 2,35 % и MnO – 3,89 %.

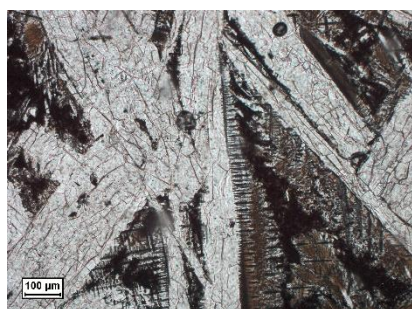
Таблица

Влияние физико-механических свойств шлака на область их применения

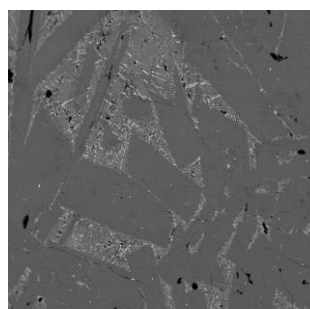
Свойства	Особенности вещественного состава	Получаемая продукция	Область применения
<i>Жидкие шлаки</i>			
Вязкость	Химический и минеральный составы (структура силикатов, содержание SiO <sub>2</sub> )	Шлаковая пемза Шлаковая вата	Производство строительных материалов
Поверхностное натяжение	Химический состав (содержание MgO, FeO, Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> )	Гранулированный шлак Шлакоситаллы	Цементная промышленность
			Стекольное и керамическое производство
<i>Твердые шлаки</i>			
Пористость	Химический состав (содержание MnO, MgO, FeO, Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> , SiO <sub>2</sub> ), текстура	Адсорбент Заполнитель для бетона, адсорбент	Производство строительных материалов
Стойкость	Химический состав (содержание MgO, Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ), структура	Щебень	Дорожная одежда
Гидравлические свойства	Минеральный и химический состав (CaO, Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ), структура	Шлакопортланд-цемент	Цементная промышленность

Фазовый состав доменных шлаков определяется не только их химическим составом, но и условиями охлаждения. По данным минералогических исследований доменные шлаки ОАО «ММК» характеризуются гетерогенностью минерального состава. Главными шлакообразующими минералами являются окерманит, псевдоволлатонит (79–94 %), второстепенными – фаялит, диопсид, ольдгамит, перовскит, яacobсит, биксбиит, феррит (3 %). Аморфная составляющая не превышает 18 %.

Окерманит слагает основную часть шлака, его содержание достигает 60–75 %. Кристаллы короткопризматические, агрегаты основной массы тонкозернистые (рисунок). Размер кристаллов варьирует от 0,3 до 2 мм по длинной оси. В центральной части индивидов отмечаются мельчайшие каплевидные включения металлического железа (размером не более 5 мкм).



а



б

Рисунок. Короткопризматические кристаллы окерманита: а – прозрачный шлиф, николи параллельны; б – BSE изображения

Псевдоволластонит является вторым по значению минералом доменных шлаков, его содержание достигает 19 %. Размер агрегатов варьирует от 0,1 до 0,4 мм. Часто параллельные сростки кристаллов псевдоволластонита перпендикулярно или под определенным углом нарастают на грани окерманита.

Фаялит и диопсид встречаются в подчиненном количестве (менее 1 %) и образуют небольшие выделения в интерстициях между зернами окерманита. С этими минералами связана концентрация якобсита, биксбиита и перовскита.

Рудные минералы не превышают 3 % шлака и представлены ольдгамитом, перовскитом, якобитом, биксбиитом,  $\alpha$ -Fe.

Минералогические исследования доменных шлаков показали, что главные шлакообразующие минералы – окерманит и псевдоволластонит, составляющие 79–94 % от общей массы, обладают высокой гидравлической активностью. Поэтому основной областью применения отвального доменного шлака ОАО «ММК» является производство вяжущих материалов.

УДК 669.223.321

**П.В. Маляров, П.А. Ковалёв**  
ООО «Ресурс», Ставрополь, Россия

## **ОСОБЕННОСТИ ПРОЦЕССОВ РУДОПОДГОТОВКИ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ МЕЛЬНИЦ ПОЛУСАМОИЗМЕЛЬЧЕНИЯ**

*The problems of using self-grinding mills in grinding (SAG) schemes for mineral raw materials are considered. The results of experimental studies of load distribution in the cross-section of the drum of SAG mills are presented.*

Использование мельниц полусамои измельчения (ПСИ) в циклах подготовки руд чёрных и цветных металлов к обогащению обусловлено тенденцией укрупнения единичной мощности и повышения производительности применяемого оборудования. Очевидными преимуществами такого направления является уменьшение занимаемых производственных площадей, снижение расходов на обслуживание, упрощение систем автоматического регулирования технологическими процессами при установившихся режимах. Применение мельниц ПСИ изначально кроме перечисленных преимуществ имело целью совмещение операций дробления с операциями измельчения.

Вместе с тем эксплуатация схем измельчения с мельницами ПСИ в таком виде выявила ряд недостатков. Основным из них является снижение производительности отделений измельчения по сравнению с расчётной, в сочетании повышенными удельными энергетическими затратами.

Отличительными особенностями мельниц ПСИ по сравнению с шаровыми мельницами являются небольшая (до 15 %) загрузка барабана мельницы шарами и меньшее соотношение диаметра барабана мельницы к её длине.

Очевидно, что движение загрузки в барабанных мельницах в значительной степени определяет процессы измельчения. В отличие от шаровых мельниц для мельниц ПСИ движение загрузки в сечении барабана изучено недостаточно. Следует учитывать, что на

процесс измельчения в барабанных мельницах значительное влияние оказывает взаимодействие мелющих тел между собой и измельчаемым материалом.

До настоящего времени процессы разрушения минералов в барабанных мельницах рассматривались достаточно упрощённо. Принято считать, что разрушение частиц перерабатываемого материала происходит ударом и истиранием.

В этой связи на данном этапе нами были сформулированы следующие задачи исследований:

1) изучение кинематики движения загрузки в мельницах ПСИ и сравнение полученных результатов с шаровыми мельницами;

2) изучение влияния соотношения объёмов измельчаемой среды и мелющих тел для шаровых мельниц на процесс измельчения.

Полученные в процессе исследований результаты могут быть использованы при изучении механизмов разрушения минерального сырья в барабанных мельницах и более точного прогнозирования производительности измельчительных отделений для вновь проектируемых предприятий.

Для изучения распределения загрузки в поперечном сечении барабана мельниц ПСИ на физической модели барабанной мельницы были проведены экспериментальные исследования для сухого и мокрого помола. Размеры мелющих тел и кусков руды были приняты на основании теории подобия и размерностей. Диаметр шаров экспериментальной установки принят равным 3 мм, а максимальный размер кусков измельчаемого материала 10 мм, что соответствует шарам 120 мм и максимальным размерам кусков руды 400 мм для мельниц ПСИ диаметром 10,4 м.

Экспериментальные исследования распределения шаров в среде измельчаемого материала показали, что мелющие тела в процессе установившегося движения, при принятых параметрах моделирования процессов измельчения, не группируются отдельной зоной, а распределены по всему сечению в среде измельчаемого материала.

На рис. 1 представлена картина распределения шаров в загрузке мельницы ПСИ.

Это позволяет сделать вывод о том, что на закономерности поперечной сегрегации загрузки при вращательном движении барабана оказывает влияние крупность в сочетании с плотностью материала мелющих тел и измельчаемого материала. Крупные куски перерабатываемого материала оказывают такое же влияние на сегрегацию как более мелкие, но с большей плотностью мелющие тела.

Относительное скольжение между слоями загрузки на траекториях подъёма можно оценить отношением радиуса вращения загрузки  $r$  к радиусу мельницы  $R$ . Эксперимент, выполненный нами на модели барабанной мельницы, показал, что относительное скольжение между слоями загрузки в присутствии пульпы в шаровой мельнице составляет 0,60, а в мельнице полусамоизмельчения 0,51.

Следует отметить, что для мельниц полусамоизмельчения скольжение между слоями заметно увеличивается в присутствии пульпы по сравнению с сухим помолом. Для шаровых мельниц этот показатель меняется в пределах погрешности измерений.

Полученные результаты свидетельствуют, что для шаровых мельниц относительное проскальзывание между слоями загрузки на траекториях подъёма обусловлено взаимодействием между мелющими телами и носит не постоянный, но дискретный характер.

Присутствие пульпы в мельницах полусамоизмельчения увеличивает относительное скольжение между слоями загрузки на траекториях подъёма. Это свидетельствует об уменьшении внутреннего трения в присутствии жидкой фазы. Небольшое количество мелющих тел в загрузке и их распределение в измельчаемом материале не оказывает существенного влияния на взаимодействие шаров между собой

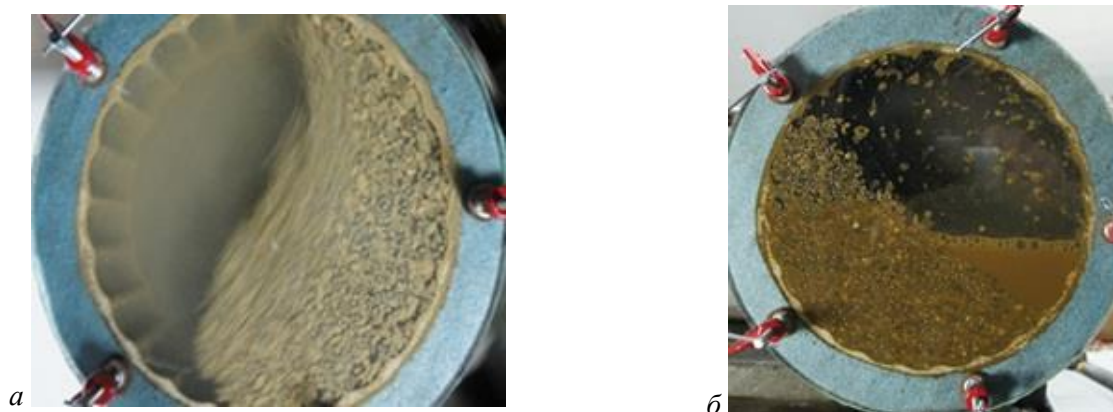


Рис. 1. Распределение шаров в среде измельчаемого материала в мельнице ПСИ: а – при сухом измельчении в обращённом движении; б – при мокром измельчении

На рис. 2 представлена картина распределения загрузки в поперечном сечении шаровой мельницы и мельницы полусамоизмельчения в присутствии пульпы.

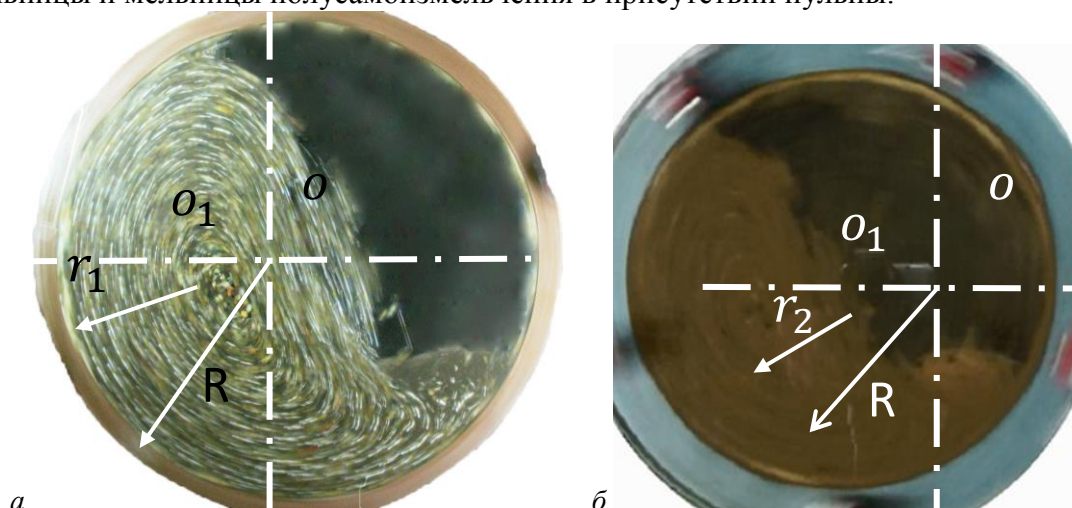


Рис. 2. Распределение загрузки в поперечном сечении: а – шаровой мельницы и б – мельницы полусамоизмельчения в присутствии пульпы

Очевидно, что в таком случае процессы разрушения минерального сырья в шаровых мельницах и мельницах полусамоизмельчения не тождественны.

Отсутствие непосредственного контакта между мелющими телами в мельницах ПСИ коренным образом меняет характер их взаимодействия с измельчаемым материалом. Мелющие тела увеличивают усреднённую плотность загрузки мельницы (шары + измельчаемый материал), однако не имеют непосредственного контакта между собой. Кроме этого, скольжение на траекториях подъёма у мельниц ПСИ больше, чем у шаровых мельниц, причём носит постоянный характер. Таким образом, у мельниц ПСИ отсутствует измельчаемость перерабатываемого материала между контактирующими шарами, что является одной из причин снижения фактической производительности мельниц полусамоизмельчения от производительности, рассчитанной по методике Бонда.

Промышленная эксплуатация секций измельчения с барабанными классифицирующими устройствами в течение семи лет на Талнахской ОФ, в сравнении с

традиционной схемой со спиральными классификаторами, с достоверностью показала, что недогрузка шаровых мельниц второй стадии измельчаемым материалом приводит к значительному снижению их производительности.

В этой связи актуальной остаётся проблема определения необходимого количества измельчаемого материала для обеспечения полноценной измельчаемости в шаровых мельницах.

Исследования выполнялось при сухом и мокром измельчении на физической модели шаровой мельницы. В качестве измельчаемого материала был принят узкий класс (0,8–1,5 мм) отсева дробленого материала крепостью 8–9 единиц по шкале Протождяконова. Измельчение проводилось в каждом случае в течение 360 секунд. Затем был выполнен ситовый анализ продуктов измельчения и построены ситовые характеристики. Оказалось, что при сухом измельчении производительность ниже, чем при мокром примерно в 2,5–3 раза. Полученные результаты сравнивались в абсолютном исчислении и в процентном отношении к количеству исходного питания.

Было выявлено, что с увеличением количества перерабатываемого материала в шаровой мельнице до определённого количества растёт производительность мельниц по мелким классам (–100 мкм) и по вновь образованной поверхности. Затем наблюдается снижение производительности. Такое явление свидетельствует о том, что производительность мельницы соответствует максимальным значениям в тех случаях, когда измельчаемый материал заполняет все свободные пространства между шарами, но не препятствует их силовому взаимодействию через тонкий слой перерабатываемого продукта.

Уменьшение производительности мельниц первой стадии измельчения по готовому классу с уменьшением в загрузке количества тонких классов свидетельствует о том, что разрушение частиц минералов происходит, в том числе от объёмного сжатия между частицами при усилиях, передаваемых со стороны проскальзывающих слоёв мелющих тел (шаров) в наиболее энергетически напряжённых зонах поперечного сечения, т. е. в зоне пяты и граничащих с ней зонах.

При повышении количества измельчаемого материала в мельнице вплоть до заполнения им свободных между шарами пространств скольжение между шарами загрузки на траекториях подъёма носит дискретный, но не постоянный характер. Дискретность скольжения обеспечивает эффективное динамическое взаимодействие не только между мелющими телами, но и между частицами минералов, находящихся в свободном от шаров пространстве. Чем больше свободных пространств между частицами измельчаемого материала, тем меньше производительность по вновь образованной поверхности. Присутствие мелких классов в загрузке мельницы позволяет эффективнее заполнить свободное пространство между шарами, что приводит к объёмному нагружению и разрушению большего числа частиц.

Результаты выполненных исследований позволяют в высокой степени вероятности утверждать, что механизмы разрушения минерального сырья в шаровых мельницах и мельницах ПСИ принципиально отличаются.

Так, в шаровых мельницах разрушение частиц сырья происходит по причине объёмного сжатия в пространствах между шарами в процессе дискретного проскальзывания между слоями. Такая гипотеза подтверждается фактом снижения производительности шаровых мельниц при уменьшении количества мелких классов в загрузке мельниц первой стадии измельчения, практически для всех комбинатов, где проводились промышленные испытания барабанных классифицирующих устройств взамен спиральных классификаторов. Присутствие мелких классов в загрузке позволяет, с одной стороны, увеличить удельную нагрузку измельчаемым материалом, при этом мелкие частицы заполняют пространство

между более крупными, не увеличивая объёма загрузки. С другой стороны, наличие более мелких частиц в сжимаемом объёме приводит к увеличению числа разрушаемых частиц в том же объёме, что и при нагрузке только крупными частицами. Разрушение частиц перерабатываемого материала в шаровой мельнице происходит при объёмном нагружении и может быть смоделировано методом дискретных элементов. При построении геометрической модели укладки шаров для простоты можно принять более плотную укладку между соседними слоями на одном диаметре мельниц. Внутренние слои по отношению к сопрягаемым с ними внешним слоям имеют менее плотную укладку, что обусловлено дискретностью проскальзывания между ними.

Кроме этого, тонкий слой загрузки между проскальзывающими слоями шаров обеспечивает разрушение частиц при взаимодействии шаров сопрягаемых слоёв. Сопрягаемыми слоями шаров в данном случае считаем шары внешних и контактирующих с ними внутренних слоёв.

Дальнейшее изучение процессов измельчения в барабанных мельницах и разработка адекватной математической модели разрушения частиц перерабатываемого материала применительно к схемам измельчения с мельницами ПСИ является актуальной задачей.

Учёт особенностей разрушения частиц перерабатываемого материала в шаровых мельницах и мельницах ПСИ позволит на стадии проектирования обогатительных предприятий принимать решения по выбору всего сопрягаемого оборудования рудоподготовки.

УДК 621.926.5

**П.В. Маляров**

ООО «Ресурс», Ставрополь, Россия

## **ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ФУТЕРОВОК БАРАБАНЫХ МЕЛЬНИЦ**

*A brief review of the history of the creation of lining plates with a rational cross-sectional profile is presented. Steel lining of ball mills is now widely used in the enrichment industry. Examples of the design of rubber-metal lining are given.*

Практика эксплуатации футеровок барабанных мельниц показала, что эффективность их конструкции связана с условиями эксплуатации измельчительного оборудования, включая особенности механики движения загрузки.

В качестве конструкционных материалов футеровок барабанных мельниц для тяжёлых условий эксплуатации чаще используют марганцовистые стали. Для мельниц второй и последующих стадий применяют износостойкие резины на основе натуральных и синтетических каучуков. Пионерами в области применения резины как конструкционного материала футеровок являются шведские фирмы «Скега» и «Треллеборг».

Для выбора геометрических параметров профиля поперечного сечения футеровок нами были проведены исследования режимов движения загрузки в мельнице и разработана методика построения эпюры заполнения поперечного сечения барабана шаровой мельницы при смешанном режиме работы.

Анализ конструкций футеровочных плит с различными профилями поперечного сечения показал, что наибольшей износостойкостью отличаются футеровки, способные



остановить загрузку без проскальзывания. Для шаровых мельниц нами была предложена конструкция стальных футеровочных плит, у которых тыльные поверхности повторяют траектории относительного движения шаров перед ударом по футеровке, а рабочие поверхности ортогональны тыльным. Для таких футеровок удалось реализовать эффект самофутерования броневого плит мелющими телами в ячейках образованных продольными и поперечными рёбрами.

Внедрение ячейковых футеровок на многих предприятиях отрасли позволило повысить их срок службы при меньшей металлоёмкости и повысить производительность мельниц. Ячейковые футеровки с рациональным профилем представлены на рис. 1.

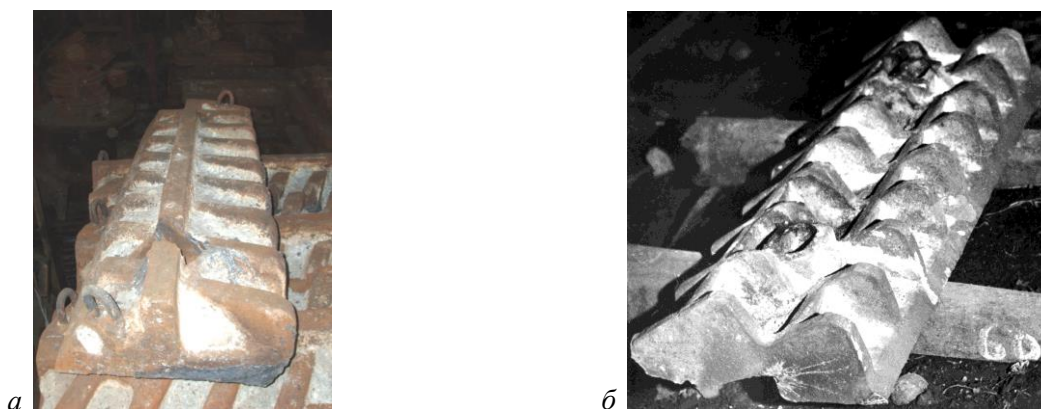


Рис. 1. Стальная ячейковая футеровка мельниц:  
а – МШР 4500х5500 Талнахской ОФ; б – МШР 3200х3800 Норильской ОФ

Известны резинометаллические футеровки, в которых реализован эффект конструкционного демпфирования. Первой удачной попыткой применения комбинированной футеровки в тяжёлых условиях является резинометаллический лифтёр **Свенсона – Бранта**, запатентованный в 1973 году. Нами в 1985 году на мельнице первой стадии МШР 3200×3100 Урупского горно-обогатительного комбината была успешно внедрена резиновая ячейковая футеровка, представленная на рис. 2. Эксплуатация резиновой ячейковой футеровки в условиях Урупского ГОКа показала её высокую эффективность по сравнению со сплошной резиновой и стальной футеровками. Заклинённые в ячейках шары надёжно предохраняли массив резиновой футеровки от износа.

Вместе с тем следует отметить, что толщина резинового основания футеровки и размеры заклинённых в ячейках шаров были приняты без достаточного теоретического обоснования.

Использование компьютерной программы ABAQUS позволило смоделировать взаимодействие шаровой загрузки с тремя типами футеровок, спроектированных для шаровой мельницы МШР 4500×6000 ТОФ: стальной, резиновой и резинометаллической. При этом все типы футеровок имели одинаковый профиль поперечного сечения, отвечающий перечисленным требованиям взаимодействия с шаровой загрузкой.

Учитывая опыт эксплуатации стальных и резиновых ячейковых футеровок с целью повышения полезного объёма мельницы, нами была спроектирована резинометаллическая футеровка с двумя выступами. В конструкции такой футеровки рабочая поверхность профилированных выступов представлена металлическими вкладышами, смонтированными в процессе изготовления в эластичную матрицу. Вулканизация эластичной матрицы вместе с металлическими вкладышами обеспечивает надёжное крепление. Небольшие размеры вкладышей, по сравнению с футеровкой позволяют в качестве конструкционного материала применять износостойкие чугуны, не опасаясь их раскалывания в процессе эксплуатации.

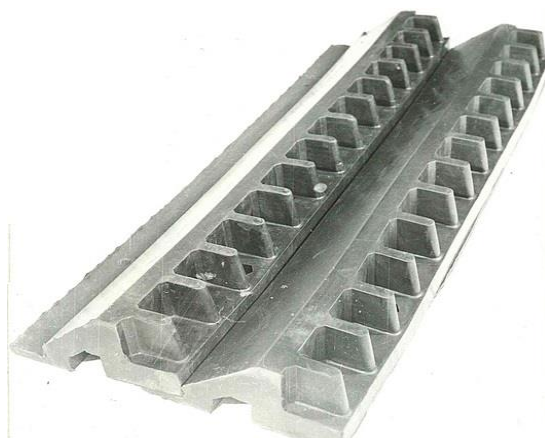
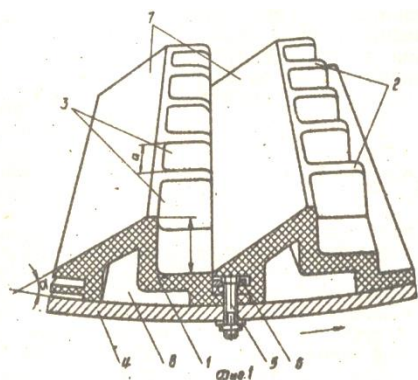


Рис. 2. Резиновая ячейковая футеровка мельницы МШР 3200×3100 обогатительной фабрики Урупского Гока

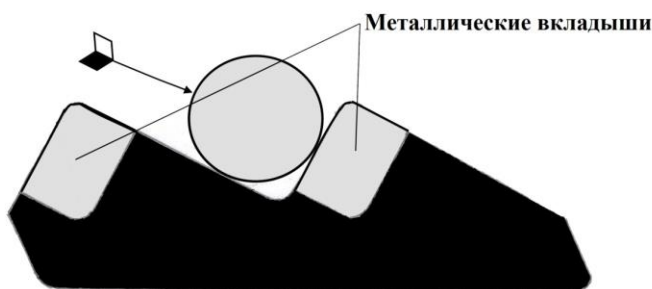


Рис. 3. Схема резинометаллической футеровочной плиты с рациональным профилем для мельниц МШР 4500×6000

В процессе моделирования были приняты реальные размеры элементов спроектированной футеровки и взаимодействующих с ней шаров. В качестве ударного элемента при моделировании принят стальной шар диаметром 100 мм, который используется в шаровых мельницах первой стадии измельчения в большинстве технологических схем. Были получены графики зависимости контактной силы от времени соударения для всех трёх типов футеровок.

Анализ полученных зависимостей при ударе шара по стальной футеровке показывает, что контактная сила примерно на 30 % превышает величину усилий, вызывающих пластические деформации. При этом имеет место интенсивный наклёп и последующий контактный износ рабочей поверхности. При этом уровень силовых взаимодействий между мелющими телами и футеровкой многократно превосходит усилия, необходимые для разрушения частиц минерального сырья.

При ударе шара по резиновой футеровке максимальная контактная сила примерно в 40 раз меньше контактной силы при ударе по стальной футеровке, однако по абсолютной величине выше сопротивления резины «раздиру», которое для разных типов резин по справочным данным составляет 60–90 кН/м. Этим объясняется повышенный износ резиновых футеровок в мельницах первой стадии измельчения.

Для резинометаллической футеровки представляется возможным уменьшить величину контактной силы изменением соотношения масс металлических вкладышей и эластичной матрицы.

Представленная конструкция резинометаллической футеровки позволяет уменьшить силу удара шаров по футеровке, а соответственно, и износ металлических вкладышей.

УДК 621.926.5:622.236.2

**В.И. Алексеев<sup>1</sup>, В.И. Соколов<sup>2</sup>, Е.Ф. Чижик<sup>3</sup>**

<sup>1</sup> ЗАО «УК «Петропавловск», Благовещенск, Россия, [Alekseev@pokrmine.ru](mailto:Alekseev@pokrmine.ru)

<sup>2</sup> ЗАО «Русская медная компания», Москва, Россия, [Sokolov\\_Vitaliy@Rcc-Group.ru](mailto:Sokolov_Vitaliy@Rcc-Group.ru)

<sup>3</sup> ООО «Научно-производственное предприятие «Механобр-полимет», Днепропетровск, Украина, [E.chizhik\\_mehanobr@i.ua](mailto:E.chizhik_mehanobr@i.ua)

## **СОВРЕМЕННЫЕ ОСОБЕННОСТИ РАЗРУШЕНИЯ РУДЫ И ФУТЕРОВОК В БАРАБАННЫХ МЕЛЬНИЦАХ**

*Profile of the lining, the design performance of the working surface and the material greatly affect the dynamics of the movement inside the mill loading and the redistribution of stresses in the elements of the liners.*

В настоящее время большинство горнодобывающих предприятий эксплуатируют мельницы самоизмельчения с догрузкой шаров диаметром 100–120 мм. Однако в данном случае совершенно не учитываются общеизвестные законы механики и конструктивные решения. Так, число оборотов для мельниц самоизмельчения задается выше, чем для шаровых, при равных диаметрах барабанов. Это обосновано меньшей плотностью руды в сравнении с металлическими шарами.

Технологическая загрузка (смесь шаров с рудой – для шаровых мельниц либо смесь крупных кусков руды с мелкой – для мельниц самоизмельчения) увлекается в движение по определенным траекториям под влиянием центробежной силы и вследствие сил трения между футеровкой барабана мельницы и прилегающим к ней слоем загрузки. Благодаря наличию трения между соседними слоями, вся загрузка приходит в движение с различной линейной скоростью. Если силы трения между слоями недостаточны, то происходит проскальзывание слоев относительно друг друга. Проскальзывание технологической загрузки по футеровке будет отсутствовать, когда момент сил трения ее относительно оси мельницы будет уравнивать момент тангенциальных составляющих сил тяжести относительно той же оси. Изнашивание футеровки свидетельствует о наличии проскальзывания. В целях снижения факта проскальзывания на мельницах самоизмельчения число оборотов несколько больше.

Когда в верхней части барабанов мельниц (шаровых или самоизмельчения) момент силы трения уравнивается с моментом тангенциальных составляющих сил тяжести (обращается в нуль), происходит отрыв загрузки от поверхности и переход в свободное падение по параболической траектории. При встрече элементарной массы с футеровкой либо с верхним слоем загрузки происходит удар от шаров или крупных кусков руды.

С присутствием в мельницах самоизмельчения шаров диаметром 100 или 120 мм изменяется как точка отрыва, так и траектория.

Ситуация усугубляется наличием ребер (лифтеров) для поднятия технологической загрузки. Такое некорректное конструктивное решение в целом приводит к уменьшению количества шаров, воздействующих на руду при свободном падении. В то же время часть шаров получает начальное ускорение с движением в направлении футеровки выше уровня технологической загрузки.

Общеизвестно, что кинетическая энергия – скалярная физическая величина, равная половине произведения массы тела на квадрат его скорости:  $T = \frac{1}{2}mv^2$ . Следовательно, удары

шаров о поверхность футеровки, особенно диаметром 120 мм, будут вызывать в массиве футеровки повышение внутренних напряжений, вплоть до появления трещин и ее раскалывания (рис. 1).



Рис. 1

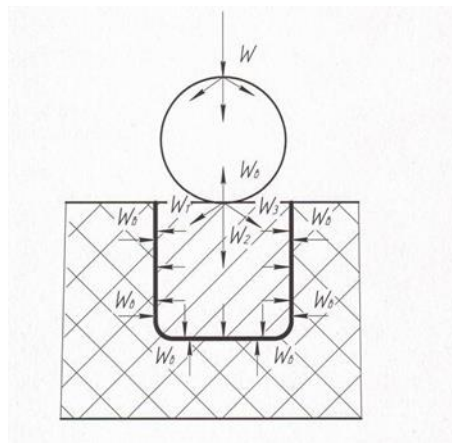


Рис. 2

Значительное повышение внутренних напряжений в футеровке, несмотря на точечный контакт, свидетельствует о том, что удар носит волновой характер передачи энергии. Подтверждение волновой передачи энергии удара является, например, перфораторное бурение или шарики, подвешенные на гибкой связи. При отклонении крайнего шарика с одной стороны, отклоняется от удара крайний с другой. Все остальные, промежуточные, находятся в неподвижном состоянии. Следовательно, как свет или звук, ударная волна будет отражаться от поверхности материала с другими физико-механическими показателями. То есть на границе раздела контактирующих слоев, например металл и резина, будет присутствовать отраженная волна, величина которой определяется несогласованностью акустических импедансов материалов.

Коэффициент несогласованности импедансов  $K$  представляет:

$$K = \frac{\rho_1 \cdot C_1}{\rho_0 \cdot C_0},$$

где  $\rho$  – плотность материала;  $C$  – скорость звука в данном материале (скорость распространения упругих волн в материале).

Таким образом, для мельниц, эксплуатируемых с шарами диаметром 100 мм, рабочая поверхность футеровки должна иметь завулканизированные металлические вставки весом, равным весу шара. В этом случае получим равенство масс при соударении и увеличение времени контакта ввиду деформационной подвижности вставки. С другой стороны, на границе раздела металл-резина будет иметь место отраженная волна динамических напряжений (рис. 2).

Рациональным способом повышения надежности футеровки мельниц и эффективности измельчения с шарами диаметром 100 мм является объединение двух конструктивных решений.

Ранее, в 1972 году, на мельнице МШЦ 3600×5000 была испытана волновая резиновая футеровка с воздушной полостью при эксплуатации с шарами диаметром 100 мм в первой стадии измельчения (рис. 3).

На рис. 3, а представлено изображение новой волновой футеровки, смонтированной на мельнице. После девяти месяцев эксплуатации при максимальном сроке службы металлических семи месяцев резиновая футеровка имела более чем удовлетворительное состояние. Однако через двадцать дней началось массовое разрушение периферийных

перемычек и отрыв рабочей поверхности (рис. 3, б). Здесь перемычки одновременно подвергались сжатию и растяжению от водопадного движения внутримельничной загрузки в процессе вращения барабана и деформации на сдвиг.

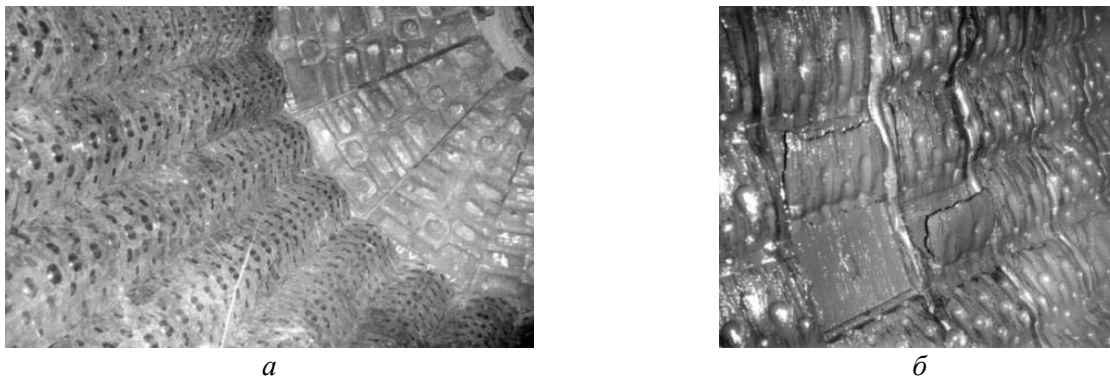


Рис. 3. Резиновая футеровка с герметичной воздушной полостью для эксплуатации с шарами диаметром 100 мм

На рис. 3, а представлено изображение новой волновой футеровки, смонтированной на мельнице. После девяти месяцев эксплуатации при максимальном сроке службы металлических семи месяцев резиновая футеровка имела более чем удовлетворительное состояние. Однако через двадцать дней началось массовое разрушение периферийных перемычек и отрыв рабочей поверхности (рис. 3, б). Здесь перемычки одновременно подвергались сжатию и растяжению от водопадного движения внутримельничной загрузки в процессе вращения барабана и деформации на сдвиг.

Более правильно иметь в конструкции футеровки систему воздушных полостей и рабочую поверхность, насыщенную металлическими вставками. Такая конструкция футеровки разработана, изготовлены пресс-формы, но не проведены промышленные испытания.

Также выполнено теоретическое обоснование по перераспределению напряжений в элементах футеровочной плиты в зависимости от количества воздушных полостей, с аналитическим учетом опыта создания резиновых футеровок с 1966 года.

УДК 621.926.5

**Е.Ф. Чижик<sup>1</sup>, В.И. Алексеев<sup>2</sup>**

<sup>1</sup> ООО «Научно-производственное предприятие "Механобр-полимет"», Днепропетровск, Украина, E.chizhik\_mehanobr@i.ua

<sup>2</sup> ЗАО «УК «Петропавловск», Благовещенск, Россия, Alekseev@pokrmine.ru

## **МЕТОДЫ ПОВЫШЕНИЯ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ МЕЛЬНИЦ ММПС 75X28 НА «УК "ПЕТРОПАВЛОВСК"»**

*Features of structural and technical solutions to improve the efficiency of the mills when grinding ores with elevated fortress.*

Технологическая схема первой стадии измельчения – классификация на рудниках «УК "Петропавловск"» – представлена мельницами ММПС 75×28, эксплуатируемыми в замкнутом цикле со спиральным классификатором.

Вторая стадия измельчения осуществляется на мельницах МШЦ 40×60. Питание – слив классификатора через гидроциклоны 500 мм.

Значительное повышение крепости руд, добываемых с более глубоких горизонтов карьера, снижает эффективность мельниц ММПС 75×28 по исходному питанию.

Предложение технологов компании заменить шары диаметром 100 на 120 мм могут обеспечить только первоначальный эффект в течение пяти – десяти дней эксплуатации. Далее, с накоплением скрапа и неизмельчаемого класса руды, все вернется на прежнюю низкую производительность. Присутствие шаров диаметром 120 мм это временное решение проблемы с большими неприятностями в последующем. Несмотря на то, что контакт шара с футеровкой происходит в точке, вся энергия удара носит волновой характер передачи не только в самой футеровке, повышая внутреннее напряжение металла, но и передается на корпус барабана, вызывая аналогичные явления. Если для футеровки накопление внутренних напряжений происходит более интенсивно и в более короткий срок, то для барабана потребуется более длительный период. Однако результат появления трещин неизбежен.

В аналогичной ситуации находятся все предприятия, использующие мельницы самоизмельчения в режиме полусамозмельчения с догрузкой шаров диаметром 100–120 мм.

Проблему увеличения производительности мельниц ММПС 75×28 по питанию и готовому классу целесообразно решать чисто конструктивными методами.

С начала создания мельниц самоизмельчения утвердилось решение конструкции футеровок по цилиндрической части с выступающими частями-лифтерами. Однако совершенно не учитывалось, что число оборотов задается в пределах 70–80 % от критической. Следовательно, технологическая загрузка под влиянием центробежной силы и наличием сил трения придет в движение по круговой траектории. Когда момент сил трения уравнивается с моментом тангенциальных составляющих сил тяжести и обратится в нуль, произойдет отрыв загрузки от поверхности барабана и переход в свободное падение, в том числе и шаров. Следует также учитывать, что число оборотов мельниц самоизмельчения устанавливается несколько больше, так как плотность руды в 2–3 раза меньше плотности стальных шаров. Поэтому догрузка шаров диаметром 100–120 мм для режима полусамозмельчения чревата последствиями, как по технологии, так и надежности футеровок. Шары, вместо свободного падения будут подняты лифтерной частью футеровки на более высокую точку отрыва и получат начальное ускорение. При этом траектория будет направлена выше уровня технологической загрузки, т. е. на футеровку в районе расположения часовых стрелок между цифрами 4–5 часов. Следовательно, количество шаров, способствующих измельчению, согласно  $T = \frac{1}{2}mv^2$  уменьшится, а количество с этой же критической энергией воздействия на футеровку увеличится.

В этой связи для мельниц полусамозмельчения целесообразно изменить конструкцию футеровок по цилиндрической части, обеспечив режим движения внутримельничной загрузки, близкий к водопадному, способствуя удару шаров по руде.

Наличие в рудной загрузке, с учетом циркулирующей нагрузки, класса крупности –15 мм создает постель, что снижает эффективность ударного воздействия шаров диаметром 100 мм на измельчение. Это приводит к увеличению количества трудно измельчаемого класса и ограничению пропускной способности решеток.

Техническим решением, исключаящим в циркулирующей нагрузке класс +10–15 мм, является установка на разгрузочном патрубке мельницы трех-продуктовой волновой (в целях увеличения площади сегрегации) бутары. При этом класс -15 мм подается в зумпф насоса для питания мельниц МШЦ 40×60, а класс +15 мм спиралью классификатора возвращается в ММПС.

Учитывая, что в мельницах с решеткой элеваторы выполнены с вертикальными боковыми стенками, то пульпа, попавшая через решетку в нижней части, имеет возможность вытекать

обратно при повороте барабана, т. е. способствует поддержанию постели. Следовательно, необходимо создать элеватор, постоянно удерживающий пульпу, прошедшую через решетку. Таким образом, более эффективное удаление класса –20 мм из процесса измельчения создает предпосылки для рационального использования кинетической энергии падающего шара на руду.

Также целесообразно изменить конструкцию футеровки торцевой стенки и решеток, создав возможность горизонтального движения слоев технологической загрузки для повышения эффективности раздавливания руды определенного класса шарами 100 мм. Выполнение перечисленного комплекса конструктивных решений не требует изменения существующей технологической цепи аппаратов, а также приобретения и установки дополнительного оборудования, которое потребует значительную реконструкцию.

УДК 621.926.2

**С.В. Казаков<sup>1</sup>, Е.В. Шишкин<sup>2</sup>**

<sup>1</sup> НПК «Механобр-техника» (ЗАО), Санкт-Петербург, Россия, [atom2@inbox.ru](mailto:atom2@inbox.ru)

<sup>2</sup> Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение Санкт-Петербургский горный университет, Санкт-Петербург, Россия, [shishkin\\_ev@spmi.ru](mailto:shishkin_ev@spmi.ru)

## **ПРИМЕНЕНИЕ ВИБРОУДАРНОЙ ДРОБИЛКИ ДЛЯ ПЕРЕРАБОТКИ ОСОБО ПРОЧНЫХ МАТЕРИАЛОВ**

*Results of theoretical and experimental investigations of the vibratory impact crusher are presented in this article. The equations of forced oscillations of working organs were obtained, and their amplitude-frequency characteristics were plotted, permitting to determine crusher's optimum operating mode.*

**Введение.** Наиболее распространенными и энергозатратными процессами в промышленности являются дробление и измельчение различных твердых материалов, поглощающие около 10 % всей электроэнергии, производимой в нашей стране. Такие большие затраты электроэнергии объясняются тем, что возможности существующих дробильно-измельчительных машин, применяющихся в России и за рубежом, и основанных на традиционных способах разрушения, ограничены их кинематическими особенностями, что не позволяет обеспечить снижение энергоемкости процессов, сокращение безвозвратных потерь полезных компонентов, повышение качества товарных продуктов. В связи с вышесказанным задача снижения энергетических затрат на дезинтеграцию относится к числу наиболее важных вопросов при обогащении полезных ископаемых и переработке техногенного сырья. Решение данной проблемы возможно только за счет создания принципиально новой высокоэффективной техники и технологии переработки сырья. Представляется, что наибольшие перспективы в этом отношении имеют вибрационные способы дезинтеграции, в частности, вибрационная конусная дробилка на основе двухмассной системы без жестких кинематических связей между дробящими телами, с вертикальными колебаниями рабочих органов. В данной машине реализован принцип рационального разрушения материала – *раскрытие минералов* при минимальной вновь образованной поверхности.

**Механико-математическая модель дробилки.** Дробилка, принципиальная схема которой изображена на рис. 1, состоит из корпуса 1 и соединенного с ним посредством

пакетов жестких пружин дробящего конуса 2. Оба тела могут смещаться относительно друг друга вдоль вертикальной оси.

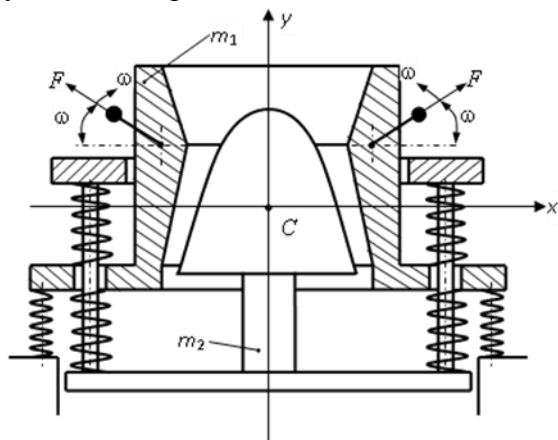


Рис. 1. Принципиальная схема виброударной дробилки

Корпус установлен на неподвижном основании при помощи пружин исчезающе малой жесткости. Также на корпусе симметрично расположены два одинаковых инерционных вибровозбудителя, генерирующих возбуждающую силу, изменяющуюся со временем по гармоническому закону  $F = H \sin \omega t$ , где  $H$  – амплитуда силы,  $\omega$  – круговая частота. Дробилка является динамически уравновешенной, поэтому знакопеременные нагрузки, передаваемые фундаменту, несущественны.

Дифференциальные уравнения движения центров масс корпуса и дробящего конуса вдоль вертикальной оси имеют вид:

$$\begin{aligned} m_1 \ddot{y}_1 + \beta(\dot{y}_1 - \dot{y}_2) + c(y_1 - y_2) &= 2m_0 e \omega^2 \sin \omega t, \\ m_2 \ddot{y}_2 + \beta(\dot{y}_2 - \dot{y}_1) + c(y_2 - y_1) &= 0. \end{aligned} \quad (1)$$

Здесь  $y_1, y_2$  – вертикальные смещения центров масс корпуса и дробящего конуса;  $m_1, m_2$  – массы корпуса и дробящего конуса;  $m_0, e$  – масса и эксцентриситет дебаланса инерционного вибровозбудителя;  $c$  – эффективный коэффициент жёсткости пружин, соединяющих корпус и конус. Кроме того, предполагается наличие силы вязкого взаимодействия между корпусом и конусом с коэффициентом  $\beta$  (приближенно учитывает в рассматриваемой модели наличие материала в камере дробления).

Решения этой системы – амплитуды колебаний центров масс корпуса и дробящего конуса в безударном режиме – выражаются формулами

$$\begin{aligned} y_1 &= \frac{m_0 e}{m_1 + m_2} \left[ \left( \frac{m_2 \omega^2}{m_1} \frac{k^2 - \omega^2}{\Delta} - 1 \right) \sin \omega t - \frac{m_2 \omega^2}{m_1} \frac{2n\omega}{\Delta} \cos \omega t \right], \\ y_2 &= -\frac{m_0 e}{m_1 + m_2} \left\{ \left[ \frac{\omega^2 (k^2 - \omega^2)}{\Delta} + 1 \right] \sin \omega t - \frac{2n\omega^3}{\Delta} \cos \omega t \right\}. \end{aligned} \quad (2)$$

Здесь введено обозначение

$$\Delta = (k^2 - \omega^2)^2 + 4n^2 \omega^2,$$

где  $k = \sqrt{\frac{c}{m}}$  – собственная частота сводных колебаний рассматриваемой двухмассной системы,

$n = \frac{\beta}{2m}$  – удельный коэффициент вязкого демпфирования,  $m = \frac{m_1 m_2}{m_1 + m_2}$  –

приведённая масса рассматриваемой двухмассной системы.



**Механико-технологические испытания.** По результатам проведения теоретических исследований и натурных экспериментов на вибрационной конусной дробилке ВКД-300 был разработан улучшенный проект машины на основе двухмассной системы с диаметром дробящего конуса 450 мм. С целью эффективного разрушения материала упругая система дробилки была настроена на работу машины в зарезонансной области частот. При такой настройке рабочие органы машины совершают высокочастотные синхронно-противофазные колебания.

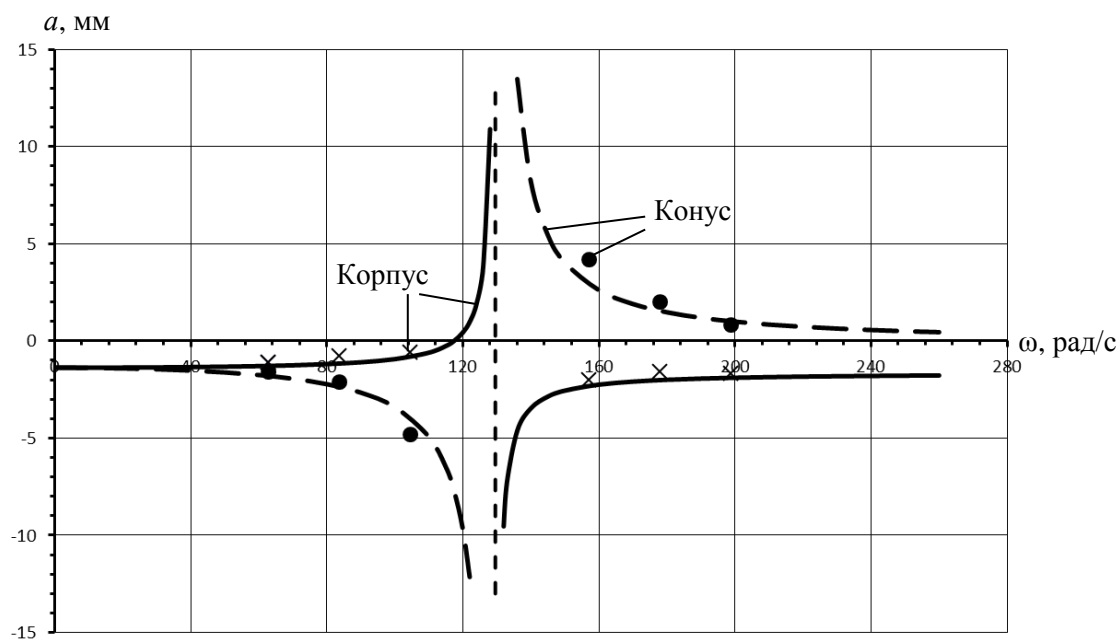


Рис. 2. АЧХ корпуса и конуса дробилки с экспериментальными значениями их амплитуд

На рис. 2 приведены амплитудно-частотные характеристики корпуса и дробящего конуса с учетом их фаз, где, помимо теоретических графиков, показаны контрольные точки, соответствующие значениям амплитуд, полученным в результате экспериментальных исследований. Из представленных на рис. 2 графиков зависимости амплитуд колебаний от частоты вращения вибровозбудителей, полученных в результате теоретических и экспериментальных исследований дробилки, видно, что в дорезонансном диапазоне частот ( $\omega < n_2$ ) корпус и дробящий конус двигаются в фазе и по мере приближения к резонансу амплитуда колебаний корпуса плавно уменьшается, а дробящего конуса интенсивно возрастает.

Существенно также, что при  $\omega = n_2$  корпус неподвижен ( $a_1 = 0$ ) и, следовательно, имеет место явление антирезонанса. В зарезонансном диапазоне частот ( $\omega > n_2$ ) корпус и дробящий конус начинают двигаться в противофазе, что является рабочим режимом дробилки, причем амплитуда корпуса возросла по сравнению с дорезонансным диапазоном, но остается практически неизменной с ростом частоты вращения, тогда как колебания дробящего конуса асимптотически приближаются к оси абсцисс.

Технологические испытания дробилки ВКД-450 с настройкой рабочего режима перемещений корпуса и дробящего конуса были проведены на особо прочном материале – электрокорунде. Электрокорунд является искусственным минералом, отличающимся высоким содержанием окиси алюминия (более 99 %). Он обладает высокой прочностью и

твердостью и по шкале твёрдости Мооса занимает второе место после алмаза. Основной технологической задачей при проведении испытаний было получение производительности дробилки по исходному питанию –50+0 мм более 3 тонн в час с содержанием в готовом продукте мелких классов зерен с острой кромкой.

**Заключение.** На основании выполненных теоретических и экспериментальных исследований работы дробилки ВКД-450 можно заключить, что синхронное противофазное движение корпуса и дробящего конуса реализуется в высокочастотном диапазоне ( $\omega > 117 \text{ с}^{-1}$ ); наступление в рассматриваемой динамической системе резонанса происходит при совпадении значения частоты возмущения с расчетным значением собственной частоты свободных колебаний системы ( $\omega \approx 130 \text{ с}^{-1}$ ), а наличие антирезонанса – при частоте возмущения, равной парциальной частоте колебаний дробящего конуса ( $\omega \approx 117 \text{ с}^{-1}$ ).

В результате технологических испытаний (дробление особо прочного материала – электрокорунда) была достигнута производительность 4 400 кг/ч при сохранении зерна с острой кромкой в готовом продукте.

УДК 622.342.1:669.223.321

**А.Т. Канаев<sup>1,2</sup>, К.М. Баймырзаев<sup>1</sup>, Г.В. Семенченко<sup>2</sup>,  
З.К. Канаева<sup>2</sup>, Б. Сулейменова<sup>2</sup>**

<sup>1</sup> Жетысуский государственный университет им. И. Жансугурова

<sup>2</sup> Казахский национальный университет им. аль-Фараби, Алматы, Казахстан, *ashim1959@mail.ru*

## **ВЛИЯНИЕ СТЕПЕНИ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ БОЛЬШЕВИК НА ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА**

*Preliminary biooxidation of Bolshevik deposit ore by association of Acidithiobacillus caldulans and Acidiplasma sp. acidophilic bacteria with subsequent 24 hours thiosulphate leaching provides gold solutions, profitable for subsequent processing.*

Цель работы: выбор оптимальной степени измельчения руды для эффективного извлечения золота из упорной руды месторождения Большевик (Казахстан) с использованием двухстадиального выщелачивания.

Для осуществления этой цели была использована руда месторождения Большевик состава: г/т: Au – 2,9; %: Fe – 3,4; Cu – 0,02; S – 1,2; As – 0,91. Руду измельчали до размера зерен 0,074 и 0,2 мм. На первой стадии руда подвергалась биоокислению, на второй проводилось извлечение золота. Биоокисление проводили двумя полученными ранее активными ассоциациями ацидофильных бактерий, состоящими из *Acidithiobacillus ferrooxidans* + *Acidiplasma sp.* (ассоциация 1) и *Acidithiobacillus caldulans* + *Acidiplasma sp.* (ассоциация 2).

Условия проведения экспериментов: 80 г руды, измельченной до класса крупности 0,074 мм – 80 % и 0,2 мм – 80 %, смешивали с 400 мл бактериальных растворов смешанных культур, предварительно выращенных в течение 14 суток на среде 9К (тионовые бактерии) или 9К с добавлением 0,02 % дрожжевого экстракта (*Acidiplasma sp.*). Титр исходных бактерий был не ниже  $10^6$ – $10^7$  кл/мл. Полученную суспензию руды подвергали биоокислению при температуре 25–28 °С, рН 2,0, интенсивности перемешивания 120 об/мин в течение

5 суток. Затем кеки после биовыщелачивания промывали водой, доводили рН до 8,0 и подвергали химическому выщелачиванию раствором тиосульфата в концентрации 20,0 г/л в течение 72 часов с двукратной заменой выщелачивающего раствора через каждые 24 часа для успешного растворения золота. Контролем служило химическое выщелачивание без предварительного биоокисления.

Результаты по извлечению благородного металла в раствор представлены в таблице и на рис. 1, 2.

Как следует из таблицы, предварительное биоокисление смешанными культурами ацидофильных бактерий обеспечивает 12–15 % увеличение извлечения золота в раствор.

Для оценки качества полученных растворов приведены данные по концентрации золота, поскольку для последующей сорбции золота растворы, содержащие менее 1,0 г/л перерабатывать нерентабельно.

При сравнении данных, помещенных на рис. 1 и 2, следует, что предварительное биоокисление обеспечивает более высокую концентрацию золота в растворе в случае измельчения руды как до класса крупности 0,074 мм, так и до 0,2 мм. Однако в первом случае за 24 часа тиосульфатного выщелачивания возможно при измельчении руды до 0,074 мм получить раствор, пригодный для дальнейшей переработки, в то время как в случае измельчения 0,2 мм даже предварительное биоокисление обеспечивает довольно низкую концентрацию золота до (не выше 1,0 мг/л).

Таблица

Влияние степени измельчения руды на извлечение золота

Длительность выщелачивания, час	Класс крупности, мм	Извлечение золота, %		
		ассоциация 1	ассоциация 2	контроль
24	0,074	52,9	59,0	34,0
	0,2	40,4	43,5	30,4
48	0,074	68,3	74,2	55,5
	0,2	63,3	70,4	51,5
72	0,074	78,4	86,5	65,4
	0,2	72,1	75,8	60,3

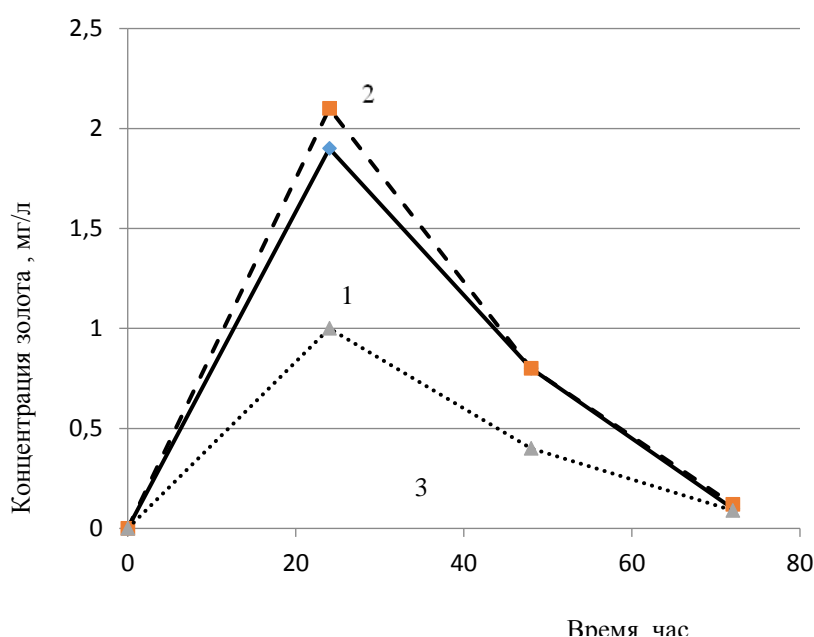


Рис. 1. Динамика растворения золота при использовании руды месторождения Большевик, измельченной до 0,074 мм:  
1 – ассоциация 1;  
2 – ассоциация 2;  
3 – контроль

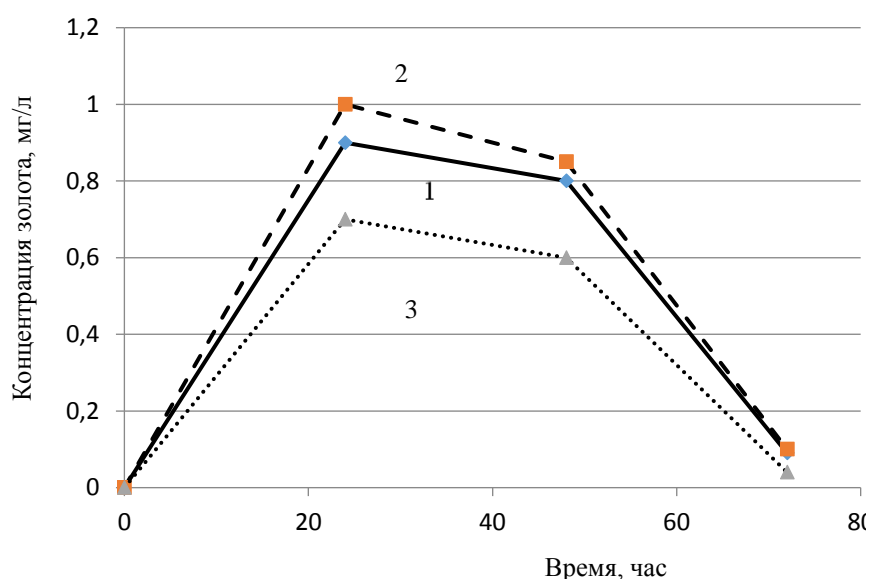


Рис. 2. Динамика растворения золота при использовании руды месторождения Большевик, измельченной до 0,2 мм:  
1 – ассоциация 1;  
2 – ассоциация 2;  
3 – контроль

Таким образом, предварительное биоокисление руды месторождения Большевик ассоциацией ацидофильных бактерий *Acidithiobacillus caldulus* и *Acidiplasma sp.* с последующим 24-часовым тиосульфатным выщелачиванием даже при сравнительно низком содержании золота в руде может обеспечить растворы золота, рентабельные для последующей переработки.

УДК 553.3/.4:622.34 (571.54)

**И.Г. Антропова, Е.Н. Алексеева, А.Д. Будаева**

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Байкальский институт природопользования Сибирского отделения РАН, Улан-Удэ, Россия, [inan@binm.bscnet.ru](mailto:inan@binm.bscnet.ru)

## НОВЫЕ МЕТОДЫ ВСКРЫТИЯ И АКТИВИРОВАНИЯ МИНЕРАЛЬНЫХ КОМПЛЕКСОВ В СХЕМАХ ПЕРЕРАБОТКИ ТРУДНООБОГАТИМЫХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЙ БУРЯТИИ

*The paper shows that the efficiency of refractory ores processing of non-ferrous, rare metals and non-traditional aluminum containing raw materials of Buryatia can be achieved by a new technology. The proposed technology includes combined methods based on steam-gas technology and thermochemical processes using natural fluxing additives.*

Большая часть минерального сырья Восточных регионов России, в том числе Республики Бурятия, сформировавшегося в особых условиях криолитозоны, относится труднообогатимому. В настоящей работе отметим технологические особенности переработки руд цветных и редких металлов месторождений Бурятии и возможные конечные продукты, которые могут быть получены благодаря технологическим разработкам последних лет.

Многолетние лабораторные и опытно-полупромышленные испытания бедных и труднообогатимых молибденитовых руд ряда месторождений (Мало-Ойногорское, Жарчихинское, Колобковское) показали весьма низкую эффективность их флотационного

обогащения, особенно на стадиях доводки. Без особых трудностей получают низкокачественные молибденовые концентраты с содержанием молибдена до 2,0 % при извлечении 80–85 %. Проблема низкого сквозного извлечения редких металлов наблюдается на многих обогатительных фабриках, в том числе и на «Эрдэнэт» (Монголия) – после доводочных операций сквозное извлечение Мо в конечный концентрат составляет не более 45–47 %. Ранее сотрудниками института был предложен вариант комбинированной технологии, основанный на первичной флотации руды с получением низкосортного молибденового концентрата с высоким извлечением молибдена и последующей ликвации. В качестве конечного продукта получается трисульфид молибдена. Недостатком данного варианта технологии является высокая температура процесса ликвации – 1200 °С. Для предотвращения потерь молибдена на доводочных стадиях флотации полученные некондиционные концентраты предлагаем подвергать термохимическому разложению – спеканию, позволяющему в одном процессе вскрыть и перевести ценные компоненты в водо- и содорастворимые соединения. Спекание концентрата осуществляется не с химическими реагентами – карбонатом или сульфатом натрия, как это принято в настоящее время, а с дешевой и доступной для региона породой – магнезитом, чтобы наряду с получением молибдата магния связать выделяющийся сернистый газ в ценный продукт сульфат магния, который можно использовать в качестве удобрения.

В последние годы проявляется интерес к освоению ряда свинцово-цинковых месторождений Бурятии. Это, прежде всего, относится к месторождению Озерное. Его освоение позволит полностью покрыть дефицит цинка и существенно снизить дефицит других металлов в отечественной промышленности. Проектировщиками предложена флотационная схема обогащения сульфидных руд месторождения. В результате обогащения предполагается получать четыре продукта: цинковый, свинцовый и пиритный концентраты и отвальные хвосты флотации. Первые два концентрата являются товарной продукцией. Вопросы использования окисленных руд и пиритных концентратов пока не нашли проектного решения и не находят при обогащении свинцово-цинковых руд на действующих ГОК. Вовлечение в переработку окисленных свинцово-цинковых руд месторождения значительно снизит техногенную нагрузку на окружающую среду и явится дополнительным источником получения таких стратегически важных металлов, как свинец, цинк, кадмий, серебро и т. д. Исследованиями по изучению вещественного состава и обогатимости окисленных руд Озерного месторождения занимались разные организации (ООО НИИПИ «ТОМС»; ОАО «Иргиредмет»; Байкальский институт природопользования СО РАН, 2006–2007 годы), результаты этих исследований показали низкую эффективность использования классических приемов обогащения и варианта гидрометаллургической технологии извлечения на основе солевого выщелачивания.

В этой связи одним из эффективных способов перевода кислородсодержащих минералов тяжелых цветных металлов в сульфидные формы для последующей флотации является пиросульфидирование труднообогатимых окисленных минералов в атмосфере перегретого водяного пара. Сульфидизирующий обжиг окисленной руды в атмосфере перегретого водяного пара обеспечивает декрипитацию сложных минералов с одновременной диссоциацией их, а затем сульфидирование продуктов разложения. С использованием в качестве сульфидизатора пиритных концентратов частично будет решаться проблема, связанная с утилизацией и комплексной переработкой их.

Установлена возможность глубокого сульфидирования труднообогатимых окисленных минералов в процессе их обжига с пиритным концентратом в атмосфере перегретого водяного пара. На основе сульфидизирующего обжига предложены принципиальные технологические схемы переработки окисленных руд месторождений Озерное и Доватка. Гидроксидные минералы железа (гетиты, гидрогетиты) составляют основную массу окисленных руд Озерного месторождения. В связи с тем, что преобразование гетитов в

процессе обжига в магнетит сопровождается образованием полиминеральных агрегатов с вновь образованным галенитом и сфалеритом, для получения удовлетворительных результатов по извлечению ценных компонентов в концентрат требуется очень тонкое измельчение огарка (до 99 % класса  $-0,071$  мм). Применение ультразвука позволило реализовать процесс дезинтеграции полиминеральных агрегатов с предельно высокими механическими свойствами без излишнего переизмельчения минералов. Данный подход позволяет повысить извлечение полезных компонентов руды в концентраты на 2530 % в сравнении с традиционными методами флотационного обогащения, утилизировать часть пиритного концентрата, получаемого при флотации сульфидных свинцово-цинковых руд.

Перспективным нетрадиционным комплексным сырьем для развития алюминиевой отрасли, агропромышленного комплекса страны и стройиндустрии являются ультракалиевые алюмосиликатные породы – сынныриты. Они были обнаружены в Сыннырском (Республика Бурятия) и Сакунском (Забайкальский край) массивах в начале 60-х годов прошлого столетия. Минеральный состав сынныритов при их комплексной переработке позволяет получать промышленные продукты широкого ассортимента, такие как бесхлорные калийные удобрения, глинозем и строительные материалы. В 1978–1993 годы руды Сыннырского массива подвергались различным технологическим испытаниям. Несмотря на участие многих научно-исследовательских институтов страны в разработке технологии переработки сынныритов, оптимальной, экономически эффективной технологической схемы так и не было выбрано. В настоящее время в БИП СО РАН проводятся исследования по усовершенствованию схемы комплексной переработки сынныритов Калюмного месторождения. Предлагаемый нами способ спекания позволяет сократить температурный параметр (относительно метода спекания сыннырита с кальцитом) за счет использования в качестве плавня доломита ( $\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2$ ). Данный процесс обеспечивает полноту разложения калиевых полевых шпатов, а при последующей гидрометаллургической переработке спеков позволит получить, помимо глинозема, калий и магний в виде сульфатных солей.

УДК 622.7.05

**А.И. Вашлаев<sup>1,2</sup>, В.И. Брагин<sup>1,2</sup>**

<sup>1</sup> Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Сибирский федеральный университет», Красноярск Россия, [antvash@mail.ru](mailto:antvash@mail.ru)

<sup>2</sup> Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт химии и химической технологии СО РАН, Красноярск Россия

## ПРОГНОЗ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО РАДИОМЕТРИЧЕСКОГО ОБОГАЩЕНИЯ

*Ore preconcentration by radiometric methods has been recently considered as part of the technological complex in mineral processing, which allows to increase the efficiency of deposits exploitation at a relatively low additional investment. In addition to reducing the volume of ore entering the grinding circuit and a corresponding reduction in costs, it can also increase the technological parameters due to stabilization of the quality of raw materials and improvements in the conditions for the main concentration process.*

Предварительное обогащение руд радиометрическими методами рассматривается последнее время как часть технологического комплекса горно-обогатительного производства,

позволяющая увеличить эффективность разработки месторождения при относительно невысоких дополнительных капиталовложениях. Помимо сокращения объема руды, поступающей на измельчение, и соответствующего снижения затрат, возможно также повышение технологических показателей за счет стабилизации качества сырья и улучшения условий для основного обогатительного процесса.

Для оценки эффективности и последующего качественного проведения радиометрической сепарации в первую очередь должны быть изучены свойства перерабатываемого сырья, особо значимым из которых является контрастность. Наиболее представительные сведения о контрастности руды получаются в результате промышленных испытаний процесса. Это обуславливается особенностями процесса, к каковым относятся различные режимы проведения разделения руды: в крупном куске при сепарации и в транспортных емкостях на 40–100 тонн при сортировке. Дополнительным фактором, вносящим неопределенность в результаты испытаний, является неоднородность руд в масштабах всего месторождения. Если содержание металлов и его распределение оценивается при разведке месторождения, то контрастность руд не оценивается вообще, что делает невозможным обоснование методики отбора представительной пробы для испытаний радиометрической сортировки и сепарации.

В настоящее время используются паллиативные методики оценки контрастности. Наиболее известная методика, являющаяся стандартной, – методика В.А. Мокроусова, по которой контрастность определяется исследованиями кусковой пробы объемом 100–200 кусков руды. Для оценки контрастности руды в естественном залегании и последующего прогноза показателей сортировки в транспортных емкостях общепринятой методики нет. Наиболее приближенные к реальности результаты могут быть получены при статистической обработке данных кернового опробования разведочных скважин.

Контрастность руды свинцово-цинкового месторождения в естественном залегании была изучена на основе данных кернового опробования разведочных скважин. Общая длина керновых проб составила 11000 м. Средняя длина керновой пробы 1,5 м при коэффициенте вариации 15 %. Составлялись отдельные статистики проб длиной от 1 до 13 керновых интервалов.

При усреднении руды в процессе добычи до 15 м, что соответствует размеру линейного эквивалента кузова самосвала, очевидно, происходит ухудшение контрастности горной массы. Это происходит за счет снижения числа как бедных фракций с низким содержанием металлов, так и богатых фракций, с одной стороны, а с другой стороны, это сопровождается ростом в статистике количества фракций среднего качества. Показатель контрастности снижается с увеличением размера сортируемой порции, зависимость имеет выраженный логарифмический характер (рисунок). Полученные результаты позволяют отнести руду свинцово-цинкового месторождения в ее естественном залегании к среднеконтрастной. При линейном эквиваленте порции 15 м показатель контрастности составляет 0,9 по свинцу, 1,06 – цинку, 0,83 – сумме свинца и цинка соответственно.

Исследования контрастности в куске проводились на материале кусковых проб объемом 200 кусков класса крупности –80+40 мм, отобранных со складов руд текущей добычи. Содержание металлов в пробе составило – 3,75 и 3,13 % свинца и цинка соответственно. Для каждого куска определялась масса и плотность. В качестве метода разделения использован рентгенофлуоресцентный метод по характеристическим линиям свинца и цинка. По результатам замеров кусковых проб изучались корреляции между содержаниями металлов и различным образом сформированными сигналами сепаратора, а также плотностью и корреляциями металлов между собой.

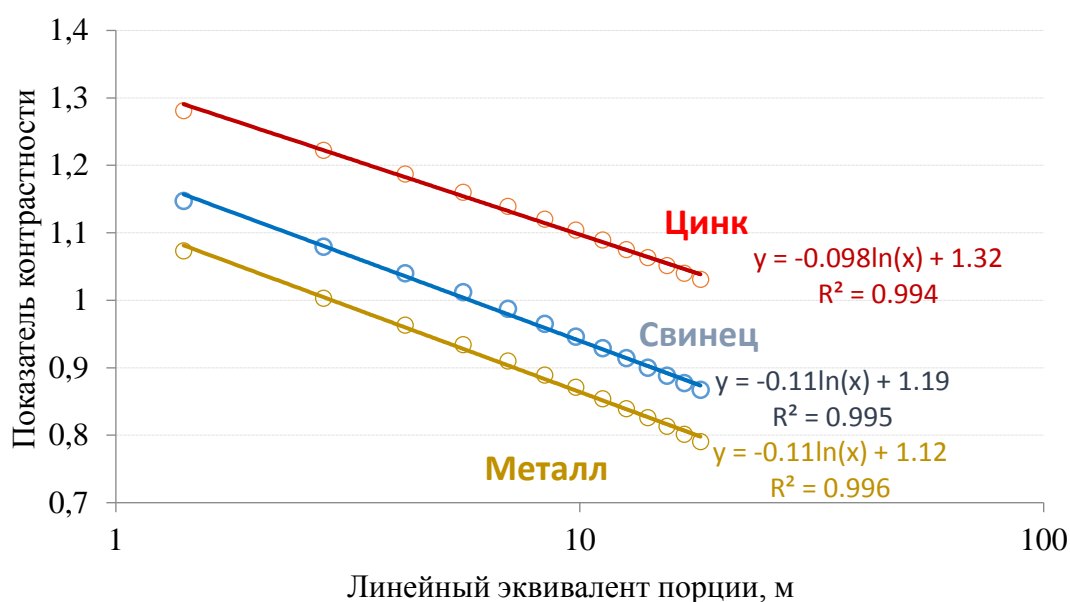


Рисунок. Влияние линейного эквивалента сортируемой порции на показатель контрастности руды по свинцу, цинку и сумме металлов

Для дальнейшего исследования были обозначены следующие компоненты ошибки сепаратора, которые негативно влияют на качество сепарации при использовании рентгенофлуоресцентного метода:

- ошибка, обусловленная неоднородностью распределения металла в объеме куска;
- ошибка, обусловленная составом «матрицы»;
- ошибка, обусловленная зашламованностью поверхности куска.

Прогноз показателей покусковой сепарации выполнен на основе полученных характеристик контрастности с учетом снижения эффективности при разделении на реальном сепараторе (таблица).

Таблица

Прогноз технологических показателей предварительной концентрации свинцово-цинковой руды при границе разделения 1 % суммы свинца и цинка

Наименование продукта	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
		свинца	цинка	свинца	цинка
Расчетные показатели обогащения без промывки					
Руда на фабрику, в т.ч.:	77.3	5.25	4.17	98.5	98.2
Концентрат РФС	34.5	6.04	5.01	53.2	54.1
Отсев –40 мм	42.9	4.13	3.28	45.2	44.1
Хвосты	22.7	0.27	0.25	1.5	1.8
Исходная руда, в т.ч.:	100	3.91	3.19	100	100
Сепарируемый класс –200+40 мм	57.1	3.75	3.13	54.8	55.9
Отсев –40 мм	42.9	4.13	3.28	45.2	44.1
Расчетные показатели обогащения с промывкой руды					
Руда на фабрику, в т.ч.:	73.7	5.52	4.37	98.6	98.2
Концентрат РФС	30.9	6.77	5.60	53.4	54.1
Отсев –40 мм	42.9	4.13	3.28	45.2	44.1
Хвосты	26.3	0.20	0.22	1.4	1.8
Исходная руда, в т.ч.:	100	3.91	3.19	100	100
Сепарируемый класс –200+40 мм	57.1	3.75	3.13	54.8	55.9
Отсев –40 мм	42.9	4.13	3.28	45.2	44.1



Эффективность радиометрического сепаратора учитывалась сепарационной характеристикой. Характеристика аппроксимировалась кривой нормального распределения, характеризующейся границей разделения и коэффициентом вариации. Граница разделения варьировала в диапазоне 0,05–5 % суммы содержаний свинца и цинка, а величина коэффициента вариации выбиралась с учетом негативного влияния зашламованности поверхности кусков, неоднородности распределения металлов в объеме кусков и случайных ошибок.

В соответствии с полученными данными выполнен прогноз технологических показателей предварительной концентрации свинцово-цинковой руды методом покусковой РФС при границе разделения 1 % по содержанию свинца и суммы свинца и цинка соответственно, по схеме без промывки и с промывкой сепарируемого класса крупности –200+40 мм.

Результаты прогноза указывают на возможность предварительной концентрации методом РФС с получением отвальных хвостов с содержанием металлов ниже, чем в хвостах флотации, и выходом хвостов из свинцово-цинковой руды – 22,7 и 26,3 % в схеме без промывки и с промывкой соответственно. Извлечение металлов в товарную руду на фабрику (смесь концентрата РФС и отсева –40 мм) во всех случаях превышает 98 %. Содержание суммы металлов в товарной свинцово-цинковой руде, поступающей на фабрику, увеличивается в результате РФС с 7,1 до 9,42 и 9,89 % в схеме без промывки и с промывкой соответственно.

Таким образом, предложена методика оценки контрастности руды при сепарации в транспортных емкостях, базирующаяся на данных kernового опробования разведочных скважин и учитывающая размер сортируемой порции в форме линейного эквивалента порции.

Проведена оценка составляющих погрешности рентгенорадиометрического метода обогащения, отражающих влияние неоднородности минерализации в объеме куска, вариаций состава минеральной матрицы и ошламования поверхности.

Установлено, что увеличение погрешности рентгенофлуоресцентной сепарации при ошламовании поверхности связано как с увеличением дисперсии интенсивности характеристического излучения, так и, главным образом, снижением чувствительности метода.

УДК 669.223.321.002.5

**В.В. Львов, Л.С. Читалов**

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Санкт-Петербургский горный университет», Санкт-Петербург, Россия, [opilvv@mail.ru](mailto:opilvv@mail.ru)

## **МЕТОДЫ ИНТЕНСИФИКАЦИИ ИНДЕКСА ЧИСТОЙ РАБОТЫ ШАРОВОГО ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ БОНДА**

*The paper presents comparative studies aimed at reducing labor costs of Bond Ball Mill Work Index test (BWi) by using a number of alternative techniques.*

Стандартный тест Бонда на индекс чистой работы шарового измельчения BWi определяется по строгой методике продолжительностью около 12 часов, состоит

из 6–9 периодов измельчения в шаровой мельнице до достижения заданной циркуляции в 250 %.

Компанией JKTech (Австралия) было проведено исследование по вопросам погрешности стандартного теста Бонда, результаты которого кратко приведены в таблице.

Таблица

Относительная ошибка тестовой процедуры определения BWi

Номер цикла	1	2	3	4	5
Относительная ошибка, %	11,7	5,4	4,1	3,7	3,4

Исходя из этих данных была принята граница допустимой относительной ошибки для сокращенных методик тестирования в 4,1 %.

В связи с этим основным направлением исследований данной работы была интенсификация BWi теста путём сокращения трудозатрат на его проведение с сохранением относительной ошибки определения в пределах  $\pm 4,1$  % от результатов стандартного теста Бонда.

Стандартная формула определения индекса шарового измельчения Бонда выглядит следующим образом:

$$W_i = \frac{1.1023 \cdot 44.5}{A^{0,23} G_{bp}^{0,82} 10 \left( \frac{1}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{F_{80}}} \right)},$$

где  $A$  – крупность лабораторного сита в мкм;  $G_{bp}$  – масса подрешётного на один оборот (г/об);  $F_{80}$  – 80 % крупность прохода питания;  $P_{80}$  – 80 % крупность прохода продукта.

Были проведены полные тесты по стандартной методике определения BWi для апатито-нефелиновой руды (индекс шарового измельчения BWi составил 13.60 кВтч/т, контрольное сито 160 мкм):

Стандартная методика Бонда:

- с распределением всего исходного материала по классам крупности, аналогично подготовке исходного питания в методике института Механобр на шаровую измельчаемость – см. рис. 1, 2 «Бонд по классам»;
- при проведении сокращенных гранулометрических анализов продуктов измельчения – см. рис. 1, 2 «Бонд с сокр. отсевами»;
- методика Магдалиновича-Ахмади (Magdalinovich N. A., Ахмади (Ahmadi R.)) – имитация замкнутого цикла за 2 периода измельчения – см. рис. 1, 2 «Ахмади»; методика Берри-Брюса (Berry T.F., Bruce R.W.) – использование нестандартной мельницы и расчет через эталонную руду с известным индексом Бонда – см. рис. 1, 2; методика Гарешли (Hojjat H. Gharegheshlagh) – расчет индекса по любому классу крупности через кинетику измельчения на стандартной мельнице Бонда – см. рис. 1, 2; методика Капура (Kapur P.C.) – использование уравнения с 5 эмпирическими коэффициентами после первых двух периодов измельчения стандартного теста Бонда – см. рис. 1, 2; методика Хорста-Бассарера (Horst W.E., Bassarear J.H.) – использование нестандартной мельницы и расчет через эталонную руду с известным индексом Бонда – см. рис. 1, 2.

Результаты вышеперечисленных методик были проанализированы с точки зрения интенсификации определения индекса шарового измельчения Бонда.

Для методики Магдалиновича – Ахмади предложено изменение в виде применения заданного числа оборотов в первом периоде измельчения, которое выбирается равным числу

оборотов в устоявшемся цикле стандартного теста Бонда из полных тестов Бонда для аналогичной руды. После этого исследуемая апатит-нефелиновая руда в первом периоде измельчалась 170 оборотов вместо стандартных 100.

Это позволило стабилизировать циркуляцию узла мельница-классификатор с 226 до 250 % и сократить относительную ошибку с 7,0 % после второго периода до 3,5 % уже после первого периода измельчения.

Также найдена возможность сокращения относительной ошибки путём продолжения теста до стабилизации циркуляции, так как предусмотренных данной методикой двух периодов измельчения недостаточно для достижения циркуляции  $250 \pm 5$  %.

При этом ошибка сокращается с 7,0 до 0,8 % при трёх периодах измельчения, а циркуляция стабилизируется с 226 до 246 %.

Для методики Капура предложено использование эмпирических коэффициентов, найденных отдельно для типов руд различного генезиса, в данном случае были найдены эмпирические коэффициенты по базе стандартных тестов Бонда для апатит-нефелиновых руд Хибинского массива (1), медно-никелевых руд Норильской группы (2), золотосульфидных руд (3):

$$W_i = 2,764[P_i]^{0,397}[G_2]^{-0,711}[R_oM_I]^{-0,003}[1 - R_o]^{-0,001}, \quad (1)$$

$$W_i = 2,502[P_i]^{0,546}[G_2]^{-0,623}[R_oM_I]^{-0,078}[1 - R_o]^{-0,003}, \quad (2)$$

$$W_i = 2,289[P_i]^{0,501}[G_2]^{-0,526}[R_oM_I]^{-0,102}[1 - R_o]^{-0,166}, \quad (3)$$

где  $P_i$  – контрольное сито, мкм;  $G_2$  – параметр измельчения из второго помола, г/об;  $R_o$  – доля надрешетного продукта в исходном материале;  $M_I$  – масса загрузки мельницы, г.

При использовании специальных коэффициентов относительная ошибка по методике Капура падает с 2,4 до 1,8 % для апатит-нефелиновых руд, с 6,3 до 2,1 % для медно-никелевых руд и с 3,6 до 1,7 % для золотосульфидных руд.

На рис. 1 представлены результаты тестов исследуемых методик для апатит-нефелиновой руды с индексом Бонда 13,60 кВтч/т.

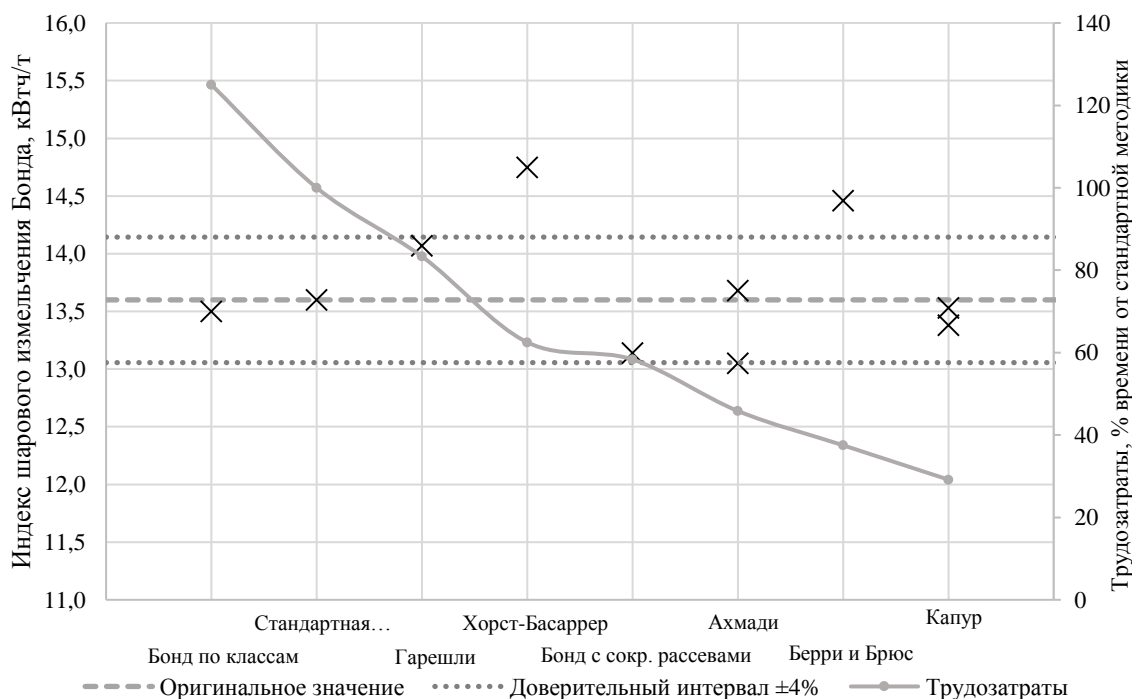


Рис. 1. Результаты тестов исследуемых методик для апатит-нефелиновой руды

На рис. 2 представлены относительные трудозатраты на проведение каждой из рассмотренных методик по отношению к стандартному тесту Бонда.

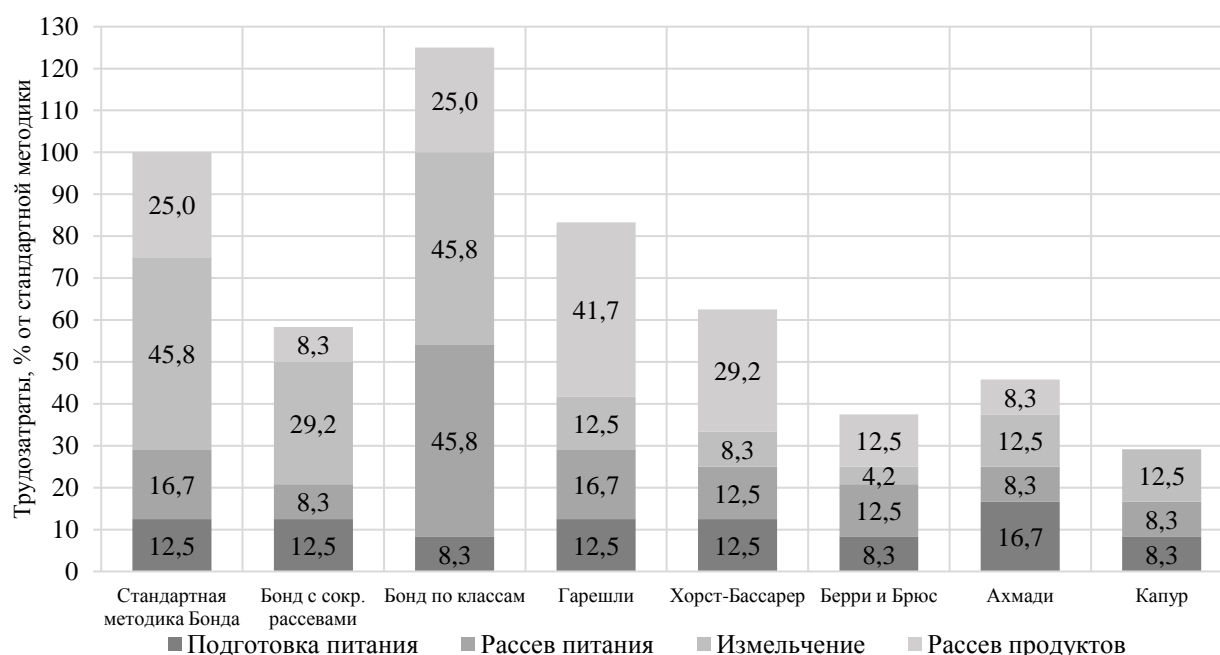


Рис. 2. Относительные трудозатраты исследуемых методик

По результатам исследований следует уделить внимание следующим методам:

- Предложенная авторами модифицированная методика Капура с применением эмпирических коэффициентов, найденных для каждого типа руды. Продолжительность теста 2–3 часа. Определены новые эмпирические коэффициенты для апатит-нефелиновых, медно-никелевых и золотосульфидных руд со средней относительной ошибкой 1,54 %;
- Модифицированная методика Магдалиновича-Ахмади – тест, с применением приведённого числа оборотов, который показал результаты с относительной ошибкой, не превышающей 3,53 % в двух тестах для апатит-нефелиновой руды. Рекомендовано делать тест для апатито-нефелиновых руд при 171 оборотах мельницы в первом цикле (контрольное сито 160 мкм). Продолжительность теста 4–5 (при базе данных тестов Бонда – 2 часа) часов;
- Бонд с сокращёнными рессевами – сокращение количества трудоёмких операций рессева позволило добиться сокращения времени проведения теста с 12 до 7 часов с относительной ошибкой определения индекса 3,38 %, что может удешевить процесс тестирования в 2 раза за счет сокращения трудозатрат и износа оборудования.

В ситуациях нехватки исследуемого материала метод Капура позволит значительно сократить массу пробы для теста – с 10 до 3 кг, а метод Магдалиновича – Ахмади – до 5 кг.

По сравнению со стоимостью и временем проведения стандартного теста Бонда – около \$ 1000, 12 часов, полученные методики можно проводить в сжатые сроки (от 3,5 часов) за стоимость в 2–3 раза ниже стандартного теста, т. е. за \$ 300–500.

Предложенные методики позволяют существенно сократить время проведения тестирования руд по методике Бонда для шарового измельчения (Капур, Магдалинович). Это позволяет применять их для определения физико-механических свойств руды, поступающей на обогатительную фабрику с целью контроля измельчительного передела, а также при массовом опробовании новых месторождений.

УДК 622.7.05

**Т.А. Ефремова<sup>1,2</sup>, Е.Ф. Цыпин<sup>2</sup>, Т.Ю. Овчинникова<sup>2</sup>**

<sup>1</sup> ОАО «Уралмеханобр», Екатеринбург, Россия, gmf.opi@ursmu.ru

<sup>2</sup> Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Уральский государственный горный университет», Екатеринбург, Россия

## ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ РЕНТГЕНРАДИОМЕТРИЧЕСКОГО ОБОГАЩЕНИЯ РУД

*The paper reviewed main technologic factors of X-ray separation method, that has an impact on possibility of effective implementation this technology for preliminary beneficiation of raw mineral materials.*

Одним из наиболее перспективных методов предварительного обогащения является рентгенорадиометрический. Анализ технологических особенностей использования рентгенорадиометрического обогащения руд дает более полное понимание данного процесса, что позволяет эффективно применять данный метод на практике.

Рассмотрим основные технологические факторы, определяющие возможность успешного применения предварительного рентгенорадиометрического обогащения минерального сырья. Для многих руд значительного раскрытия минеральных и породной фаз в машинных классах с уменьшением крупности не происходит. Это подтверждается на примере медных и медно-цинковых руд (таблица).

Таблица

Показатели контрастности медных и медно-цинковых руд в различных машинных классах

Руда	Класс крупности, мм	Медь		Цинк		Сера	
		M, о.е.	Массовая доля, %	M, о.е.	Массовая доля, %	M, о.е.	Массовая доля, %
Медная 1	+50	0,98	0,94	0,60	0,12	0,58	32,6
	-50+25	1,03	0,78	0,75	0,13	0,64	30,1
	-25+13	1,03	1,02	0,87	0,19	0,64	30,2
Медная 2	+50	0,54	1,64	1,45	0,18	0,17	34,4
	-50+25	0,64	1,35	1,62	0,19	0,23	33,1
	-25+13	0,57	1,21	1,26	0,12	0,23	35,5
Медная 3	+50	1,36	1,03	1,04	0,44	1,21	9,2
	-50+25	1,09	1,69	1,17	0,64	0,88	17,1
	-25+13	1,21	2,05	1,49	1,14	0,96	16,0
Медная 4	+50	1,31	0,75	1,17	0,08	0,39	5,9
	-50+25	1,06	0,37	1,08	0,07	0,42	4,5
	-25+13	0,85	0,21	0,91	0,06	0,41	4,5
Медно-цинковая 1	+50	1,01	1,36	1,33	3,00	0,79	13,9
	-50+25	1,04	1,02	1,38	3,38	0,73	12,5
	-25+13	1,15	1,26	1,37	2,73	0,73	11,5
Медно-цинковая 2	+50	1,06	3,1	1,21	4,36	0,64	24,1
	-50+25	1,11	1,85	1,43	7,01	0,71	24,2
	-25+13	0,98	2,45	1,23	3,67	0,60	25,4
Медно-цинковая 3	+50	0,79	0,93	0,79	2,55	0,21	39,2
	-50+25	0,67	1,13	0,84	2,67	0,16	41,1
	-25+13	0,62	1,08	0,86	2,35	0,16	40,3
Медно-цинковая 4	+50	0,83	0,69	0,97	3,11	0,15	43,0
	-50+25	0,59	0,78	0,90	3,45	0,17	42,2
	-25+13	0,65	1,21	0,95	3,00	0,11	43,5

При подготовке к рентгенорадиометрическому обогащению необходимо соблюдение принципа «не дробить ничего лишнего», а также минимизация передраблывания материала.

При должной организации схемы и режимов подготовки руды к последующей сепарации происходит снижение выхода несортируемого класса, а также перераспределение сортируемого материала в крупные машинные классы. Для реализации этого необходимо в отдельных случаях предусматривать предварительное грохочение с дроблением надрешетного продукта в открытом цикле до максимальной крупности по технологическим характеристикам сепарационной аппаратуры (300–350 мм). Если раскрытие фаз происходит в меньшей крупности, то максимальная крупность может быть снижена. Поскольку на гранулометрический состав сепарируемого материала влияет гранулометрический состав взорванной горной массы правильная организация горно-добычных работ (особенно буровзрывных) является важным фактором оптимизации распределения руды по классам крупности.

Рентгенорадиометрическое обогащение относится к процессам информационного обогащения с поверхностным признаком разделения, так как рентгеновское излучение при рентгенофлуоресцентном методе проникает в вещество на доли миллиметра. Определение массовой доли по поверхностному содержанию в зависимости от преобладающего характера минерализации, степени ошламования и площади осмотра куска влияет на эффективность разделения. Чаще всего осмотр куска в процессе рентгенорадиометрического обогащения односторонний, что влечет за собой большую вероятность неверного определения поверхностного содержания при неравномерном распределении полезных минералов. Благоприятным случаем является равномерное распределение минерала в куске, а неблагоприятным случаем – сочетание в одной руде и поверхностной, и скрытой минерализации. При использовании поверхностного признака рентгенофлуоресцентного метода измерения для оценки массовой доли компонента возможно появление краевых эффектов (для «краевых» и «слоевых» моделей сростков), при этом доверительные интервалы оценки уменьшаются с увеличением доли «осматриваемой» площади куска.

Ввиду поверхностного метода измерения в случае ошламования руды необходима промывка, поскольку происходит сильное искажение истинных поверхностных содержаний, необходимость промывки повышает экономические затраты на переработку руды.

На эффективность разделения влияет и выбор аналитического параметра, поскольку информацию, получаемую от куска, можно обрабатывать по-разному. В качестве аналитического параметра, снижающего погрешности разделения, в меньшей степени зависящего от меняющейся геометрии измерения кусков, от взаимного расположения измерительной системы и куска, размера и формы куска, является спектральное отношение интенсивности в двух спектральных областях: области вторичного характеристического рентгеновского излучения элемента и области рассеянного первичного рентгеновского излучения.

Для обогащения рентгенорадиометрическим методом многокомпонентных руд, в частности при решении задачи предварительной концентрации, возможны разные алгоритмы принятия решения об удалении куска в тот или иной продукт: алгоритм удаления сразу по всем компонентам с учетом весовых коэффициентов либо алгоритм с условиями удаления куска по любому из компонентов отдельно. Последний алгоритм является наиболее точным и предпочтительным, особенно при разделении руд с тремя и более ценными компонентами, соотношения массовых долей полезных компонентов в которых имеют большую разницу.

В зависимости от специфики руды, полноты раскрытия фаз, содержания основного ценного компонента, показателей обогатимости, требований к конечной продукции глубокого обогащения с помощью рентгенорадиометрического обогащения могут быть

решены различные технологические задачи, такие как: удаление породной массы в крупнокусковом виде; выделение крупнокусовых кондиционных концентратов; разделение исходного сырья на технологические типы, перерабатываемые в дальнейшем по различным технологическим схемам; удаление вредных для последующих технологий компонентов (литологических разновидностей сырья и минералов). Каждая из задач требует использования индивидуального алгоритма принятия решения об удалении кусков из основного потока, в том числе введения границ по нескольким компонентам с использованием логических операторов.

Таким образом, применение рентгенорадиометрического обогащения в конкретных условиях требует учета технологических особенностей реализуемой технологии.

УДК 622.732

**Г.И. Газалеева, С.П. Ельникова, Е.В. Братыгин**

ОАО «Уралмеханобр», Екатеринбург, Россия, *Elnikova\_SP@umbr.ru*

### **ОЦЕНКА ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКОГО СОСТАВА ДРОБЛЕННОГО ПРОДУКТА, ПОЛУЧЕННОГО ПРИ ДРОБЛЕНИИ «В СЛОЕ»**

*The article made comparison equations of the Rosin-Rammler and Godin-Andreev characteristics particle size for describe granulometric composition of the product obtained by crushing «in the layer». Assessing the adequacy of the equations is carried out on the basis of the Fisher criterion.*

В настоящее время известен ряд формул для оценки крупности дроблёных и измельченных продуктов, в частности, уравнения Розина – Раммлера и Годэна – Андреева. Наибольшее распространение получило уравнение Розина – Раммлера. Оно описывает гранулометрические характеристики дроблёных продуктов, в том числе для оценки крупности продуктов, полученных в результате дробления в дробилках, работающих по принципу «кусочек о броню». Однако распределения по крупности, полученные в результате избирательного дробления в дробилках, работающих «в слое», отличаются от полученных в результате разрушения способом «кусочек о броню». Целью работы является оценка соответствия гранулометрических характеристик дроблённого продукта, полученного в результате промышленных испытаний дробилки, работающей «в слое», по уравнениям Розина – Раммлера и Годэна – Андреева.

Промышленные испытания были проведены на 5-й технологической линии РУПП «Гранит» (Республика Беларусь). В результате испытаний были получены гранулометрические характеристики продуктов дробилки КМД-2200Т7-Д при трёх различных значениях размера разгрузочной щели Дробилка КМД-2200Т7-Д работала «под завалом» по способу дробления «в слое». Гранулометрические характеристики дроблёных продуктов приведены в табл. 1.

При этом теоретические уравнения для данных характеристик крупности имеют вид:

- уравнение Розина – Раммлера:

$$R = 100e^{-bx^n}, \quad (1)$$

где  $R$  – суммарный выход класса крупнее  $x$  по плюсу, %;  $x$  – относительная крупность, д. ед.;  $b$  и  $n$  – параметры, зависящие от свойств материала и размерности величины  $x$ ;

- уравнение Годэна – Андреева:

$$y = Ax^k, \quad (2)$$

где  $y$  – суммарный выход класса по минусу, %;  $x$  – относительная крупность, д. ед.;  $A$  – параметр;  $k$  – коэффициент, равный тангенсу угла наклона прямой.

Таблица 1

Гранулометрические характеристики продуктов дробилки КМД-2200Т7-Д на 5-й технологической линии РУПП «Гранит» при дроблении «в слое»

Крупность, мм	Разгрузочная щель									
	$s = 15,5-15,8$ мм				$s = 20,5-20,9$ мм			$s = 12,8$ мм		
	проба №				проба №			проба №		
	2,	2,	8	9	3	3	4	6	6	7
	совокуп- ный	дроблё- ный в КМД	совокупный		сово- купный	дроблё- ный в КМД	совокупный		дроблё- ный в КМД	сово- купный
Выход, %										
-45+31,5	0,24	0,09	0,09	0,00	0,32	2,20	0,00	0,00	1,84	0,00
-31,5+22,4	4,67	8,92	4,40	3,79	14,22	23,27	9,79	0,90	5,76	0,80
-22,4+16	23,80	25,02	25,29	23,50	37,42	40,94	31,64	11,00	20,11	11,77
-16+11,2	40,47	43,33	44,36	41,21	52,75	55,67	47,28	35,95	38,44	23,70
-11,2+8	52,21	56,64	57,96	52,87	63,65	66,35	59,93	50,55	51,51	34,95
-8+5	63,28	68,68	69,31	65,17	73,66	77,60	70,24	63,93	62,54	48,79
-5+4	67,37	73,39	73,98	70,53	77,49	81,98	74,01	68,57	67,20	53,63
-4+2	80,11	82,58	82,99	81,29	86,10	89,80	84,75	81,16	76,39	68,90
-2+0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,00	100,0	100,0	100,00	100,0

По каждому из совокупных продуктов произведён расчёт коэффициентов в уравнениях Розина – Рамллера и Годэна – Андреева. Для этого был использован метод наименьших квадратов и вычислены расчётные значения выхода по каждому классу крупности. Для проверки соответствия расчётных значений экспериментальным данным использована оценка по критерию Фишера, рассчитанному как отношение остаточной дисперсии и дисперсии воспроизводимости. Расчётные значения приведены в табл. 2.

На ри. 1 и 2 приведено сравнение экспериментальных и расчётных гранулометрических характеристик при разгрузочных щелях 15,5-15,8 мм (проба 2 и 8), полученных по уравнениям Розина – Рамллера и Годэна – Андреева.

Исходя из данных табл. 2 следует, что расчётный критерий Фишера при описании характеристики уравнением Годэна – Андреева меньше теоретического, в отличие от расчётного критерия Фишера, полученного при использовании уравнения Розина – Рамллера, который при описании гранулометрического состава продукта, полученного при разгрузочной щели 15,5–15,8 мм, меньше теоретического, однако при дальнейшем расчёте на двух других разгрузочных щелях (20,5–20,9 и 12,8 мм) видно, что он превышает теоретическое значение.

Это происходит из-за большого значения остаточной дисперсии, характеризующей расхождения экспериментальных данных и расчётных, так как расчётные значения выхода по уравнению Розина – Рамллера в средних значениях крупности систематически ниже экспериментальных.



При приближении крупности к 5 мм и ниже расчётные значения выходов близки к экспериментальным, отсюда можно сделать вывод, что уравнение Розина – Рамллера хорошо описывает грансостав только в мелких классах крупности.

Таким образом, грансостав дробленых продуктов, полученный при дроблении «в слое», не может быть описан уравнением Розина – Рамллера.

Таблица 2

Расчёт критерия Фишера

Размер разгрузочной щели, мм		Оценка адекватности уравнения распределения									
		Розина-Рамллера					Годэна-Андреева				
		Дисперсия		Критерий Фишера		Коэффициент детерминации	Дисперсия		Критерий Фишера		Коэффициент детерминации
		воспроизводимость	остаточная	расчетный	табличный		воспроизводимость	остаточная	расчетный	табличный	
Проба 2, совокупный	15,5–15,8	5,28	12,46	2,36	3,05	0,9635	5,28	1,55	0,29	3,25	0,9988
Проба 2, дроблёный в КМД						0,969					0,9978
Проба 8, совокупный						0,9678					0,9974
Проба 9, совокупный						0,9613					0,9996
Проба 3, совокупный	20,5–20,9	5,28	69,96	13,25	2,85	0,9604	5,28	4,16	1,17	3,05	0,9953
Проба 3, дроблёный в КМД			30,14	5,71	3,05	0,9723		2,3	0,44	3,05	0,9981
Проба 4, совокупный			60,47	11,45	3,25	0,9763		0,86	0,16	3,25	0,9989
Проба 6, совокупный	12,8	5,28	158,73	30,06	3,05	0,9259	5,28	6,99	1,32	3,05	0,9945
Проба 6, дроблёный в КМД			26,25	4,97	3,05	0,9259		3,19	0,60	3,05	0,9964
Проба 7, совокупный			44,7	8,47	3,25	0,9777		7,13	1,35	3,25	0,9921

Дисперсия воспроизводимости оценивалась по результатам параллельных опытов на щели 15,5–15,8 мм.

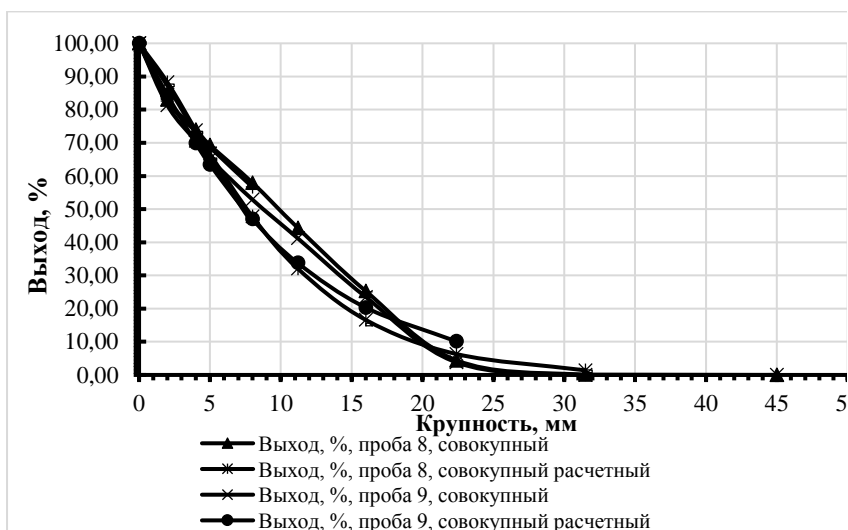


Рис. 1. Экспериментальные и расчетные гранулометрические характеристики, полученные по уравнению Розина – Раммлера

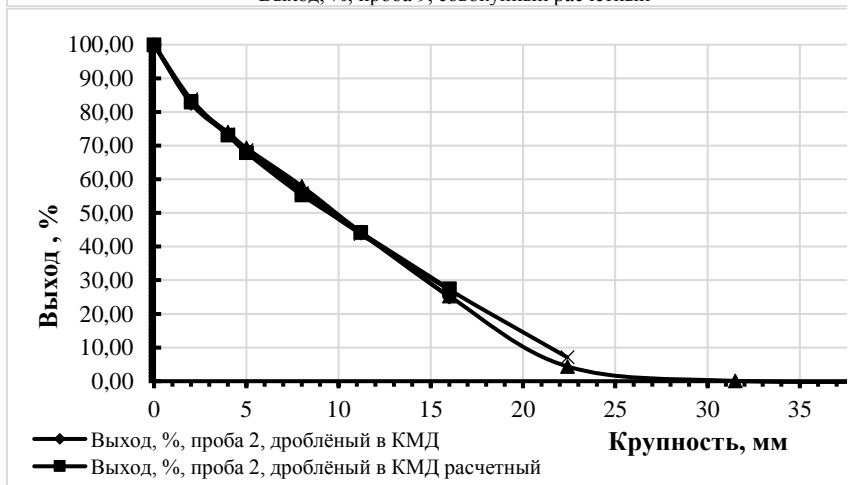


Рис. 2. Экспериментальные и расчетные гранулометрические характеристики, полученные по уравнению Годэна – Андреева

Коэффициент детерминации в обоих случаях близок к единице, однако в случае использования уравнения Розина – Раммлера, в средних классах крупности точки лежат ниже экспериментальной линии и приближаются к ней только в мелких классах крупности. В случае использования уравнения Годэна – Андреева коэффициент детерминации близок к единице, связь между величинами достоверна, уравнение может быть использовано для описания грансостава при использовании способа разрушения «в слое».

## Секция 2. ФЛОТАЦИЯ, ГРАВИТАЦИЯ, МАГНИТНАЯ И ЭЛЕКТРОМАГНИТНАЯ СЕПАРАЦИЯ

---

УДК 622.765

**А.А. Лавриненко<sup>1</sup>, Д.В. Макаров<sup>2</sup>, Э.А. Шрадер<sup>1</sup>, Л.М. Саркисова<sup>1</sup>,  
И.Н. Кузнецова<sup>1</sup>, Н.И. Глухова<sup>1</sup>**

<sup>1</sup> Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр им. акад. Н.В. Мельникова РАН, Москва, Россия; *lavrin\_a@mail.ru*

<sup>2</sup> Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем промышленной экологии Севера КНЦ РАН, Апатиты, Россия

### **ВЫБОР РЕАГЕНТНОГО РЕЖИМА ФЛОТАЦИИ, СОДЕРЖАЩЕЙ ПЛАТИНОИДЫ МЕДНО-НИКЕЛЕВОЙ РУДЫ**

*There are discussed the variants of flotation regimes of copper-nickel ore containing PGM: flotation with butyl xanthate in a lime medium to produce a rich Cu-Ni concentrate for smelting, a nickel-pyrrhotite product for hydrometallurgical processing and collective sulphide flotation by the collector composition of the butyl xanthate and Aerophine 3416 with using liquid glass and Depramine 347 for the waste rock depression is developed.*

Новыми источниками получения МПГ, меди, никеля, кобальта могут стать многочисленные рудопроявления сульфидных медно-никелевых руд и забалансовые руды на территории Мончегорского района, характеризующиеся низкими и варьирующими содержаниями ценных компонентов, небольшими запасами, связью части никеля и ЭПГ с преобладающим минералом – пирротинном.

Объектом исследования являлась содержащая платиноиды медно-никелевая руда, представленная на 48 % сульфидами, в основном пирротинном – до 42 %, пентландитом – до 5 % и халькопиритом – до 1 %. Раскрытие сульфидных минералов достигалось при крупности измельчения руды 60 % – 40 мкм. Однако при этом были обнаружены зерна пирротина с эмульсионной вкрапленностью пентландита. По данным микрозондового анализа содержание никеля в пирротине колебалось от 0,06 до 0,54 %. Установлено присутствие собственного минерала палладия – майченерита в виде тонких вкраплений в пирротине и роговой обманке размером менее 1 мкм. Нерудная составляющая состояла преимущественно из пироксена (около 30 %), полевых шпатов (13 %), роговой обманки (5 %), серицита (1,5 %) и др.

Исследования флотации медно-никелевой руды, содержащей платиноиды, были направлены на разработку двух вариантов режимов флотации: с получением пригодного для пирометаллургической переработки медно-никелевого концентрата и коллективного сульфидного концентрата, переработка которого возможна гидрометаллургическими методами.

Разработка режима флотационного разделения пентландита и пирротина с целью получения богатого по никелю концентрата является весьма сложной задачей в виду близости их состава, физико-химических и флотационных свойств, тонкого взаимопрорастания и преобладания пирротина в медно-никелевых рудах.

Для снижения выхода пирротина в концентрат ранее были испытаны азрация в камере флотомашин, применение сульфита натрия, диметилдитиокарбамата и известкового молока при флотации бутиловым ксантогенатом (Лавриненко А.А., Макаров Д.В., Шрадер Э.А., хСаркисова Л.М., Глухова Н.И., 2016). Наиболее эффективным для исследуемой пробы оказалось использование известкового молока (рис. 1). Наилучшее разделение пентландита и пирротина достигалось при подщелачивании пульпы известковым молоком до рН 11 при расходе ксантогената 150 г/т.

Флотация пробы руды, содержащей 0,138 г/т Pt, 2,451 г/т Pd, 2,9 % Ni, 24 % S, 11 % Si, в известковой среде проводилась по схеме, включающей основную, перечистную и 2 контрольные флотации.

В основную флотацию подавалось 3,3 кг/т гидроокиси кальция, 100 г/т бутилового ксантогената, 30 г/т МИБК, в контрольные флотации – по 50 г/т бутилового ксантогената и 15 г/т МИБК, в перечистку концентрата – 0,7 кг/т гидроокиси кальция и 15 г/т МИБК. Концентрат перечистки при выходе 23 % содержал 7,8 % никеля и 0,2 % меди при извлечении каждого металла около 62 %. Этот концентрат может быть пригоден для пирометаллургической переработки (Блатов И.А., Велим В.С., Калашникова М.И., Шнеерсон Я.М., Волков Л.В., 2001). С отвальными хвостами при их выходе 35 % и содержании Ni – 0,38 %, Cu – 0,05 %, S – 9,6 %, Pd – 0,68 г/т, Pt – 0,089 г/т потери Ni составили 4,6 %, Cu – 12 %, S – 13,8, Pd – 10 % и Pt – 20 %.

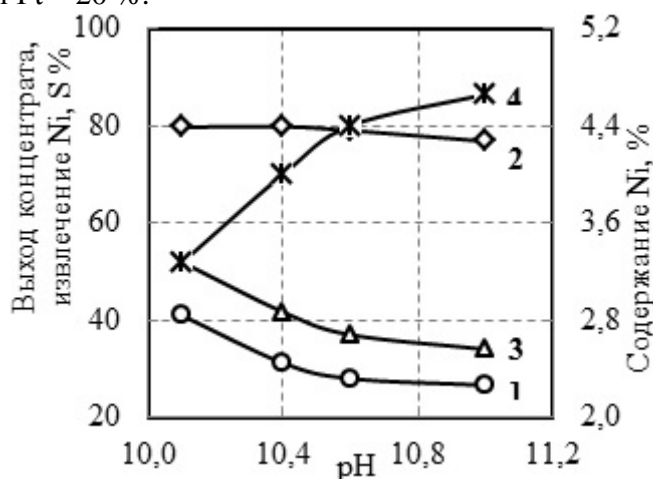


Рис. 1. Влияние pH на показатели флотации при расходе бутилового ксантогената калия – 100 г/т:  
1 – выход концентрата; 2 – извлечение Ni;  
3 – извлечение S в концентрат;  
4 – содержание Ni в концентрате

С целью упрощения схемы флотации и снижения потерь ценных компонентов с обратными продуктами промпродукт перечистки и концентраты контрольных операций не возвращали в голову предыдущих операций флотации, а объединяли.

В объединенном продукте, выход которого составил 42 %, содержалось 2,3 Ni и 0,1 % Cu при извлечении 34 и 26 % соответственно. Этот объединенный продукт, представляющий собой, по сути, содержащий ЭПГ никель-пирротинный концентрат, можно подвергать доводке гидрометаллургическими методами (Салтыков П.М., Калашникова М.И., Салтыкова Е.Г., 2014).

Технология переработки с получением богатого по содержанию никеля концентрата целесообразна для сырья с высоким содержанием металла. Более универсальным методом концентрирования ценных компонентов из содержащей ЭПГ медно-никелевой руды при тесной взаимосвязи ЭПГ с сульфидами, а также в случае более низкого содержания ценных компонентов является коллективная флотация сульфидов для последующей гидрометаллургической переработки флотационного концентрата.

Согласно проведенным ранее исследованиям при коллективной флотации сульфидов из исследуемой пробы медно-никелевой руды, композицией собирателей – Aerophine 3416 и

бутилового ксантогената при их соотношении 3:1 в присутствии депрессора пустой породы – жидкого стекла по схеме, включающей основную и контрольную флотации, был получен сульфидный концентрат с выходом 70 %, в который при общем расходе суммы собирателей – 70 г/т извлекается 95 % Ni, 89 % Pt и 92 % Pd при содержании Ni – 2,9 %, Pd – 2,24 г/т, Pt – 0,33 г/т. Содержание Ni в хвостах составило 0,37 %, Pd – 0,44 г/т, Pt – 0,09 г/т, S – 2,3 % (Чантурия В.А., Лавриненко А.А., Саркисова Л.М. и др., 2015). Полученный коллективный концентрат в дальнейшем может подвергаться гидрометаллургической переработке.

С целью снижения выхода в коллективный концентрат минералов породы исследовалось влияние депрессоров: жидкого стекла и карбоксиметилцеллюлозы (реагентов компании Akzo Nobel – Depramine 347 и Gabroza P300F с вязкостью 2 % растворов 91 и 4000–8000 мПа·с). Флотация проводилась на пробе руды, содержащей 2,1 % Ni, 18,7 % S, 0,16 % Cu, 15 % Si, 1,5 г/т Pd и 0,092 г/т Pt, по схеме, включающей основную и контрольную флотации, и при подщелачивании пульпы едким натром. В основную флотацию подавалось 750 г/т жидкого стекла и 300–500 г/т карбоксиметилцеллюлозы; 37,5 г/т Aerophine 3416; 12,5 г/т бутилового ксантогената; 20 г/т МИБК. Расход реагентов в контрольную операцию составлял 40 % от расхода реагентов в основную флотацию. Наиболее эффективная депрессия силикатов наблюдалась при совместном применении 750 г/т жидкого стекла и 500 г/т Depramine 347 (рис. 2).

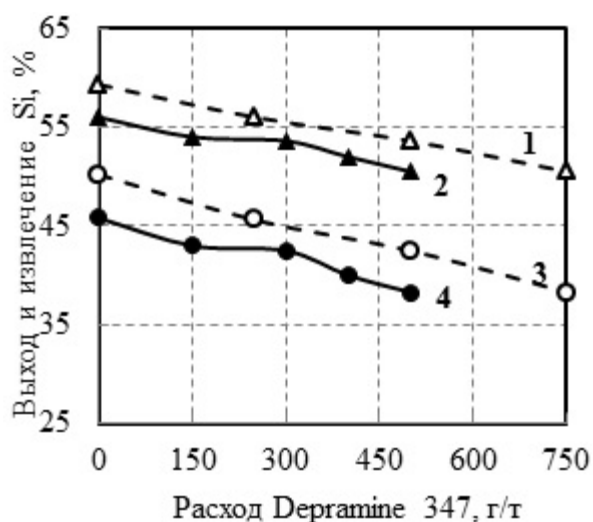


Рис. 2. Влияние расхода Depramine 347 в присутствии 750 г/т жидкого стекла (3, 4) и без добавки жидкого стекла (1, 2) на выход концентрата (1, 3) и извлечение Si в концентрат (2, 4) при коллективной флотации

В этих условиях выход суммы концентратов основной и контрольной флотаций снизился на 9 % и составил 50 %, извлечение кремния в хвосты увеличилось на 12 % при снижении извлечения никеля в концентрат на 2 % по сравнению с результатами флотации без депрессоров (рис. 2). Извлечение Pd в суммарный концентрат составило 89 %, Pt – 74 %, Cu – 87 %, Ni – 92 %, Si – 63 %. Содержание Pd в суммарном концентрате – 2,56 г/т, Pt – 0,12 г/т, Ni – 3,7 %, Cu – 0,27 %.

Сравнение режимов флотации различных проб медно-никелевой руды показало, что в целом для такого типа и состава руд целесообразно использовать коллективную флотацию сульфидов композицией собирателей Aerophine 3416 и бутилового ксантогената при совместном использовании депрессоров: жидкого стекла и Depramine 347. Предлагаемая технология позволяет снизить выход минералов пустой породы в концентрат и обеспечивает высокое извлечение ценных компонентов.

Вариант коллективной флотации с последующей переработкой концентрата методами гидрометаллургии дает возможность реализации малоотходных технологий, снижения ущерба окружающей среде и, кроме того, в ряде случаев, является единственным

технологически доступным способом переработки, например, для различных рудопроявлений с низким содержанием ценных компонентов, когда может оказаться невозможным получение богатого по никелю концентрата, пригодного для плавки.

УДК 669.017.162.31:622.349.35

**Е.Л. Чантурия, В.А. Чантурия, М.В. Рязанцева,  
В.Г. Миненко, А.Л. Самусев, И.А. Хабарова**

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр им. акад. Н.В. Мельникова РАН, Москва, Россия, [ryzanceva@mail.ru](mailto:ryzanceva@mail.ru)

### **ВЛИЯНИЕ ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКОГО МЕТОДА ВОДОПОДГОТОВКИ НА СОРБЦИОННЫЕ И ФЛОТАЦИОННЫЕ СВОЙСТВА МИНЕРАЛОВ РЕДКОМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД\***

*The improvement of the niobates surface sorption activity as result of the anolyte treatment was identified due to the oxidation of Fe (II) to Fe (III) and formation of more stable ferric iron hydroxamates. The amount of sorbed collector for zircon, quartz and feldspar dropped in spite of chemical nature of the sorption that result in the decreasing of the hydrophobicity and floatability of the minerals and allows to improve the quality of concentrates.*

Первоочередной задачей для устойчивого развития редкометалльного производства является интенсификация процессов первичной переработки минерального сырья на действующих предприятиях отрасли. При обогащении тантало-ниобиевых руд значительный прирост технологических показателей может быть достигнут за счет повышения эффективности процесса флотационного выделения концентратов целевых металлов. Ранее было показано, что воздействие кислого продукта электрохимической обработки (ЭХО) воды – анолита, обладающего высокой окислительной активностью обуславливает направленное изменения структурно – химических свойств поверхности танталита, колумбита, циркона, кварца и полевого шпата, что позволяет, с одной стороны, очистить поверхность минералов от железосодержащих пленок и примазок, а с другой – перевести железо в поверхностном слое тантало-ниобатов из двухвалентного состояния в трехвалентное.

В данной работе представлены результаты изучения сорбционных и флотационных свойств минералов редких металлов в условиях взаимодействия с кислым продуктом ЭХО воды, а также результаты лабораторных и укрупненных испытаний электрохимического метода интенсификации флотационного обогащения тантало – ниобиевых руд.

Сорбционные эксперименты и мономинеральная флотация выполнены с использованием чистых минералов и мономинеральных фракций танталита, колумбита, циркона, кварца и полевого шпата, выделенных из черновых гравитационных концентратов по гравитационно-магнитно-электрической схеме. Лабораторные и укрупненные испытания доводки редкометалльного черного концентрата проводились на пробах черного

---

© Чантурия Е.Л., Чантурия В.А., Рязанцева М.В., Миненко В.Г., Самусев А.Л., Хабарова И.А., 2017

\* Работа выполнена при финансовой поддержке Российского научного фонда (проект 16-17-10061).

гравитационного концентрата, выделенного из руды, содержащей 0,78 % циркона, 0,34 % колумбита, 0,004 % колумбитизированного пирохлора, 28,3 % кварца, 40 % альбита, 24,6 % микроклина, 3,4 % слюд и пр., обогащением на концентрационных столах. Массовые доли в руде оксидов ниобия  $Nb_2O_5$ , тантала  $Ta_2O_5$  и циркония  $ZrO_2$  составили 0,19; 0,018 и 0,45 % соответственно.

Исследование адсорбции каприлгидроксамовой кислоты (С8) на поверхности колумбита, танталита, циркона, кварца и полевого шпата проводилось методом ИК-спектроскопии. Подготовка мономинеральных образцов к спектроскопическим исследованиям заключалась в обработке навески исследуемого минерала ( $-100 + 63$  мкм) дистиллированной водой, солянокислым раствором ( $pH \sim 2,5$ ) или анолитом ( $pH \sim 2,5$ ,  $E_h \sim 850$  мВ,  $[O_2] \sim 25$  мг/л) при  $T : Ж = 1 : 40$  в течение 20 мин.

После этого жидкая фаза декантировалась, минерал во влажном состоянии переносился в камеру лабораторной флотационной машины и перемешивался при  $pH = 2,5$ , создаваемом  $HCl$ , в течение 3 мин ( $T : Ж = 1 : 10$ ). Затем подавался раствор каприлгидроксамовой кислоты (800 мг/л), продолжительность контакта с реагентом – 3 мин, по истечении которых минерал отделялся фильтрацией, промывался десятикратным объемом дистиллированной воды и анализировался. ИК-спектры диффузного отражения (приставка DRS – 8000, Shimadzu) регистрировали с использованием ИК-Фурье спектрометра IR-Affinity (Shimadzu) в диапазоне обратных длин волн от 4000 до 400  $cm^{-1}$  со спектральным разрешением 4  $cm^{-1}$ . Для каждого образца было получено не менее 10 спектров, число сканов для каждого спектра – 100. Обработку спектральных кривых и вычисление их интегральных характеристик проводили с использованием программного обеспечения IR Solution (Shimadzu).

Электрохимическая обработка воды с получением анолита и католита в условиях укрупненных лабораторных исследований осуществлялась в аппарате, изготовленном из листовой нержавеющей стали, стального уголка и профиля. Катодное и анодное пространства имели равный объем (30 л) и были разделены водопроницаемой диафрагмой из брезента. Площади электродов были равны и составляли 0,25  $m^2$ . Материалом катода служил титан марки ВТ1-0, анода – титан марки ВТ1-0 с покрытием из смеси оксидов иридия и рутения (ОРТА-И1) толщиной 8 мкм. Для интенсивного перемешивания обрабатываемых вод в анодной и катодной камерах и обеспечения возможности близкого расположения катод и анод выполнены в виде просечно-вытяжных листов (исходная толщина листов – 1,5 мм, шаг просечки – 26 мм, раскрытие – 14 мм, толщина листов после прокатки – 2,5–3 мм).

С использованием ИК-спектроскопии установлено, что на поверхности исходного колумбита собиратель закрепляется в физической форме. После предварительной обработки колумбита солянокислым раствором и в особенности анолитом в ИК-спектрах образцов наблюдается появление резких максимумов, свидетельствующих об увеличении адсорбции собирателя в виде гидроксамовых комплексов (рис. 1, а). При этом интегральная интенсивность характеризующих адсорбцию полос увеличивается относительно исходного образца после солянокислотной обработки приблизительно в 4,2 раза, а в результате взаимодействия с анолитом – приблизительно в 6,8 раза.

На поверхности танталита установлено преобладание хемосорбционного закрепления в виде гидроксаматов двух- и трехвалентного железа ( $1640$   $cm^{-1}$ ), тантала и ниобия ( $1523$   $cm^{-1}$ ). Доля физической сорбции ( $1425$   $cm^{-1}$ ) незначительна (рис. 1, б). Показано, что предварительная обработка солянокислым раствором и анолитом не оказывает влияния на характер адсорбции собирателя, однако способствует увеличению сорбционной активности танталита. При этом выявлено, что использование анолита в большей степени способствует изменению количественных характеристик адсорбции: отношение интегральных интенсивностей полосы поглощения, отвечающей гидроксаматам тантала и ниобия,

( $1523\text{ см}^{-1}$ ) и характеристической полосы внешнего стандарта ( $2100\text{ см}^{-1}$ ) для образца, подвергнутого предварительной обработке анолитом, увеличивается приблизительно в 1,4 раза, тогда как при контакте с солянокислым раствором указанное отношение возрастает примерно в 1,2 раза.

Для циркона идентифицирован смешанный характер адсорбции (физическая и химическая), в случае полевого шпата и кварца выявлен хемосорбционный характер закрепления каприлгидроксамовой кислоты (рис. 2).

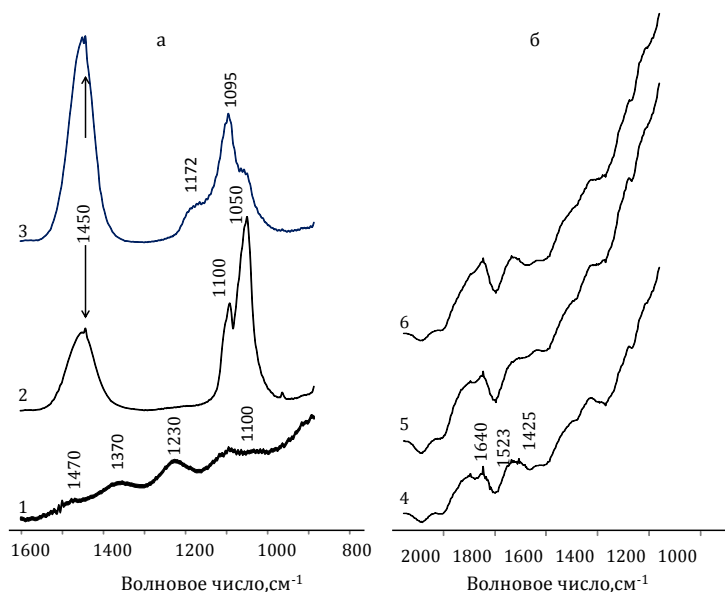


Рис. 1. Участки ИК- спектров колумбита (а) и танталита (б) после сорбции каприлгидроксамовой кислоты: 1, 4 – без предварительной обработки; 2, 5 – после обработки солянокислым раствором; 3, 6 – после обработки анолитом

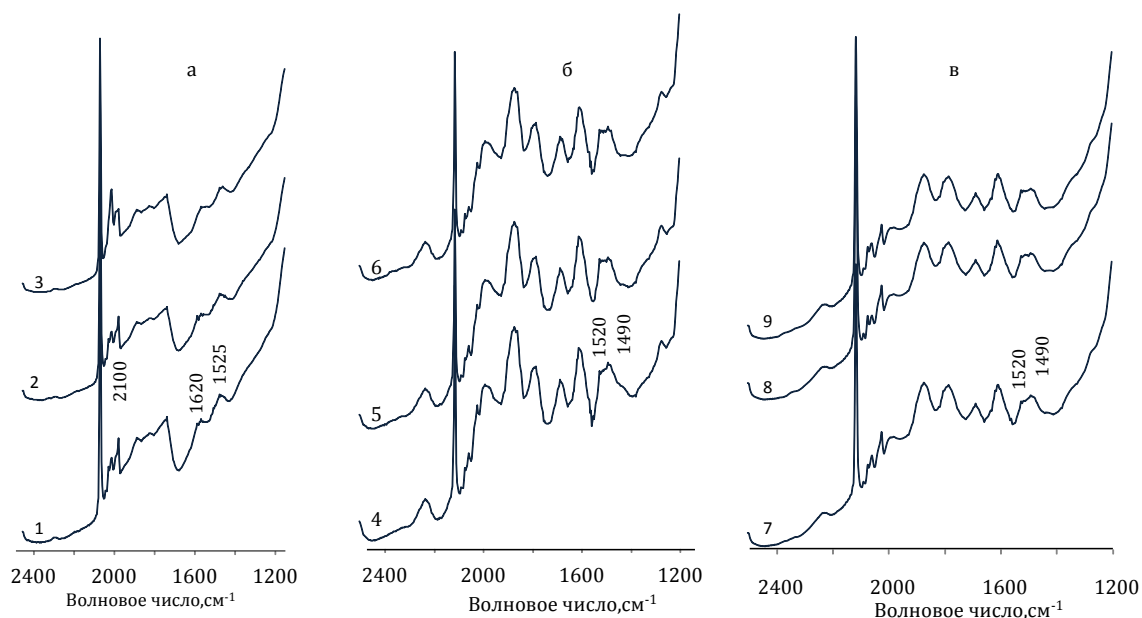


Рис. 2. Участки ИК-спектров циркона (а), кварца (б) и полевого шпата (в) после сорбции априлгидроксамовой кислоты: 1, 4, 7 – без предварительной обработки; 2, 5, 8 – после обработки в солянокислом растворе; 3, 6, 9 – после обработки анолитом



Показано, что контакт минералов с солянокислым раствором и анолитом не изменяет характера адсорбции собирателя, однако установлено изменение количественных характеристик сорбционной активности поверхности исследуемых минералов по отношению к реагенту. Выявлено, что контакт циркона с анолитом приводит к снижению адсорбции собирателя: отношение интегральной интенсивности полосы, характеризующей хемосорбционно закрепленный реагент, ( $1525 \text{ см}^{-1}$ ) и эталонной полосы ( $2100 \text{ см}^{-1}$ ) снизилось приблизительно в 1,3 раза; при использовании солянокислого раствора указанное отношение снижается приблизительно в 1,1 раза (рис. 2, а). Для полевого шпата и кварца установлено снижение сорбции каприлгидроксамовой кислоты на их поверхности в результате обработки анолитом и раствором HCl: снижение отношения площадей дублета, характеризующего адсорбцию каприлгидроксамовой кислоты, и полосы стандарта  $2100 \text{ см}^{-1}$  составляет  $\sim 1,2$  раза при использовании в качестве модификатора соляной кислоты и 1,4–1,5 раза при применении анолита (рис. 2, б, в).

Анализ результатов флотационных опытов показал, что предварительная обработка колумбита анолитом позволяет получить более высокие показатели: извлечение колумбита в пенный продукт при концентрации каприлгидроксамовой кислоты  $800 \text{ мг/л}$  составило  $98 \%$ , что на  $8 \%$  выше, чем при предварительной обработке минерала раствором соляной кислоты (рис. 3).

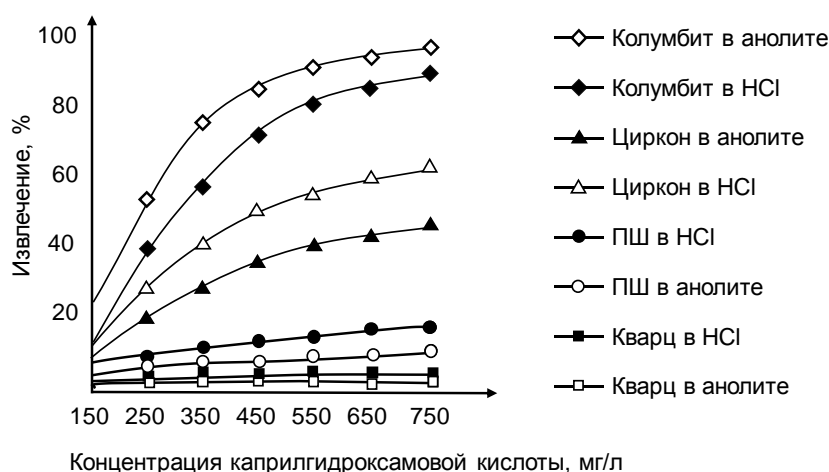


Рис. 3. Флотлируемость колумбита, циркона, кварца и полевого шпата при pH 2,5 каприлгидроксамовой кислотой после их предварительной обработки анолитом и раствором HCl

В этих же условиях флотлируемость циркона снижается на  $15 \%$ , что создает предпосылки для получения пенного продукта более высокого качества по танталу и ниобию. Как это видно из представленных на рис. 3 данных, после обработки в анолите также наблюдается более полная депрессия полевых шпатов и кварца при их флотации в кислой среде каприлгидроксамовой кислотой: извлечение полевых шпатов падает на  $6 \%$  по сравнению с предварительной обработкой солянокислым раствором и составляет всего  $10 \%$ .

Лабораторные и укрупненные испытания подтвердили эффективность использования кислого продукта электролиза воды анолита для усиления контрастности технологических свойств минералов редких металлов.

Результаты флотации черного гравитационного концентрата в лабораторных условиях показали, что воздействие анолита обеспечивает повышение эффективности обогащения (таблица).

Установлено, что введение предварительной операции обработки черного гравитационного концентрата анолитом позволило значительно повысить эффективность

последующей флотации колумбита и циркона в анолите (кислой среде): извлечение  $Ta_2O_5$  во флотационный концентрат повысилось на 20,1 %,  $Nb_2O_5$  – на 23,5 %,  $ZrO_2$  – на 18,3 %. При этом расход соляной кислоты снижается с 1000 до 400 г/т руды.

На основании лабораторных исследований разработана флото-магнито-гравитационная схема обогащения гравитационного концентрата, укрупнённые испытания которой показали ее высокую эффективность: в пенный продукт выделилось 25 % концентрата, содержащего 0,81 %  $Ta_2O_5$  и 9,47 %  $Nb_2O_5$  при извлечении 88 и 92,37 % соответственно. Массовая доля  $ZrO_2$  в концентрате флотации составила 25,52 % при извлечении 83,3 %. Последующим гравитационным обогащением камерного продукта флотации был выделен тантало-ниобий-цирконивый концентрат с массовой долей  $Ta_2O_5$  0,32 % при извлечении 56,14 %,  $Nb_2O_5$  2,37 % при извлечении 60,0 % и  $ZrO_2$  18,54 % при извлечении 69,9 %.

Таблица

Результаты лабораторных опытов по флотации черного гравитационного концентрата без и после предварительной обработки анолитом

Вид предварительной обработки	Продукты	Выход, %	$Ta_2O_5$ , %		$Nb_2O_5$ , %		$ZrO_2$ , %	
			Массовая доля	Извлечение	Массовая доля	Извлечение	Массовая доля	Извлечение
Кислотная обработка	Флотационный концентрат	16,3	0,81	47,3	9,72	46,5	28,48	45,5
	Камерный продукт	80,2	0,18	50,1	2,18	51,2	6,63	52,2
	Шламы	3,5	0,21	2,6	2,26	2,3	6,57	2,3
	Исходный продукт	100	0,28	100	3,41	100	10,19	100
Обработка анолитом	Флотационный концентрат	23,9	0,79	67,4	9,99	70,0	27,20	63,8
	Камерный продукт	73,6	0,12	31,6	1,31	28,3	4,8	34,7
	Шламы	2,5	0,11	1,0	2,29	1,7	6,3	1,5
	Исходный продукт	100	0,28	100	3,41	100	10,19	100

Таким образом, на основании комплекса проведенных исследований показана высокая эффективность использования кислого продукта электролиза воды для направленного изменения и повышения контрастности физико-химических и технологических свойств минералов редких металлов – колумбита, танталита, циркона и породообразующего минерала – полевого шпата, что позволяет повысить технологические показатели флотации тантало-ниобиевых руд гидроксамовыми кислотами.

УДК 549.3/.5:544.723.21

**Т.Н. Матвеева, А.О. Гапчич, Н.К. Громова, Л.Б. Ланцова**

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр им. акад. Н.В. Мельникова РАН, Москва, Россия, *tmatveyeva@mail.ru*

**ИССЛЕДОВАНИЕ АДсорбЦИОННЫХ И ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ХАЛЬКОПИРИТА, АРСЕНОПИРИТА, ГАЛЕНИТА И КАССИТЕРИТА ПРИ ФЛОТАЦИИ КОМПЛЕКСНЫХ ОЛОВСОДЕРЖАЩИХ РУД\***

*The results of the investigation of the adsorption and electrochemical properties of chalcopyrite, arsenopyrite, galena, and cassiterite included in complex tin-containing ores under the action of the reagent-collector of the ditocarbamate class DBDTC for the evaluation of the efficiency of its use in flotation are presented.*

Коренные оловянные руды и лежалые техногенные продукты их переработки отличаются комплексным вещественным составом и неравномерной вкрапленностью сульфидных минералов (халькопирита, галенита, арсенопирита и др.) и касситерита. Обогащение таких руд осуществляется по сложным многостадийным схемам с использованием не только гравитационных методов, но и флотогравитации, флотации, магнитной сепарации.

В оловянных рудах содержатся также редкие и благородные металлы (индий, скандий, серебро), характеризующиеся тонкой дисперсностью и микро- до наноразмерной крупностью минеральных образований.

При флотационном обогащении эти металлы извлекаются попутно с основными рудными минералами в концентраты (оловянный, медный, вольфрамовый и др.), однако до 10–20 % из них теряются с отвальными хвостами. В связи с этим представляется целесообразным использовать модификации новых реагентов с целью повышения извлечения тонкодисперсного олова, серебра, меди и других цветных и благородных металлов из комплексных оловянных руд.

Исследованиями, выполненными в ИПКОН РАН, теоретически и экспериментально обоснован механизм действия новых комплексообразующих реагентов-собирателей и модификаторов на минералы цветных и благородных металлов при флотации упорных золото- и платиносодержащих руд.

Применение новых реагентных режимов с использованием модифицированного ксантогената и диэтилдитиокарбамата, термоморфных полимеров и растительных экстрактов обеспечило прирост извлечения благородных металлов на 6–13 % и повышение их содержания в концентратах в 1,2–1,5 раза.

Целью данной работы является исследование адсорбционных и электрохимических свойств халькопирита, арсенопирита, галенита и касситерита, входящих в состав комплексных оловосодержащих руд, при воздействии реагента-собирателя класса дитиокарбаматов (дибутилдитиокарбамата – ДБДТК) для оценки эффективности его применения при флотации.

Исследование электрохимических свойств минералов выполнено методом измерения электродных потенциалов шлифов, приготовленных из штучных образцов, в водных растворах ДБДТК различной концентрации и при различных рН.

---

© Матвеева Т.Н., Гапчич А.О., Громова Н.К., Ланцова Л.Б., 2017

\* Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда (проект № 17-17-01292).

Исследование адсорбционной активности ДБДТК по отношению к изученным минералам выполнено методами оптической, конфокальной лазерной, аналитической электронной, сканирующей зондовой микроскопии, УФ-спектроскопии.

Дибутилдителиокарбамат натрия выбран в качестве сильного сульфгидрильного собирателя, обладающего комплексообразующими свойствами по отношению к меди, свинцу, серебру и другим цветным и благородным металлам, для коллективной флотации сульфидных минералов, входящих в состав комплексных оловянных руд с целью предотвращения попадания сульфидов в оловянный концентрат.

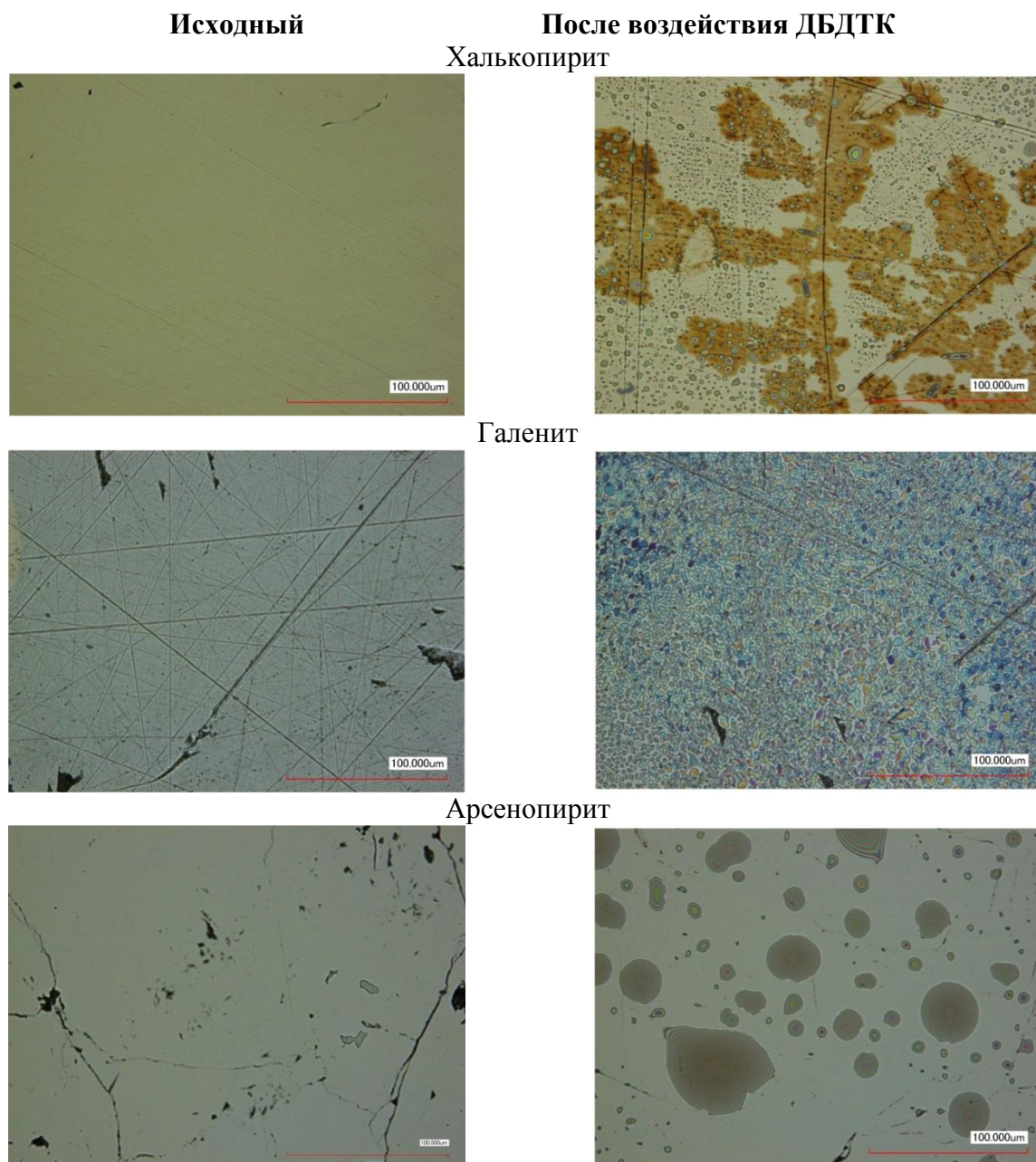


Рис. 1. Изображения анилифов минералов исходных и после воздействия реагента ДБДТК (лазерный микроскоп)

Анализ изображений поверхности аншлифов халькопирита, галенита, арсенопирита и касситерита показал, что после взаимодействия минералов с ДБДТК на поверхности сульфидов появляются новообразования, не смываемые водой (рис. 1).

Обработка аншлифа халькопирита реагентом-собирателем ДБДТК приводит к образованию на его поверхности новой фазы в виде дендритов светло-коричневого цвета высотой 0,1 мкм и капель диаметром от 3 до 23 мкм высотой до 1 мкм.

Галенит после контакта с ДБДТК покрылся пленкой голубого цвета высотой 0,1 мкм. На арсенопирите ДБДТК закрепился в виде дискретных капель округлой формы диаметром до 38–58 мкм, высотой 1,5–2,5 мкм.

На касситерите новообразований не обнаружено.

Анализ изменения потенциалов минеральных электродов в растворе ДБДТК (рис. 2) показал, что с увеличением концентрации реагента у сульфидных минералов происходит снижение положительных значений потенциала в отрицательную область, свидетельствующее об адсорбции потенциалопределяющих ионов дитиокарбамата на поверхности сульфидов. Потенциал арсенопирита понижается на 189 мВ, халькопирита на –223 мВ, галенита на –364 мВ.

В отличие от сульфидных минералов потенциал касситерита практически не меняется, что свидетельствует об отсутствии адсорбции ДБДТК на его поверхности.

Методом лазерной микроскопии (KEYENCEVK-9700) получены новые данные о характере адсорбции ДБДТК на поверхности аншлифов халькопирита, галенита и арсенопирита, установлено появление вновь образованной фазы реагента на поверхности сульфидов.

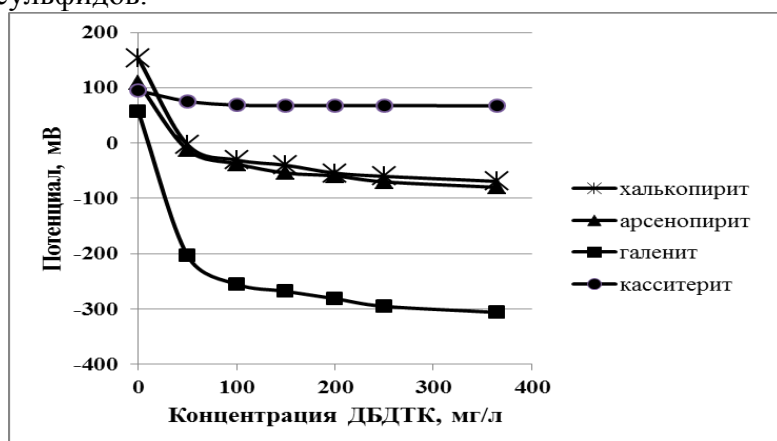


Рис. 2. Изменение потенциала минеральных электродов в зависимости от концентрации ДБДТК в растворе

Адсорбция ДБДТК на касситерите не обнаружена.

Таким образом, показана возможность применения ДБДТК в процессах флотогравитации и флотации при доводке черновых оловянных концентратов.

УДК 669.2/.3:622.7

**Л.А. Саматова<sup>1</sup>, Е.Д. Шепета<sup>1</sup>, В.И. Рябой<sup>2</sup>**

<sup>1</sup> Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела Дальневосточного отделения РАН, Хабаровск, Россия, *samatova\_luiza@mail.ru*, *elenashepeta56@mail.ru*

<sup>2</sup> ООО «Механобр-Оргсинтез-Реагент», Санкт-Петербург, Россия, *frim@isc1.nw.ru*

## **ПЕРСПЕКТИВЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ТРЕХКОМПОНЕНТНОЙ СМЕСИ СУЛЬФИДНЫХ СОБИРАТЕЛЕЙ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ МЕДНО-МЫШЬЯКОВИСТЫХ РУД**

*The behavior of ternary mixture of collectors (dithioamido group, dialkyldithiophosphate, butyl xanthate) during the copper-arsenic ores flotation has been studied. Relative to the standard collector ИМА-И413п, about 0,8-2,7 % and 2,2 % increase of Cu and Ag extraction to copper concentrate was obtained, with As content higher by 0,5-0,8 %.*

Одним из направлений повышения контрастности поверхностных свойств минералов, обладающих близкими технологическими свойствами, является использование при их флотации комбинаций собирателей с различными собирательными и селективными свойствами.

На руде месторождения Восток-2 нами исследованы флотационные свойства комбинаций реагентов: образца 179, содержащего тиоамидную группу – С(S)NH-, ИМА-И413п, бутилового ксантогената. Суммарный расход смеси собирателей оставался постоянным 21+6 г/т (основная и контрольная флотация).

Показатели флотационного процесса извлечение и селективность зависят от ряда факторов, в том числе от особенностей взаимодействия собирателей на границах раздела твердое – жидкость (т-ж) и жидкость – газ (ж-г). Закрепление диалкилдитиофосфатов и реагентов с тиоамидной группой на сульфидных минералах можно рассматривать как процесс образования поверхностных координационных соединений за счет перехода неподеленных пар электронов серы и азота на вакантные орбитали минералов. Диалкилдитиофосфаты обладают заметной поверхностной активностью на границе ж-г, которая практически отсутствует у собирателей с тиоамидной группой. С учетом имеющихся литературных и полученных нами ранее результатов уменьшение расходов диалкилдитиофосфатов при селекции медь- и мышьяксодержащих руд по сравнению с расходами реагентов с тиоамидной группой можно объяснить переходом диалкилдитиофосфатов как поверхностно-активных веществ с границы раздела т-ж на границу раздела ж-г и упрочнением вследствие этого контакта «минеральная частица – пузырек воздуха». Последнее обуславливает повышение выхода минеральных частиц в пенный слой на единицу расхода реагента. Диалкилдитиофосфаты и реагенты с тиоамидной группой образуют очень слабые комплексы с солями железа, что позволяет при использовании этих реагентов успешно разделять медьсодержащие и железосодержащие минералы: халькопирит, пирит, арсенопирит, пирротин. Наличие в этой комбинации бутилового ксантогената позволяет усилить флотационные свойства двухкомпонентной смеси собирателей при повышении качества конечного медного концентрата.

Опыты выполнены в открытом и замкнутом циклах на водопроводной воде по стандартной схеме флотаций. Стандартным собирателем при обогащении данных руд

является ИМА-И413п. Селекция коллективных сульфидных концентратов осуществлялась при естественном рН пульпы 8,1-8,8 с обработкой питания активным углем и динатрийфосфатом. Результаты заключительных опытов по извлечению меди и благородных металлов представлены в таблице.

Таблица

Показатели обогащения меди и благородных металлов в медный концентрат

Комбинация собирателей, расход г/т (осн. S фл./ контр. фл.), (№ смеси)	Выход, %	Содержание, %, г/т			Извлечение, %		
		Cu-As	Au	Ag	Cu	Au	Ag
ИМА-И413п, 21+6	1,07	19–0,20	37,6	176,1	75,29	35,19	49,80
179+ИМА+Кх, 6,9/2,1+10,5/3+3,5/1 (1)	1,02	20,2–0,72	38,2	179	76,54	33,41	49,27
179+ИМА+Кх, 3,65/1,1+7/2+10,5/3 (2)	1,07	19,2–0,76	35,4	175,8	76,12	32,82	49,73
179+ИМА+Кх, 6,9/2,1+7/2+7/2 (3)	1,13	18,5–1,01	36,7	170,3	78,06	35,11	52,06
179+ИМА, 7/2,7+14/4 (4)	1,05	19,6–0,36	38,8	175	76,31	35,88	49,47

Примечание: содержание в руде Cu – 0,27 %, Au – 1,14 г/т, Ag – 3,78 г/т, As – 0,07 %

Наличие Кх в смеси обеспечило некоторое повышение качества медного концентрата относительно аэрофлота при одном выходе медного концентрата 19,2–20,2 % (против 19 %), при снижении расхода активного угля на 40–35 %. Получен прирост извлечения в медный концентрат Cu – 0,8–2,7 %, Ag – 2,2 %. Повышение содержания As в концентрате на 0,5–0,8 %.

Лучшие показатели по извлечению ценных минералов достигнуты на смеси № 3: образец 179 + ИМА-И413п + Кх = 6,9/2,1 + 7/2 + 7/2 г/т, за счет роста выхода медного концентрата вследствие снижения расхода активного угля на 58 %, относительно стандартного опыта, и снижения качества медного концентрата. Суммарное извлечение ценных минералов 165,23 %, со стандартным собирателем 160,28 %, содержание мышьяка в медном концентрате 1,01 % (см. таблицу). Допуск содержания в товарной продукции 0,6 %.

Для оценки изменения гранулометрического состава получаемых концентратов на разных смесях собирателей медные концентраты опытов исследованы на «Анализетте 22». Данные представлены на рисунке. На трехкомпонентных смесях собирателей крупность медных концентратов относительно ИМА-И413п возросла, максимальные показатели получены на смеси № 2: образец 179 + ИМА-И413п + Кх = 3,65/1,1 + 7/2 + 10,5/3 г/т. Введение бутилового ксантогената в комбинацию реагентов привело к активизации флотации крупных зерен халькопирита и арсенопирита.

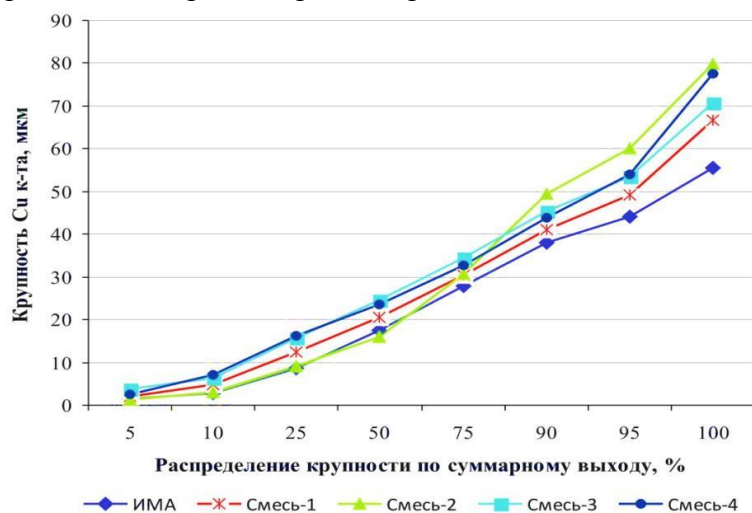


Рисунок. Гранулометрическая характеристика медных концентратов, полученных на разных комбинациях сульфидных собирателей

Сочетание собирателей ИМА-И413п и образца 179, содержащего тиоамидную группу с бутиловым ксантогенатом, обеспечивает некоторое повышение флотации халькопирита, но и активизирует флотоактивность арсенопирита. Недостатком данных комбинаций собирателей является сложность работы с многокомпонентным собирателем в промышленных условиях.

На сегодняшний день актуальной остается задача разработки новых образцов собирателей на основе диалкилдитиофосфатов с усилением их флотационной активности относительно халькопирита.

УДК 622.346.3:622.765.061.28

**Е.Д. Шепета<sup>1</sup>, В.А. Игнаткина<sup>2</sup>, Л.А. Саматова<sup>1</sup>**

<sup>1</sup> Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт Горного дела ДВО РАН, г. Хабаровск, Россия, [elenashepeta56@mail.ru](mailto:elenashepeta56@mail.ru), [samatova\\_luiza@mail.ru](mailto:samatova_luiza@mail.ru)

<sup>2</sup> Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Москва, Россия, [woda@mail.ru](mailto:woda@mail.ru)

## **ПРИМЕНЕНИЕ КОМПОЗИЦИИ ИОНОГЕННОГО СОБИРАТЕЛЯ ОЛЕАТА НАТРИЯ И МАЛОПОЛЯРНОГО СОЕДИНЕНИЯ ИЗОДОДЕЦИЛОВОГО СПИРТА ПРИ ФЛОТАЦИИ ШЕЕЛИТОВЫХ РУД\***

*The results of research of raise of difference of flotation properties of mono-mineral fractions scheelite and calcite using combinations of oxyhydrillic collectors as ionic collector (sodium oleate) and low-polar compounds (izododetsilovy alcohol) are shown.*

Шеелит-сульфидные руды месторождений Приморского края и Тырны-Ауза в своем составе содержат кальциевые минералы – шеелит, кальцит, апатит, флюорит. Селективное разделение минералов, содержащих в кристаллической решётке одинаковый катион или анион либо являющихся представителями одного изоморфного ряда (шеелит, повеллит), является сложной технологической задачей. Вследствие чего, актуальным является составление комбинаций реагентов, усиливающих контрастность разделения кальциевых минералов.

Высокомолекулярные спирты изостроения в водной фазе представлены как свободными молекулами и димерами, так и гидрофобными микрокаплями. Использование высших изоспиртов в реагентных режимах флотации шеелита способствует повышению скорости флотации, снижению потерь тонкого шеелита, модифицирует свойства пены, а также влияет на контрастность поверхностных свойств кальцийсодержащих минералов за счет способности образовывать с основным собирателем ассоциаты посредством водородных связей (ВС).

На рис. 1 приведены результаты адсорбции изододецилового спирта (ИДС) на шеелите, кальците и апатите. Поскольку отношение удельной поверхности одного моля минерала к удельной поверхности кальциевых минералов у апатита равняется 7,17, то результаты адсорбции приведены в моль/м<sup>2</sup>.

Полученные результаты показывают, что на апатите ИДС практически не сорбируется, максимальное количество составляет  $0,6 \cdot 10^{-5}$  моль/м<sup>2</sup>. До концентрации ИДС  $1 \cdot 10^{-4}$  моль/л



(растворимая форма изоспирта) количество сорбируемого изоспирта на шеелите и кальците практически равное (рис. 1), затем величина сорбции выше на кальците на  $0,8 \cdot 10^{-5}$  моль/м<sup>2</sup> ( $C_{\text{исх}}^{\text{ИДС}} = 2,5 \cdot 10^{-4}$  моль/л). Подобные закономерности были получены при исследованиях с эксолом-Б, который представляет собой техническую смесь изоспиртов фракций С<sub>12</sub>–С<sub>16</sub>.

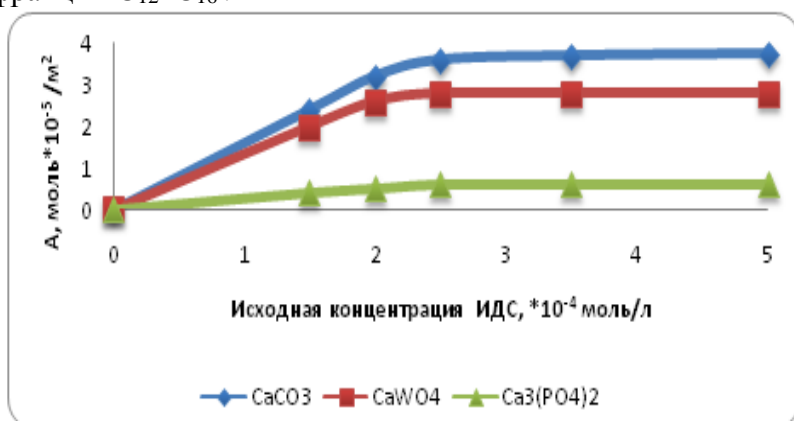


Рис. 1. Адсорбция ИДС на кальците, шеелите, апатите

Точка нулевого заряда (ТНЗ) кальцита получена в области рН = 8,2–10,2 в зависимости от условий выполнения эксперимента, а у шеелита в данной области рН значение электрокинетического потенциала (ЭКП) из отрицательной области приближается к нулю. Таким образом, можно предположить, что на кальците, в области ТНЗ, более благоприятные условия для взаимодействия с изоспиртами.

В исследованиях, посвященных взаимодействию кальцита с растворами композиций поверхностно-активных веществ, отмечается, что монослой ионогенных и неионогенных ПАВ ориентирован полярными группами к поверхности кальцита. В области низких концентраций неионогенного ПАВ на поверхности кальцита происходит адсорбция агрегатов молекул ПАВ.

Иная картина наблюдается при взаимодействии минеральных поверхностей кальцийсодержащих минералов с комбинацией двух реагентов олеата натрия и ИДС. В оптимальном массовом соотношении олеат:спирт, равном 2:1 (мольное соотношение 1,2), на поверхности шеелита возникают интенсивные межмолекулярные взаимодействия (водородные связи), которые проявляются в сдвиге и расширении всех характеристических полос олеата в низкочастотную область до 60 см<sup>-1</sup>, зафиксировано и смещение характеристического пика минерала 808 до 796 см<sup>-1</sup>. Увеличение доли спирта (мольное отношение 0,6) сопровождается уменьшением сдвига характерных полос олеата в низкочастотную область до 40 см<sup>-1</sup>, при волновом числе 1180 см<sup>-1</sup> появляется дополнительная полоса, которую можно отнести к валентным колебаниям С–О молекулярной формы олеата. При соотношении олеат:спирт 1:2 (мольное отношение 0,3) содержатся характеристические полосы, незначительно сдвинутые относительно полос олеата на ИК спектре шеелита, обработанного только олеатом натрия.

Для кальцита при совместном применении олеата и ИДС в любом соотношении на ИК-спектрах пропускания и отражения сдвига характеристических полос олеата в низкочастотную область при одновременном их уширении не выявлено.

На основании данных ИК-спектроскопии, изотерм адсорбции установлено образование в поверхностном слое шеелита межмолекулярных ассоциатов, связанных водородной связью олеат:спирт, что способствует утончению приграничного слоя воды и повышению эффективности флотации. На кальците высшие изоспирты, напротив, снижают вероятность закрепления олеата в молекулярной форме.

Реагент эксол-Б был успешно использован в реагентном режиме при флотации тонковкрапленных шеелитовых руд Тырны-Аузского месторождения. Наилучшие результаты были получены при расходе олеата натрия 130 г/т и эксола-Б 70 г/т (содержание в руде  $WO_3$  0,11–0,15 %,  $CaCO_3$  – 15–20 %). Качество концентрата возросло на 9,2 % по  $WO_3$  при росте извлечения на 0,4 %, при этом происходит снижение извлечения кальцита в концентрат на 8,7 %, вследствие уменьшения массовой доли с 66,4 до 43,5 %.

Влияние изоспиртов на флотацию кальциевых минералов разной крупности уточнено на минералах месторождения Восток-2. Интервал изменения концентрации эксола-Б 0–100 мл, при постоянной концентрации олеата натрия 50 мг/л, результаты представлены на рис. 2.

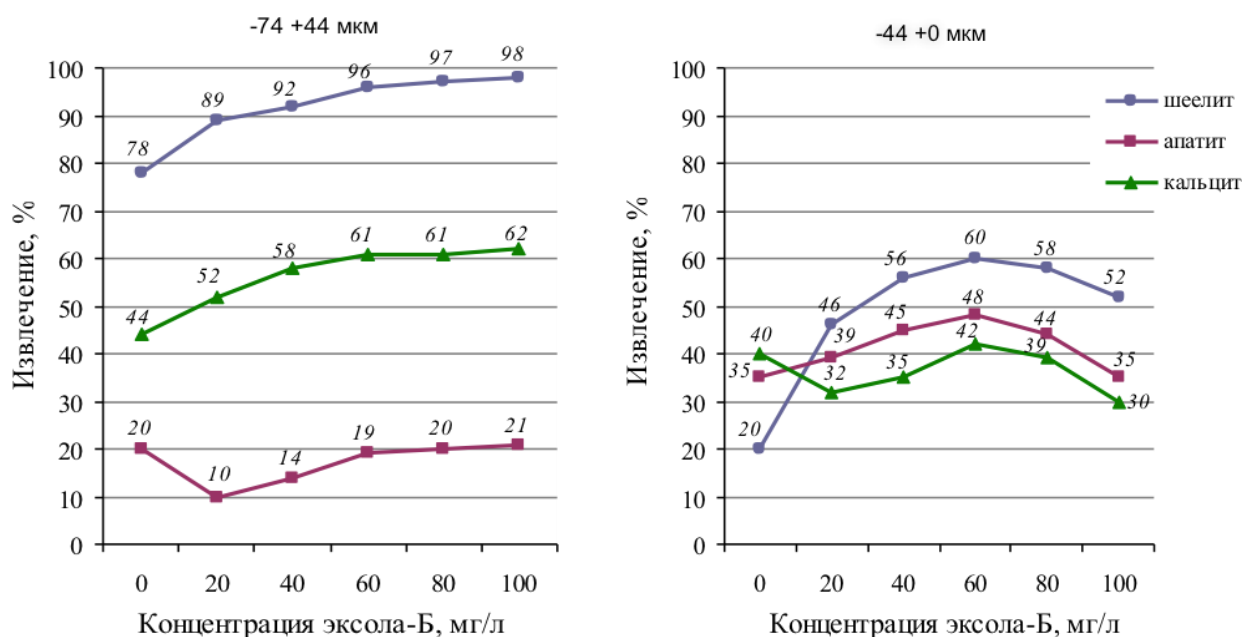


Рис. 2. Зависимость извлечения кальцийсодержащих минералов разных классов крупности от концентрации эксола-Б при постоянной концентрации олеата натрия 50 мг/л

Оптимальная концентрация эксола-Б соответствовала 50–60 мг/л. В этом диапазоне прирост извлечения шеелита флотационной крупности составил 18 %, шламов 40 %. В присутствии изоспиртов происходит селективное агрегирование частиц шеелита друг с другом, повышение извлечения шеелита в 3 раза, апатита и кальцита в 1,4–1,1 раза. Активизация селективной флотации тонкого шеелита позволяет повысить эффективность схем обогащения с жесткой депрессией кальцита, так как в этих условиях основные потери шеелита (31–57 %) связаны со шламами.

Опыт использования добавок изоспиртов (расход эксола-Б 35 г/т и олеата натрия 250 г/т) в промышленных условиях подтвердил возможность повышения флотоактивности шеелита: рост извлечения в основном цикле  $WO_3$  – 0,52 %, в селекции – 0,78 %.

Следует отметить, что эксол-Б, представленный к испытаниям, обладал неприятным запахом и летучестью. Поскольку в период испытаний содержание кальцита в перерабатываемой руде было невелико, основная доля изоспиртов присутствовала в жидкой фазе, интенсивно испаряясь при нагревании пульпы.

Зарубежные производители выпускают неиногенные малополярные соединения, которые могут быть эффективно использованы при флотации тонковкрапленных шеелитсодержащих руд с высоким карбонатным модулем.

**Заключение.** Для продолжения исследований перспективным является совместное использование оксигидрильных ионогенных (олеата натрия) и неионогенных малополярных собирателей (высших изоспиртов). По данным ИК-спектроскопии, изотерм адсорбции установлено образование в поверхностном слое шеелита межмолекулярных ассоциатов, связанных водородной связью олеат:спирт, что способствует утончению приграничного слоя воды и повышению эффективности флотации. На кальците высшие изоспирты, напротив, снижают вероятность закрепления олеата. В присутствии изоспиртов происходит селективное агрегирование частиц мономинеральной фракции шеелита друг с другом, повышение извлечения шеелита в 3 раза, апатита и кальцита в 1,4–1,1 раза.

УДК 669.213:622.7.097

**Н.К. Тусупбаев, Д.К. Турысбеков, Л.В. Семушкина, С.М. Нарбекова**  
АО «Институт металлургии и обогащения», Алматы, Казахстан, s.narbekova@mail.ru

### **ПЕРЕРАБОТКА ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ ХВОСТОВ ГРАВИТАЦИИ С ПРИМЕНЕНИЕМ КОМПОЗИЦИОННЫХ РЕАГЕНТОВ**

*Composite reagents selected on the basis of complex research for effective flotation of gravitation tails of ore. The effect of these reagents tested on gold ore the Vasilkovsky Deposit. Installed, the consumption of reagent is reduced by 20–33 % depending on the composite reagent. The reagent CC-3 had the most effective influence on flotation, this result was confirmed in the research laboratory of the LLP "Altyntau Kokshetau". The extraction and concentration of gold in concentrate increased by 10–13,7 %, the consumption of reagent is reduced by 30–33 %.*

В связи с ухудшением качества перерабатываемого золоторудного сырья очевидна актуальность совершенствования процесса обогащения золотосодержащих руд. Существующие технологии гравитационно-флотационного обогащения не решают проблему потери золота с отвальными хвостами. Поэтому разработка новых эффективных технологических режимов гравитационно-флотационного обогащения, направленных на повышение извлечения золота и уменьшение содержания его в отвальных хвостах, является важной и актуальной задачей. Актуальны работы по созданию новых селективных реагентов направленного действия. Повышение селективности действия реагентов достигается за счет введения в состав их молекул функциональных групп атомов, способных к образованию труднорастворимых соединений с золотом и избирательно взаимодействующих с поверхностью минералов, содержащих благородные металлы.

Современная практика применения собирателей при флотации сульфидных руд в большинстве случаев предусматривает совместное использование ксантогенатов и аэрофлотов. Дополнительное к ксантогенатам использование аэрофлотов дает возможность не только улучшить качество получаемых сульфидных концентратов за счет более селективного действия аэрофлотов, но и повысить извлечение металлов за счет способности аэрофлотов эффективно флотировать тонкие частицы.

Проведены исследовательские работы по синтезу новых композиционных реагентов направленного действия, разработке новых реагентных режимов на основе их применения для обогащения упорных золотосодержащих руд.

Синтезированы селективные реагенты: композиционный ксантогенат (КК) и композиционный аэрофлот (КА) с получением смесей КС-1, КС-2, КС-3 на их основе при различных их соотношениях для флотационного извлечения сульфидных минералов с тонкой вкрапленностью золота из труднообогатимых руд.

Сырьем для получения КК и КА являлась композиционная смесь спиртов  $C_3H_7-C_6H_{13}-OH$ , выделенная из осушенной спиртовой фракции сивушного масла с содержанием в ней изоамилового спирта более 60 %.

Проведено исследование возможности флотационной переработки хвостов гравитации золотосодержащей руды с применением композиционных реагентов КС-1, КС-2, КС-3 на примере руды Васильковского месторождения (Казахстан).

По результатам химического анализа в руде содержится 2,4 г/т Au; 1,4 г/т Ag; 4,4 % Fe; 0,01 % Cu; 0,02 % Pb; 0,01 % Zn; 62,44 % SiO<sub>2</sub>; 1,18 % MgO; 1,04 % Na; 15,0 % Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, 3,56 % CaO; 0,26 % TiO<sub>2</sub>; 1,0 % As; 2,49 % K; 0,48 % S.

Рациональный состав золота в исследуемой пробе золотосодержащей руды показывает, что основная масса золота находится в самородном виде – 32,06 %. В сростках с сульфидами и породой находится 9,16 %, значительная часть золота ассоциирована с сульфидами – 18,32 %, ассоциирована с породой – 10,31 %, в кварце – 8,02 %. Более 15 % золота находится в тонкодисперсном менее 5 мкм самородном виде, которое теряется в процессе обогащения.

Для выделения свободного золота использовали гравитационный метод на концентрационном столе, хвосты гравитации с содержанием золота 1,92 г/т направлено на флотационную переработку. Принята одностадийная схема флотации. Схема флотации включала доизмельчение хвостов гравитации, основную и контрольную флотации. Проведен подбор оптимального режима доизмельчения хвостов, расхода базовых собирателей и пенообразователя, подаваемого во флотацию. В качестве базовых флотореагентов применяли бутиловый ксантогенат натрия и бутиловый аэрофлот при соотношении Бкс : Бут.аэр. = 4:1. В качестве пенообразователя применяли Т-92. При оптимальном доизмельчении хвостов до 95,0 % класса –0,071 мм, общем расходе собирателей 100 г/т, пенообразователя Т-92 – 80 г/т получен золотосодержащий концентрат с содержанием золота 22,3 г/т при извлечении 72,79 %. Проведены исследования по изучению эффективности применения в качестве собирателя реагентов КС-1, КС-2, КС-3. Реагент КС-1 представляет собой смесь КА:КК = 1:2, реагент КС-2 – смесь КА:КК = 1:3, реагент КС-3 – смесь КА:КК = 1:4.

Подбор расхода КС-1, КС-2, КС-3 при базовом расходе пенообразователя показал, что оптимальным является 80 г/т КС-1 и 60 г/т КС-2 и КС-3. Результаты показали, что применение КС-1, КС-2 оказывает незначительное изменение на результаты флотационного обогащения, но снижает расход собирателя на 20–25 % по сравнению с базовым режимом. Применение КС-3 позволяет повысить качество и извлечение золота в пенный продукт. По сравнению с базовым режимом использование в качестве собирателя КС-3 повышает извлечение золота на 2,85 % со снижением расхода КС-3 на 40 г/т.

Предлагаемые собиратели были испытаны в исследовательской лаборатории золотоизвлекательной фабрики ТОО «Altyntau Kokshetau» в цикле межциклового флотации с получением концентрата межциклового флотации. В качестве базовых реагентов применяли амиловый ксантогенат натрия (Рах Sinochem), бутиловый дитиофосфат натрия (af-163), а в качестве пенообразователя – реагент С-7. Результаты показали, что реагенты КС-1, КС-2 не повышают эффективность флотационного обогащения. Реагент КС-3 оказал положительное влияние на результаты флотационного обогащения хвостов гравитации: извлечение золота в пенный продукт повысилось на 9,02 %, содержание золота увеличилось на 2,58 г/т, расход же реагента снизился на 33 %.

Таким образом, на основе комплексных исследований выбраны композиционные реагенты, действие которых изучено на золотосодержащей руде Васильковского месторождения. Показано, что при флотации хвостов гравитации руды расход композиционных реагентов снижается на 20–33 % в зависимости от применяемого композиционного реагента. Наиболее эффективное влияние оказал реагент КС-3, результат подтвержден в исследовательской лаборатории золотоизвлекательной фабрики ТОО «Altyntau Kokshetau»: извлечение и содержание золота в концентрате повышается на 10–13,7 %, расход реагента снижается на 30–33 %.

УДК 622.7:549.3

**С.А. Воробьев<sup>1</sup>, Е.А. Бурдакова<sup>2</sup>, А.А. Сарычева<sup>2</sup>,  
М.Н. Лихацкий<sup>1</sup>, А.С. Романченко<sup>1</sup>, Ю.Л. Михлин<sup>1</sup>**

<sup>1</sup> Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт химии и химической технологии Сибирского отделения РАН – обособленное подразделение Федерального государственного бюджетного научного учреждения «Федеральный исследовательский центр "Красноярский научный центр Сибирского отделения РАН"», Красноярск, Россия

<sup>2</sup> Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Сибирский федеральный университет», Красноярск, Россия, [yekspatz@ya.ru](mailto:yekspatz@ya.ru)

## **ИССЛЕДОВАНИЕ СВОЙСТВ И ПОВЕДЕНИЯ НАНОЧАСТИЦ CuS ПРИ ФЛОТАЦИИ СУЛЬФИДНЫХ МИНЕРАЛОВ**

*Feasible techniques for synthesis of colloidal nanoparticles of CuS were suggested; the composition, size, zeta potentials of the nanoparticles were studied for various concentrations of reagents using dynamic light scattering, TEM, AFM, XPS, X-ray absorption spectroscopy. The activity of copper sulfide nanoparticles was studied in the process of sphalerite flotation.*

Для активации флотации сфалерита и ряда других сульфидных минералов обычно используют растворы сульфата меди (II), механизм действия которых до сих пор остается предметом обсуждения. Использование медьсодержащих наночастиц может повысить селективность активации и вызвать другие эффекты при флотации, например, за счет формирования нанорельефа поверхности сульфидных минералов. В реальных пульпах флотации сульфидов возможны и спонтанные реакции с участием ионов  $\text{Cu}^{2+}$ , как на поверхности минералов, так и в водной фазе, с образованием коллоидных или иммобилизованных частиц сульфидов меди. Особенности формирования, свойства, поведение и взаимодействие коллоидных частиц сульфидов меди с поверхностью минералов применительно к процессам флотации до сих пор практически не исследовались. Интерес к наночастицам сульфидов меди проявляется также в связи с перспективами использования в фотовольтаике, сенсорах, биомедицинских приложениях и т. д.

Целью данной работы было разработка простого и дешевого метода получения и характеристика коллоидных частиц сульфида меди, изучение их агрегативной стабильности, состава и структуры, влияния на процесс флотации на примере сфалерита. В типичной методике смешивали 1–20 мМ водные растворы  $\text{CuSO}_4$  и  $\text{Na}_2\text{S}$  при интенсивном перемешивании. Было исследовано влияние концентраций, последовательности добавления,

природы и соотношения реагентов и pH на характеристики синтезированных частиц. Полученные золи исследовались методами динамического рассеяния света (DLS), оптической спектроскопии поглощения, атомно-силовой микроскопии, просвечивающей электронной микроскопии (ПЭМ), рентгеновской фотоэлектронной спектроскопии (РФЭС), рентгеновской спектроскопией поглощения (XAFS) и др.

Было установлено, что наиболее тонкие и стабильные частицы CuS образуются при добавлении растворов CuSO<sub>4</sub> к растворам Na<sub>2</sub>S с небольшим избытком сульфид-ионов. Присутствие фоновых электролитов в концентрации более 5 мМ или выход за интервал pH 4–11 приводит к снижению агрегативной стабильности частиц, связанному со сжатием двойного электрического слоя. ПЭМ показывает, что образуются сферические частицы, размер которых с ростом концентрации реагентов от 1 до 20 мМ возрастает с 4 до 7 нм. По данным DLS, гидродинамический диаметр частиц линейно растет с 10 до 50 нм, что можно объяснить небольшой агрегацией частиц и наличием объемной оболочки растворителя. Дзета-потенциал составляет около –30 мВ. Исследование наночастиц *ex situ* методом РФЭС и *in situ* методами XANES и EXAFS показало, что частицы имеют химический состав и строение, близкие к фазе ковеллина CuS.

Для исследования механизма взаимодействия наночастиц сульфида меди и поверхности сфалерита был использован метод РФЭС. Показано, что при действии золью CuS концентрация атомов меди на поверхности сфалерита почти в два раза больше, чем при использовании раствора CuSO<sub>4</sub> той же концентрации (например, 0,1 мМ). Активация поверхности сфалерита растворами сульфата меди (II) включает частичное окисление моносульфидной серы ионами Cu<sup>2+</sup> и замещение цинка медью с образованием цинк-дефицитной гидрофобной поверхности минерала. Окисление сфалерита гидрозолями сульфида меди (I) с участием, видимо, также кислорода и ионов железа(III) заметно меньше.

Золи наночастиц CuS (1 мМ) были испытаны в качестве активаторов флотации сфалерита. Активация мономинеральной фракции сфалерита Жайремского месторождения растворами CuSO<sub>4</sub> и золями CuS вызывала близкое, на 20–24 %, повышение извлечения сфалерита в пенный продукт (в трубке Халлимонда), как в безреагентном режиме, так и при использовании *n*-бутилового ксантогената. Флотация монофракции сфалерита цинкового концентрата Новоангарского комбината в флотомашине 189 ФЛ с дробным съемом пены (определение кинетики процесса по методике Белоглазова), показала, что скорость активации золями CuS выше, чем растворами CuSO<sub>4</sub>; различия практически исчезали при увеличении продолжительности кондиционирования перед флотацией до 10 мин. В настоящее время нами проводятся систематические исследования особенностей флотационного обогащения с применением наночастиц CuS, включая взаимодействие гидрозолей с другими сульфидными минералами (пирит, галенит, пирротин и т. д.), гидрофобности поверхности методом краевого угла смачивания и флотуруемости в различных условиях.

УДК 622.7:622.34

**С.В. Мамонов<sup>1,2</sup>, М.И. Стихина<sup>1</sup>, Т.П. Дресвянкина<sup>1</sup>, Е.В. Поротникова<sup>1</sup>,  
А.Ю. Тюленев<sup>3</sup>, В.А. Кузнецов<sup>4</sup>**

<sup>1</sup> ОАО «Уралмеханобр», Екатеринбург, Россия

<sup>2</sup> Негосударственное частное образовательное учреждение высшего образования «Технический университет УГМК», Верхняя Пышма, Россия

<sup>3</sup> ОАО «Сибирь-Полиметаллы», Рубцовск, Россия

<sup>4</sup> ОАО «Святогор», Красноуральск, Россия

### **РАЗВИТИЕ ПРАКТИКИ ПРИМЕНЕНИЯ СЕЛЕКТИВНЫХ РЕАГЕНТОВ-МОДИФИКАТОРОВ В ТЕХНОЛОГИЯХ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД**

*The results of studies of the introduction of reagents-modifiers in the technology of enrichment of copper-lead-zinc and copper-zinc ores are considered. As the reagents-modifiers, innovative reagents are considered: the depressor of lead and zinc minerals, polymethylene naphthalenesulfonate, depressant of active pyrites and sphalerite P-2. It is shown that the use of new reagents-modifiers allows to increase the extraction of lead and zinc in similar concentrates and to reduce the consumption of traditional reagents.*

Полиметаллические руды являются наиболее трудными с точки зрения технологии обогащения. Сложность их обогащения обусловлена многообразием минеральных форм, тесной ассоциацией ценных минералов друг с другом и вмещающими породами, близостью флотационных свойств сульфидов, природной активацией отдельных сульфидных минералов, весьма тонким проращением нерудных минералов и сульфидов, а также неравномерным распределением сульфидов в пустой породе. Этим и объясняется многообразие способов и реагентных режимов при их обогащении.

При выборе оптимального режима флотации полиметаллической руды важно правильно выбрать депрессор селективно выделяемого сульфидного минерала. Часто при обогащении полиметаллических руд включают использование цианида, цинковый купорос в сочетании с сульфоксидными соединениями: сернистой кислотой, сульфитом, гидросульфитом или сульфидом натрия.

Сульфоксидные соединения активируют флотацию сульфидов меди в присутствии цинкового купороса, депрессируют сульфиды цинка и железа. Совместное использование сульфита натрия и цинкового купороса для депрессии цинковых минералов и пирита эффективно, когда сульфиды цинка активированы соединениями свинца и ионами меди.

Применение сульфоксидных реагентов позволяет иногда значительно повысить извлечение меди и сократить потери ее в цинковом цикле. Однако не всегда дает это положительные результаты. Часто наблюдаются достаточно высокие потери цинка, как с медным, так и со свинцовым концентратом.

Проведены сравнительные исследования обогатимости полиметаллических руд с использованием как уже традиционных депрессоров – сфалерита и пирита, – так и с инновационным реагентом-депрессором цинковых и свинцовых минералов – полиметиленафтолинсульфонатом (далее ПМНС) и реагентом-депрессором активного пирита П-2.

*Медно-свинцово-цинковые руды.* С целью повышения технологических показателей обогащения и изучения влияния совместного действия основных депрессоров цинковых минералов и пирита – сульфита натрия и цинкового купороса – с реагентом ПМНС проведены исследования на полиметаллической руде Степного месторождения, содержащей меди 0,99 %, свинца 2,12 %, цинка 5,27 %.

За основу технологии обогащения полиметаллической руды Степного месторождения принята схема коллективно-сульфидной флотации аналогично схеме переработки медно-свинцово-цинковых руд на Рубцовской обогатительной фабрике. Технологическая схема обогащения руды включает получение коллективного медно-свинцово-цинкового концентрата, его доизмельчение до крупности 93–98 % класса –0,045 мм в присутствии активированного угля, сульфита натрия и цинкового купороса, выделение медно-свинцового концентрата и его разделение. Получение свинцового концентрата предусмотрено камерным продуктом по бесцианидной технологии. Цинковый цикл флотации проводится по классической технологии в высокощелочной среде, создаваемой известью, с активацией цинковых минералов медным купоросом. Питанием цинковой флотации являются хвосты контрольной медно-свинцовой флотации.

Изучение закономерности влияния сульфита натрия с цинковым купоросом и реагентом ПМНС на результаты флотации проводилось при подаче их в различные точки технологического процесса: доизмельчение коллективного концентрата; в цикл кондиционирования пульпы, предшествующего циклу медно-свинцовой флотации; непосредственно в цикл медно-свинцовой флотации, а также проверено действие сульфита натрия с цинковым купоросом и реагента ПМНС на технологические показатели при индивидуальном их действии и в сочетании друг с другом.

По результатам исследований установлено:

- подача ПМНС в процесс медно-свинцовой флотации с расходом до 400 г/т вместо депрессоров приводит к снижению потерь цинка в медно-свинцовом концентрате с 40 до 29 %, но при этом наблюдается и снижение извлечения меди и свинца с 91 до 85 %. При дальнейшем увеличении расхода реагента ПМНС происходит глубокая депрессия всех сульфидных минералов;
- совместная подача сульфита натрия, цинкового купороса и ПМНС с расходом 80 г/т позволяет снизить потери цинка с медно-свинцовым концентратом с 40 до 27 % при сохранении уровня извлечения меди и свинца на прежнем уровне;
- увеличение расхода основных депрессоров при постоянном расходе 80 г/т реагента ПМНС приводит к снижению потерь цинка с медно-свинцовым концентратом с 40 до 20 % при незначительном снижении извлечения меди и свинца.

Проведены контрольные опыты в замкнутом цикле по принципу непрерывного процесса при обогащении руды Степного месторождения с использованием сульфита натрия и цинкового купороса и при их сочетании с ПМНС. По результатам исследований установлено, что введение реагента ПМНС в сочетании с сульфитом натрия и цинковым купоросом при обогащении полиметаллической руды Степного месторождения позволило повысить извлечение меди, свинца и цинка на 3,7 %; 1,5 %; 2,0 % в одноименные концентраты с повышением их качества.

На Рубцовской обогатительной фабрике проведены опытно-промышленные испытания технологии обогащения шихты полиметаллических руд Корбалихинского и Степного месторождений в соотношении 1:2,5 с применением реагента ПМНС.

По результатам промышленных испытаний показана возможность повышения технологических показателей обогащения при введении в технологический процесс реагента ПМНС при обогащении шихты полиметаллических руд:



- повышение извлечения свинца в свинцовый концентрат на 1,81 % при одновременном повышении качества свинцового концентрата на 8,07 %;

- повышение извлечения цинка в цинковый концентрат на 2,85 % при одновременном повышении качества цинкового концентрата на 1,29 %.

*Медно-цинковые руды.* Исследования применения реагента-депрессора цинковых минералов ПМНС, а также реагента-депрессора пирита П-2 проведены на пробе медно-цинковой руды Ново-Шемурского месторождения.

Медно-цинковая руда Ново-Шемурского месторождения содержит: меди – 1,55 %, цинка – 3,55 %, серы – 41,6 %.

Исследования по влиянию новых реагентов на технологические показатели обогащения проведены по коллективно-селективной схеме, включающей коллективную флотацию с перемешиванием грубого коллективного концентрата, доизмельчение коллективного концентрата в присутствии депрессоров цинковых минералов с последующей селективной флотацией и получение медного и цинкового концентратов. Готовый цинковый концентрат получен после доизмельчения грубого цинкового концентрата в высокощелочной среде.

Реагент П-2 и реагенты серии ПМНС испытывали в медном цикле флотации с подачей в операцию агитации перед селекцией коллективного концентрата.

Результаты исследований показали, что при подаче реагента П-2 в операцию агитации коллективного концентрата перед селективной флотацией выход пенного продукта в медном цикле флотации снижается при одновременном повышении массовой доли меди с 6,89 % (без П-2) до 10,28 % (П-2 – 100 г/т исходной руды) за счет депрессии пирита: извлечение серы в медный продукт снижается с 21,3 до 13,5 % при увеличении расхода реагента П-2 от 0 до 100 г/т, массовая доля пирита в медном продукте также снижается с 68 до 57 % при одновременном увеличении массовой доли медных минералов с 19 до 29 %.

Массовая доля сфалерита в медном продукте снижается при увеличении расхода реагента П-2, но незначительно – с 11 до 9 %. Потери цинка с медным циклом снижаются с 41,17 % (без П-2) до 23,02 % (П-2 – 100 г/т исходной руды). При расходе реагента П-2, равном 100 г/т исходной руды происходит депрессия также и медных минералов: уровень извлечения медных минералов в медный цикл снижается с 85,70 % (без П-2) до 83,36 %. Извлечение меди остается на одном уровне (85,27–85,56 %) при расходах П-2, равных 40–80 г/т исходной руды.

Таким образом, реагент П-2 является депрессором пирита и в некоторой степени депрессирует и цинковые минералы. Оптимальным можно считать расход П-2, равный 80 г/т исходной руды, при котором уровень извлечения меди не меняется, а потери цинковых минералов с медным циклом флотации снижаются на 17 % (по сравнению с опытом без П-2).

В результате проведенных контрольных флотационных опытов по принципу непрерывного процесса отмечено, что применение реагента П-2 позволяет повысить извлечение меди в медный концентрат с 81,86 до 84,83 % при незначительном повышении качества медного концентрата, а также повысить извлечение цинка в цинковый концентрат с 72,98 до 74,17 %, при этом качество цинкового концентрата также возрастает.

Результаты флотационных опытов показали, что при подаче реагента ПМНС в операцию агитации коллективного концентрата перед селективной флотацией разделение сульфидов меди от цинка происходит более успешно. При подаче ПМНС выход пенного продукта в медном цикле флотации снижается при одновременном повышении массовой доли меди с 6,89 до 15,30 % и снижении массовой доли цинка с 7,58 до 5,82 %. При этом потери цинка с медным циклом снижаются с 41,17 до 13,25 %. Однако при расходе реагента ПМНС, равном 100–200 г/т исходной руды, происходит депрессия также и медных минералов: уровень извлечения медных минералов в медный цикл снижается с 85,70 до 79,76 %. Уровень

извлечения меди остается на одном уровне (85,79–85,06 %) при расходах ПМНС равных 40–80 г/т исходной руды.

Таким образом, при сокращении депрессоров цинковых минералов на 50 % оптимальным можно считать расход ПМНС, равный 80 г/т исходной руды, при котором извлечение меди не снижается, а потери цинковых минералов с медным циклом флотации снижаются на 14 %.

В результате проведенных контрольных флотационных опытов по принципу непрерывного процесса отмечено, что подача реагента ПМНС позволяет также повысить извлечение меди в медный концентрат с 81,86 до 85,59 % при незначительном повышении качества медного концентрата, а также повысить извлечение цинка в цинковый концентрат с 72,98 до 75,18 %, при этом качество цинкового концентрата также незначительно возрастает.

УДК 622.765.063.24:549.355

**В.А. Игнаткина, В.А. Бочаров, Л.С. Хачатрян, А.А. Каюмов**

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Национальный исследовательский технологический университет "МИСиС"», Москва, Россия, *woda@mail.ru*

### **СЕЛЕКТИВНЫЕ РЕАГЕНТНЫЕ РЕЖИМЫ ФЛОТАЦИИ УПОРНЫХ КОЛЧЕДАНЫХ МЕДЬСОДЕРЖАЩИХ РУД С ПОВЫШЕННЫМ СОДЕРЖАНИЕМ МИНЕРАЛОВ БЛЕКЛЫХ РУД**

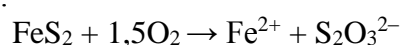
*The base of a selective reagent regimen of a flotation of the As-bearing copper ores including selective sulphydryl collector M-TF, a low lime environment, long aeration has been created.*

Повышение содержания минералов блеклых руд в питании флотации, что соответствует исходному содержанию мышьяка в колчеданных рудах порядка 1 %, приводит к существенному снижению технологических показателей флотации медьсодержащих руд. В ряде колчеданных руд (с содержанием сульфидной серы порядка 48 %) теннантит является основным концентратом меди – содержание теннантита составляет более 3 %, а халькопирита – 0,25 %.

Флотируемость теннантита снижается с ростом щелочности среды (Petrus и др., 2011). Наиболее высокая флотоактивность минералов блеклых руд соответствует окислительной области ОВП +200 +560 мВ (Guo and Yen, 2005; Senior, 2006; Plackowski, 2014 и др.). Вместе с тем отделение теннантита от халькопирита и борнита может быть проведено в высокощелочной известковой среде при рН 12 в условиях снижения ОВП пульпы в восстановительную область до минус 150 мВ, в которых теннантит более флотоактивен (L.K. Smith, W.J. Bruckard, 2007). В качестве собирателя теннантита наиболее часто рекомендуется использование дитиофосфатов в слабокислой среде.

Особое влияние на флотационное поведение теннантита оказывает пирит. Исследованный диапазон ОВП флотоактивности пирита в разных публикациях изменяется в широком диапазоне от –700 до +550 мВ (Чантурия В.А., Сорокин М.М., R.H. Yoon 1994, 1997 и др.), что связывается с разным генезисом исследованных образцов пирита и их примесным составом; в качестве собирателя использованы ксантогенаты. Ряд исследователей отмечают

рост извлечения пирита в области рН 4,6–9,2 и значений ОВП от 0 до –100 мВ (Тао, Р.Н. Уооп и др. 1994), другие исследователи подтверждают повышенную флотацию пирита в данном диапазоне рН, но приводимые величины ОВП находятся в диапазоне –300+400 мВ (Р.Н. Уооп, Тао и др. 1997). Наиболее часто повышенная флотоактивность пирита соответствует умеренной величине окислительной области ОВП в области +150+250 мВ. Исследованиями под руководством И.А. Каковского установлено, что скорость окисления пирита пропорциональна концентрации щелочи в степени 0,2, причем природа катиона  $\text{Na}^+$ ,  $\text{Ca}^{2+}$  не влияет на скорость окисления. Сера переходит в раствор в виде сульфита, тиосульфата и сульфата, относительное количество которых зависит от рН. Скорость образования сульфоксидных соединений серы при окислении пирита возрастает от рН=6, затем прямолинейно в диапазоне 6–9 и резко по экспоненте при рН более 9. При рН более 9 резко преобладает сера в форме сульфита, затем тиосульфата и сульфата. Окисление пирита до тиосульфата протекает по реакции:



Отличительной особенностью флотации минералов блеклых руд из колчеданных руд является высокая доля пирита, что способствует повышению концентрации тиосульфат-ионов в высокощелочной известковой среде. Тиосульфат-ионы в незначительной степени влияют на флотоактивность халькопирита, что связывается с отсутствием на поверхности халькопирита активных центров меди  $\text{Cu}^{2+}$ , с которыми тиосульфат образует устойчивые комплексы, в отличие от теннантита, где активные центры меди представлены  $\text{Cu}^{2+}$  и  $\text{Cu}^+$ .

Использование во флотации селективных по отношению к пириту сульфгидрильных собирателей, таких как дитиофосфаты и тионокарбаматы и их сочетаний, позволяет флотировать сульфиды меди в низкощелочной среде, когда интенсивность окисления пирита меньшая.

Нами исследованы ряд сульфгидрильных собирателей при флотации медно-цинковой руды с повышенным содержанием теннантита. Собиратель М-ТФ является смесью дитиофосфата и тионокарбамата в определенном соотношении; собиратели Сутес Аеро 9863 и Аеро 5100 содержат смеси тионокарбаматов; Аероphine3418А – диизобутилдитиофосфинат.

Для более объективной оценки селективности действия сульфгидрильных собирателей по отношению к медным минералам применен коэффициент селективности по В.И. Трушлевицу:

$$S = \frac{\beta_k - \beta_{хв}}{\alpha},$$

где  $S$  – коэффициент селективности;  $\beta_k$  – содержание (массовая доля) меди, %;  $\beta_{хв}$  – содержание (массовая доля) меди в хвостах м/ц флотации, %;  $\alpha$  – исходное содержание (массовая доля) меди в руде, %

На рис. 1 приведены результаты расчета.

Выстраивается следующий ряд испытанных сульфгидрильных собирателей по снижению селективности их действия к минералам меди: М-ТФ ( $S = 5,8$ ) > бутКх ( $S = 5,3$ ) > Аеро 5100 ( $S = 4,4$ ) > Аеро 9863 ( $S = 2,5$ ) = ДИФ (Аэрофин 3418) ( $S = 2,5$ ) > диизопропиловый дитиофосфат ( $S = 1,5$ ).

Минералогические исследования медно-цинковой руды с повышенным содержанием теннантита показали наличие мельниковита – тонкодисперсной фракции пирита. Для уменьшения отрицательного влияния мельниковита и снижения концентрации тиосульфата в реагентный режим флотации включена предварительная аэрация для их окисления.

На рис. 2 приведены зависимости показателей флотации медно-цинковой руды с повышенным содержанием теннантита от продолжительности аэрации.

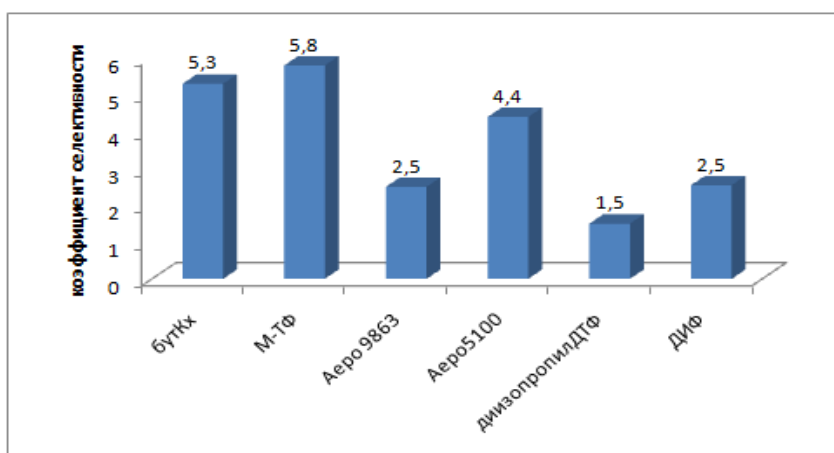


Рис. 1. Диаграмма селективности действия сульфидрильных собирателей по отношению к сульфидам меди

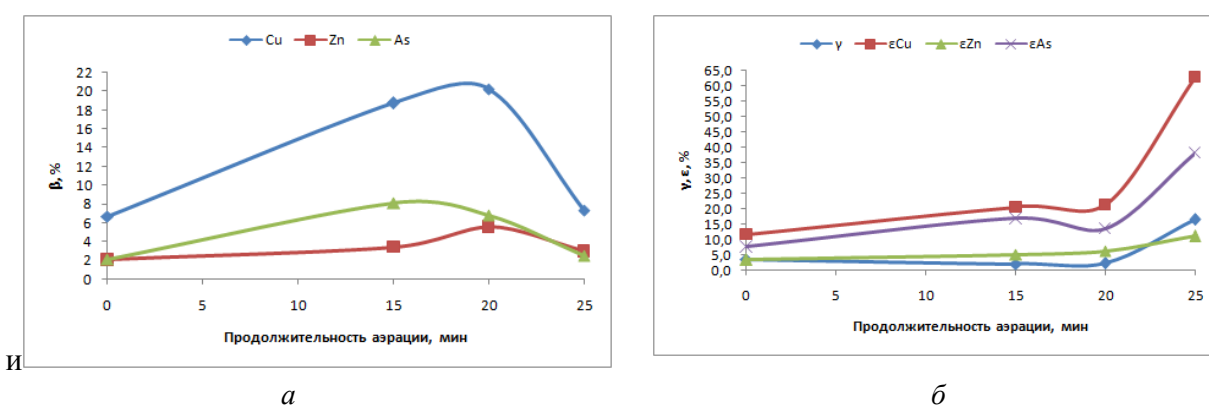


Рис. 2. Влияние продолжительности аэрации на показатели м/ц медной флотации

Повышение продолжительности аэрации увеличивает извлечение меди в первый межцикловой медный концентрат (рис. 2, б); в то время как на качество медного концентрата продолжительность аэрации влияет через оптимум (рис. 2, а). Превышение аэрации более оптимальной продолжительности приводит к снижению качества медного концентрата при одновременном росте выхода концентрата, что возможно за счет роста флотоактивности пирита.

Таким образом, селективный режим флотации упорной медно-цинковой руды с повышенным содержанием теннантита включает использование селективных сульфидрильных собирателей в низкощелочной известковой среде с предварительной аэрацией перед межцикловыми медными флотациями.

УДК 552.323.6-155.3

**А.С. Тимофеев, Г.П. Двойченкова, В.Г. Миненко**

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр им. акад. Н.В. Мельникова РАН, Москва, Россия, *timofeev\_ac@mail.ru*

## **ПРОМЫШЛЕННАЯ АПРОБАЦИЯ МЕТОДА АЗОТИРОВАНИЯ ФЕРРОСИЛИЦИЕВОЙ СУСПЕНЗИИ В ПРОЦЕССЕ ТСС АЛМАЗОСОДЕРЖАЩИХ КИМБЕРЛИТОВ**

*Under conditions of altered kimberlite ore processing, investigation of methods for prevention of oxidation and decomposition of ferrosilicon in the TSS process circuit is undertaken. The integrated implementation air substitution for inactive gas of nitrogen in the ferrosilicon suspension manufacture circuit will allow reduction in ferrosilicon loss by 2.25 % per day relative to the overall ferrosilicon under circulation in the TSS process circuit.*

В последние годы одним из основных методов обогащения алмазосодержащего сырья является процесс тяжелосредной сепарации (ТСС), эффективность которого зависит от стабильности реологических свойств суспензии утяжелителя и физико-химических параметров используемых технических водных систем.

В результате выполненных экспериментов установлено, что основные процессы окисления ферросилиция обусловлены его контактом с кислородом воздуха, используемым для перемешивания ферросилициевой суспензии и поддержания ферросилиция во взвешенном состоянии в цикле приготовления и хранения суспензии. Потери составляют в среднем 0,5 % в сутки от общего количества ферросилиция, циркулирующего в схеме ТСС. Решить проблему предупреждения окисления ферросилиция в данном цикле процесса ТСС предложено заменой воздуха, подаваемого в процесс приготовления и хранения ферросилициевой суспензии, на инертный газ – азот. Для реализации этого метода, основанного на физико-химических свойствах газа азота, предложена азотная станция – установки ОХУМАТ N-800 ЕСО, внешний вид которой представлена на рис. 1.



*Рис. 1. Фото азотной станции  
ОХУМАТ N-800 ЕСО,  
смонтированной в цехе ТСС ОФ №3 МГОКа*

Испытания установки и реализуемого с ее помощью рекомендованного метода повышения эффективности ТСС в схеме ОФ № 3 МГОКа выполнены в два этапа:

- монтаж и пуско-наладочные работы в условиях схемы ТСС на ОФ № 3 МГОКа, запуск установки, промышленная апробация с отбором проб воздуха, азота и проведением предварительных исследований эффективности исследуемого метода;
- длительная апробация установки в цикле приготовления ферросилициевой суспензии в условиях переработки алмазосодержащего сырья различного вещественного состава на ОФ № 3 МГОКа с оценкой количественного снижения потерь ферросилиция в схеме ТСС ОФ № 3 МГОКа.

Результатами апробации метода азотирования ферросилициевой суспензии в процессе ТСС алмазосодержащих кимберлитов установлена его предварительная эффективность, обусловленная отсутствием окисления ферросилиция в цикле приготовления и хранения суспензии и, соответственно, последующего снижения потерь ферросилиция в технологическом процессе.

За период испытаний установлено:

- при взаимодействии ферросилиция с воздухом происходит окисление гранул в процессе перемешивания и поддержания суспензии во взвешенном состоянии. Цвет суспензии имеет рыжий цвет. Магнитные свойства за 72 часа снижаются на 22 %;
- при взаимодействии ферросилициевой суспензии с азотом окисления ферросилиция не наблюдается. Цвет обработанной суспензии не изменяется по сравнению с исходной суспензией. Магнитные свойства за 72 часа снижаются на 12 %.

Таким образом, для интенсификации процесса ТСС алмазосодержащего сырья за счет предотвращения процессов окисления ферросилиция и, соответственно, снижения его потерь в технологическом процессе предложен метод, основанный на замене воздуха, используемого в цикле приготовления ферросилициевой суспензии, инертным газом – азотом, применение которого исключит возможность контакта ферросилиция с кислородом воздуха.

Проведенными опытно-промышленными испытаниями показано, что способ применения газообразного азота вместо воздуха для перемешивания ферросилициевой суспензии в цикле ее приготовления и хранения позволяет снизить потери ферросилиция на 2,25 % в сутки от количества утяжелителя, используемого в технологическом процессе ТСС ОФ № 3 МГОК АК «АЛРОСА» (ПАО). Ожидаемый экономический эффект составил 2,9 млн руб. в год. Результаты опытно-промышленных испытаний подтверждены соответствующим актом.

УДК 622.7:52-17

**Р.М. Никитин, В.Ф. Скороходов, В.В. Бирюков, А.С. Степанникова**

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Горный институт Кольского научного центра РАН, Апатиты, Россия, [remnik@yandex.ru](mailto:remnik@yandex.ru)

## **ПРОГНОЗИРОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ФЛОТАЦИИ В ВЫЧИСЛИТЕЛЬНОМ ЭКСПЕРИМЕНТЕ\***

*A method has been designed for predicting the technological flotation parameters in computational experiments on the basis of the mathematical apparatus of computational hydrodynamics and the initialization method for narrow separation fractions of a heterogenic flotation medium model.*

Исследования и анализ процессов разделения минералов на основе применения методов вычислительной гидродинамики позволяют прогнозировать технологические показатели флотации в вычислительном эксперименте. Ключевую роль при этом играет выявление закономерностей движения узких сепарационных фракций (УСФ) и распределения их объемных концентраций, эффектов влияния сторонних силовых воздействий различной физической природы и интенсивности, а также переходных режимов работы обогатительного оборудования на потоки компонентов флотационной пульпы. Известные аналитические модели процесса флотации не учитывают особенности гидродинамики многофазных потоков в рабочих объемах обогатительного оборудования. Решение данной проблемы возможно с применением численных методов (например, метод конечных элементов) и развитой с середины прошлого столетия на базе советской школы вычислительной гидродинамики теории многофазного многоскоростного континуума (ММК).

Представленный в работе вычислительный эксперимент над моделью гетерогенной среды процесса флотации (ГСПФ) хвостов апатитового производства при получении нефелинового концентрата был проведен на ПК с модификацией Intel(R) Core, 2.93 GHz, 8.00 ГБ, 64-ОС // Windows 7(max). Распараллеливание задачи – 8 ядер. Интервал итераций  $5e-5$  с<sup>-1</sup>. Время процесса 600 секунд. Время расчета 2673 часа.

В основной нефелиновой флотации полезный компонент извлекается в камерный продукт, а в пенный продукт извлекаются апатит и темноцветные минералы. На АНОФ-2 ОАО «Апатит» эта операция осуществляется в двухкамерных флотационных машинах ОК-38, соединенных по три в две параллельные технологические линии, расположенные на спадающих по ходу пульпы уровнях. Конструктивные элементы камеры флотационной машины ОК-38 показаны на рис. 1.

Геометрический образ модели камеры флотационной машины ОК-38 создан с использованием сеточного генератора Gambit и включает в себя область пульпы до нижнего

---

© Никитин Р.М., Скороходов В.Ф., Бирюков В.В., Степанникова А.С., 2017

\* Работа выполнена в рамках фундаментальных научных исследований (ФНИ) по теме № 0232-2014-0023 «Обоснование и разработка инновационных технологий повышения извлечения полезных компонентов из рудного и техногенного сырья черных и цветных металлов, отвечающих требованиям экологической безопасности» Программы ФНИ государственных академий наук на 2013–2020 годы, раздел 8 «Науки о Земле», подраздел 74 «Комплексное освоение и сохранение недр Земли, инновационные процессы разработки месторождений полезных ископаемых и глубокой переработки минерального сырья».

уровня захвата пеносяемных механизмов, области пульпы в зонах люка загрузки пульпы и люка выгрузки камерного продукта, область импеллера и область статора. Емкость расчетной сетки конечных элементов модели для подвижной области импеллера 99109 ячеек, а для неподвижной области статора и камеры 397166 ячеек. Осевая проекция расчетной сетки модели показана на рис. 2.

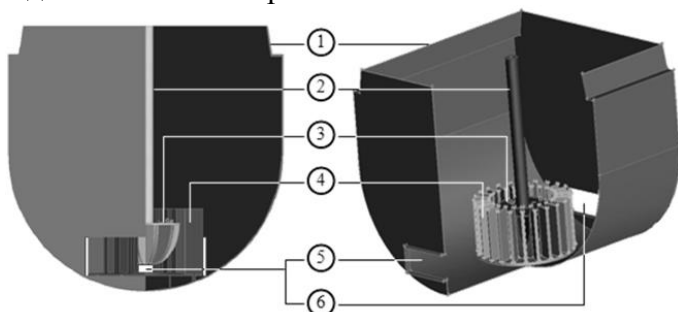


Рис. 1. Конструктивные элементы камеры флотационной машины ОК-38:1 – камера; 2, 3 – импеллер; 4 – статор; 5 – пульпа; 6 – камерный продукт

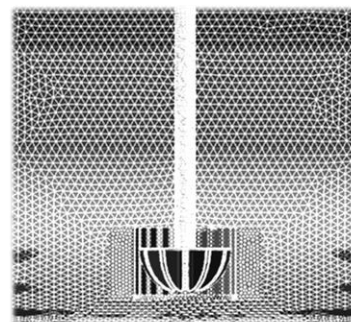


Рис. 2. Осевая проекция элементов расчетной сетки модели

Проба питания флотации отбиралась в операционном переливе коллектора магнитной сепарации хвостов апатитовой флотации на АНОФ-2 ОАО «Апатит», прошедших двухстадийную классификацию (рис. 3).

Основой расчета объемных характеристик модели явилась технологическая схема получения нефелинового концентрата в ОАО «Апатит».

Построение CFD (Computational Fluid Dynamics) модели ГСПФ требует максимально возможного соблюдения условий реального процесса. К таким условиям, в частности, относятся отношения поверхностных и массовых свойств частиц разделяемых минералов и отношения выходов питания и продуктов разделения. Для решения первой задачи был разработан метод инициализации УСФ при проведении вычислительного эксперимента над моделью ГСПФ, позволяющий определять интегральные значения свойств компонентов твердой фазы питания флотации, интерпретируемые как условия однозначности математической модели процесса флотации. Метод обеспечивает получение результатов математического моделирования процесса флотации в значениях содержания и извлечения полезного компонента и верификацию математической модели и технологической схемы реального производства или лабораторного эксперимента. Решение второй задачи было выполнено расчетом базовых параметров процесса флотации в первой камере флотационной машины, необходимых для контроля данных, получаемых в ходе вычислительного эксперимента.

В вычислительном эксперименте, проведенном с использованием программного комплекса ANSYS Fluent, получены поля скоростей флотационной пульпы в камере флотационной машины ОК-38 (рис. 4). Это позволило выявить в камере флотационной машины зоны гидродинамической активности, характеризующиеся образованием турбулентных потоков, снижающих вероятность элементарных актов флотации, а также зоны с низкой гидродинамической активностью, способствующей образованию областей с пониженной концентрацией газовой фазы.



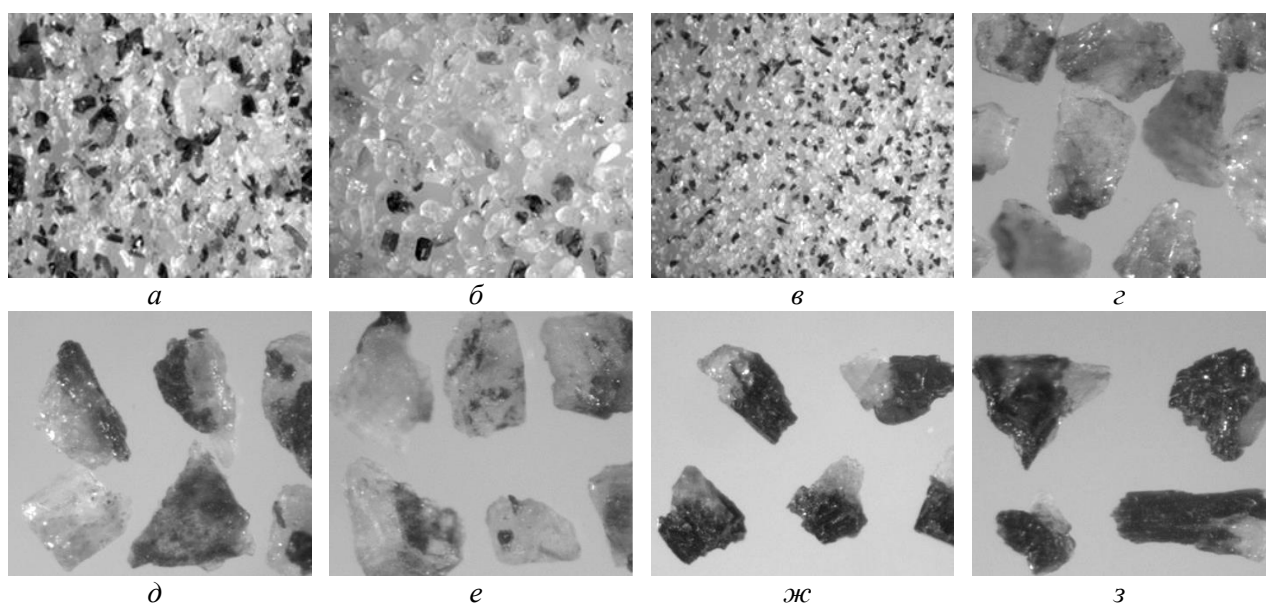


Рис. 3. Общий вид пробы до разделения на классы крупности (а); зерно пробы класса  $-0,315+0,2$  мм (б); зерно пробы класса  $-0,1+0,071$  мм (в); зерна с содержанием примеси соответственно  $x < 5\%$ ;  $5 < x < 25\%$ ;  $25 < x < 55\%$ ;  $55 < x < 75\%$ ;  $75 < x < 100\%$  (з, д, е, ж, з)

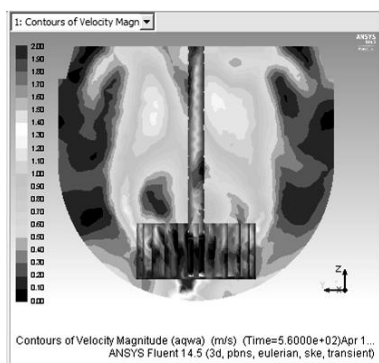


Рис. 4. Поля скоростей пульпы

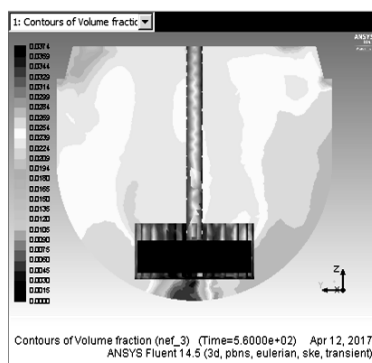


Рис. 5. Индикаторное распределение УСФ

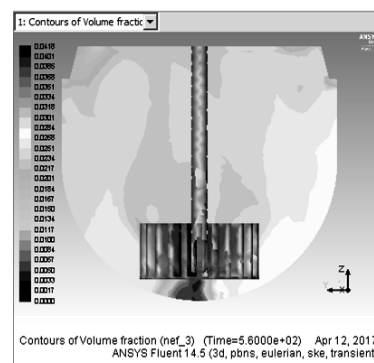


Рис. 6. Средневзвешенное распределение УСФ

Получены индикаторные распределения концентрации УСФ (рис. 5), в которых индикатором распределения является их объемная доля в потоке питания. Данное распределение позволяет оценить характер распределения фракции в объеме камеры по сравнению с ее распределением в питании флотации. Получены средневзвешенные распределения (рис. 6) концентрации УСФ, для которых центр распределения определен как среднее арифметическое объемных долей твердых фаз модели. Средневзвешенное распределение позволяет установить качественные и количественные прогнозные оценки формирования камерного и пенного продуктов.

В табл. 1 и 2 приведены значения технологических параметров моделируемого процесса флотации, полученные в вычислительном эксперименте. Столбцы «Расчет» содержат значения базовых качественно-количественных показателей модели, рассчитанные по технологической схеме основной нефелиновой флотации, а столбцы «Результат» содержат значения поверхностных интегралов, взятых по поверхностям выходов камерного и пенного продуктов модели.

Таблица 1

## Выход продуктов ГСПФ, %

Параметр	Камерный			Пенный		
	Расчет	Результат	$\Delta$	Расчет	Результат	$\Delta$
$\gamma$	89,61	89,71	0,10	10,39	10,29	0,10

Таблица 2

Содержание и извлечение  $Al_2O_3$  и  $P_2O_5$  в продуктах ГСПФ, %

Параметр	$Al_2O_3$			$P_2O_5$		
	Расчет	Результат	$\Delta$	Расчет	Результат	$\Delta$
$\beta_{кам}$	24,44	24,61	0,17	0,52	0,53	0,01
$\epsilon_{кам}$	92,42	93,19	0,77	84,31	84,97	0,66
$\beta_{пен}$	17,29	16,95	0,34	0,83	0,82	0,01
$\epsilon_{пен}$	7,58	7,36	0,22	15,69	15,39	0,30

Использование метода инициализации УСФ при проведении вычислительного эксперимента над моделью ГСПФ позволило формулировать условия однозначности с учетом свойств компонентов твердой фазы питания флотации. Рассмотренный подход к исследованию распределения минералов в продукты флотации дает представление о гидродинамике пульпы, выявляет закономерности распределения концентраций и скоростей ее компонентов и позволяет прогнозировать технологические параметры флотации. Проведение вычислительного эксперимента для исследования флотации позволяет избежать установки измерительных приборов и датчиков в рабочий объем камеры флотационной машины и при этом получать данные о процессе, минимизировав необходимые для проведения подобного физического эксперимента материальные и временные ресурсы.

УДК 549.3/5:543.21

**В.А. Бочаров, В.А. Игнаткина, А.А. Каюмов**

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Национальный исследовательский технологический университет "МИСиС"», Москва, Россия, [woda@mail.ru](mailto:woda@mail.ru), [maliaby\\_92@mail.ru](mailto:maliaby_92@mail.ru)

**К ВЫБОРУ СПОСОБОВ РАЗДЕЛЕНИЯ МАССИВНЫХ  
МЕДНО-ЦИНКОВЫХ РУД С СООТНОШЕНИЕМ ПИРИТА  
К ПИРРОТИНУ 1:0,5–1:2\***

*The results of studying the technological properties of sulfide minerals of massive pyrite-pyrrhotine copper-zinc ores with increased content of fahl ores.*

Изучены технологические свойства сульфидных минералов массивных пирит-пирротиновых медно-цинковых руд с повышенным содержанием блеклых руд. Исследованы,

© Бочаров В.А., Игнаткина В.А., Каюмов А.А., 2017

\* Работа выполнена при финансовой поддержке гранта РФФИ, проект № 17-05-00890.

определены модификации пирротина, особенности – пирита, теннантита, выделены основные генетические и технологические факторы, влияющие на выбор направлений исследования рациональных способов комплексного извлечения минералов меди и цинка в селективные концентраты.

Методами химико-минералогических технологических исследований установлено, что массивные руды ряда новых пирит-пирротин-мышьяковистых месторождений Уральского региона относятся к упорному труднообогатимому минеральному сырью, имеющему неравномерную тонкодисперсную и эмульсионную взаимную вкрапленность сульфидных минералов цветных металлов, ассоциации золота в сульфидах железа представляют сложную и разнообразную кристаллохимическую структуру с непостоянным примесным составом.

Основные рудообразующие минералы пирит и пирротин имеют различные структурные характеристики от метаколлоидной, коррозионной, скрытокристаллической до крупнокристаллической, в которых возможны неодинаковая степень дефектности кристаллической решетки, агрегатной полиминеральной формы вкрапленности, тонкое взаимопрораствание в изоморфных формах многих цветных и редких металлов. Структурные характеристики и фазовый состав пирита и пирротина частично рассмотрен в работах (Бочарова, Игнаткиной, Абрамова, Борискова).

Пирротин колчеданных медно-цинковых руд отличается от пирротина медно-никелевых руд кристаллохимическими и структурными параметрами, меньшим содержанием моноклинной фазы крупностью кристаллов со значительным широким диапазоном крупности наночастиц до 800 мкм, что, как и для пирита, предопределяет целесообразность селективного раскрытия и межциклового выделения при измельчении. Изучены структурные формы теннантита, его примесный состав и изоморфизм; химическая активность теннантита во многом определяется наличием в его составе группы  $As_2O_3^{2-}$ , которые как сульфитный ион склонны к окислению.

В работе исследованы технологические свойства пирротина, пирита, теннантита и других минералов медно-цинковых руд, характерных для Гарньерского, Узельгинского, Степного, Рубцовского и других месторождений.

Общей проблемой для указанных руд является наличие разновидностей пирита и пирротина, легкошламующихся при измельчении, повышенное содержание вторичных, окисленных минералов меди, теннантита, многие из которых вследствие высокой окисляемости, растворимости выделяют в жидкую фазу пульпы катионы тяжелых металлов, активирующих сфалерит и сульфиды железа. На поверхности сульфидных минералов при окислении образуются сложные гидроксидные соединения, изменяющие электрофизические и сорбционные свойства разделяемых минералов.

В соответствии с отмеченными особенностями разновидностей пирита и пирротина выделяют по мере их раскрытия в полиминеральных сростках в разных циклах флотации. Свободный колломорфный, корродированный пирит, раскрытый крупнокристаллический пирит, многофазный пирротин депрессируют с применением селективных собирателей (М-ТФ и др.), аэрационного кондиционирования в высокощелочной среде и выделение в виде камерного продукта в коллективном медно-цинковом цикле флотации.

Остающуюся часть сульфидов железа после доизмельчения коллективных концентратов и полиминеральных сульфидных продуктов выделяют в перечистных или доводочных циклах в виде хвостов очистных операций, размыкая флотационные линии от циркулирующих пиритно-пирротинных аккумулирующих материальных промпродуктов, достигающих 100–200 % и более по массе от исходного питания.

Фракционное выделение пирита и пирротина способствует повышению качества медного и цинкового концентратов, не снижая при этом извлечение металлов, обеспечивая

регулирование технологического процесса, сокращая продолжительность флотации, что создает возможное увеличение производительности флотационного процесса.

Проблема разделения массивных медно-цинковых руд осложняется, когда содержание пирротина составляет 40–50 % и более от общей массы сульфидов. Легкая окисляемость и хрупкость зерен пирротина, его шламуемость при измельчении способствует образованию гидроксидных соединений на поверхности сульфидных минералов, гидрофилизирующих не только пирротин, но и другие сульфиды, что ухудшает сорбцию собирателей и нарушает селективность процесса флотации.

Применение перед выделением «медной головки» аэрации с последующей дозировкой сочетания собирателей М-ТФ и БутКх позволяет получить богатый медный концентрат при извлечении 25–45 %. Коллективный медно-цинковый концентрат и черновой цинковый продукт при благоприятном соотношении меди и цинка после перечистной операции подвергается разделению. Промпродукт перечистных операций коллективного концентрата по содержанию меди и цинка соответствует питанию цинковой флотации или пиритному концентрату. Этот продукт направляется или в цинковый цикл или в пиритный концентрат. Промпродукт перечисток чернового цинкового концентрата также в соответствии с содержанием в нем меди и цинка может быть или направлен в пиритный концентрат, или возвращен в доводочные операции предыдущих циклов.

Предложенная развитая многофункциональная схема фракционного выделения из технологического процесса разновидностей пирита и пирротина позволила переработать руды Тарньерского, Узельгинского и месторождений «Сибполиметалл» с удовлетворительными показателями селективной флотации. Режим вывода разновидностей пирита и пирротина соответствует физико-химическим особенностям сульфидов железа. Выведение из технологического оборота пирита и пирротина стабилизирует флотационный процесс, удаляет с жидкой фазы пиритной пульпы значительную часть растворимых солей, влияющих на ионно-молекулярный состав. Уменьшение объема циркулирующей массы сульфидов железа снижает количество образующихся продуктов их окисления, от которых зависит флотоактивность сульфидов меди и сфалерита.

Многими исследователями показано, что конечными продуктами окисления сульфидов железа на поверхности являются  $\text{Fe}(\text{OH})_2$  и  $\text{Fe}(\text{OH})_3$ , а также возможно образование  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  и  $\text{Fe}_3\text{O}_4$ . Пирротин имеет большую вероятность в сравнении с пиритом первоочередности окисления.

В работах (Бочарова, Абрамова, Митрофанова) установлено, что оба сульфида железа проходят стадии взаимного превращения как в самом месторождении, так и на этапах добычи руды и в циклах технологической схемы. Межфазный взаимный переход пирита и пирротина является результатом окислительно-восстановительных реакций при электрохимическом взаимодействии контактных микрогальванопар. Сульфиды железа близки по основным физико-химическим и технологическим свойствам. Выделение ассоциаций золота из общей массы пиритно-пирротинового рудного материала является трудной задачей.

Решение проблемы повышения извлечения самородного золота, которая генетически связана на 70–90 % с пиритом в виде тонкодисперсных сростков крупностью зерен от наноразмерных величин до полиагрегатных форм с неправильной геометрией, возможно в условиях глубокого раскрытия комплексных ассоциаций золота с пиритом с применением многостадийного измельчения с межцикловыми операциями фракционного выделения золотосодержащих медных концентратов, золотопиритных продуктов и пиритных золотосодержащих концентратов с последующим их цианированием.

В пирротине, как и в пирите, часть тонкодисперсных частиц золота законсервировано в сростках, раскрытие которых возможно при плавке или химическом выщелачивании.

Пирротин Уральских медно-цинковых и пирротин Норильских медно-никелевых месторождений имеют неодинаковые многофазные структурные характеристики, различающиеся не только сингониями, но и примесным составом. В норильском пирротине имеются изоморфные примеси кобальта, меди и минеральных ассоциаций платиноидов и др. Для Уральского пирротина – троилита (FeS) – характерно наличие халькопирита, кварца, ассоциаций золота. Независимо от структуры пирротина на результаты флотации влияет содержание в нем примесей.

Увеличение доли пирротина в массивных рудах до 50 % и более снижает содержание меди и цинка в концентратах коллективной и селективной флотации. Широкий диапазон выхода зерен пирротина в узких классах от менее 10 до 1000 мкм в сравнении с пиритом предполагает необходимость многостадийного раскрытия и межциклового обогащения с выделением фракционных черновых концентратов в операциях гравитации, флотации и т. д.

Использование сочетания селективных собирателей в окислительных условиях аэрации и последовательного раскрытия минеральных сростков с выделением фракционных черновых концентратов и продуктов с последующей их индивидуальной доводкой позволяет получать качественные медный и цинковый концентраты при повышении извлечения металлов.

Повышение содержания теннантита в сульфидных медно-цинковых рудах снижает технологические показатели флотации. По химическому составу минералы блеклых руд представляют сурьмяно-мышьяковистые разновидности сульфосолей меди с примесями Ag, Tl, Au, Zn, Fe, Hg, Cd, Pb, Mn, Ni и редких металлов. Теннантит и тетраэдрит обладают хрупкостью и легко шламуются и окисляются с образованием простых сульфидов, гидроксидов железа и меди. Теннантит менее флотоактивен в сравнении с пиритом и пирротинном при pH 11–11,5 в присутствии бутилового ксантогената, но он обладает более относительной адсорбцией в связи с большей удельной поверхностью и сложным составом повехностных пленок. Флотоактивность теннантита с дитиофосфатом выше, чем с бутиловым ксантогенатом в широких диапазонах pH, а в сочетании с тиокарбаматами и дитиофосфатами – ниже в сравнении с сочетанием ксантогената, и ИТК флотируемость значительно активнее.

### **Выводы**

1. Применяемые технологические схемы и режимы флотации упорных массивных медно-цинковых руд в связи с сложными текстурно-структурными характеристиками, полиминеральным составом и многофазной разновидностью одних и тех же минералов не позволяют получать высококачественные концентраты с повышенным извлечением металлов.

2. Пирротин и пирит и их многофазные разновидности имеют неодинаковые физико-химические и флотационные свойства, что предопределяет необходимость применения многостадийного раскрытия полиминеральных сростков и последовательного селективного выделения в межцикловых операциях обогащения в отдельные фракционные черновые продукты с последующей индивидуальной доводкой с подбором режимов селективного флотационного выделения минералов и глубокой депрессии других трудноразделяемых минералов в условиях аэрации в присутствии сочетания селективных собирателей и «жестких» модификаторов.

УДК 622.7:549.74

**В.А. Игнаткина<sup>1</sup>, В.А. Бочаров<sup>1</sup>, Д.Д. Аксенова<sup>1</sup>, С.Д. Усиченко<sup>1</sup>, Д.В. Панов<sup>2</sup>**

<sup>1</sup> Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Национальный исследовательский технологический университет "МИСиС"» (НИТУ «МИСиС»), Москва, Россия, [woda@mail.ru](mailto:woda@mail.ru)

<sup>2</sup> Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Национальный исследовательский ядерный университет «МИФИ», Москва, Россия

## **ПОВЫШЕНИЕ КОНТРАСТНОСТИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ КАЛЬЦИЙСОДЕРЖАЩИХ МИНЕРАЛОВ ПРИ ФЛОТАЦИИ ИЗ УПОРНЫХ РУД С ВЫСОКИМ КАРБОНАТНЫМ МОДУЛЕМ\***

*Flotation properties depend both by the nature of a calcite and by the ion-molecular state of the oleate are shown. Solubilization of low-polar oxyhydril compounds by oleate micelles increas creates a soluble form of low-polar lyophilic compounds, which being fixed on the calcite surface, increase the wettability of its surface.*

Селективное разделение минералов, которые имеют в своей химической структуре одинаковые катионы и анионы, из тонковкрапленных руд является сложной технологической задачей. К подобному типу упорных руд относятся руды, содержащие кальциевые минералы, такие как кальцит и целевые минералы – шеелит, апатит, флюорит. Снижение флотоактивности кальцита является актуальной задачей.

К наиболее широко используемым собирателям относятся производные высших карбоновых кислот, алкилсульфаты; реже применяют более дорогостоящие собиратели на основе гидроксамовых кислот или катионные собиратели.

В качестве стандартного собирателя для изучения флотации кальцийсодержащих минералов принят олеат натрия. Известно, что на кальците олеат натрия закрепляется только в ионной форме (Годэн А.М., 1959, Игнаткина В.А., 1993 и др.), в то время как на шеелите – в ионной и молекулярной форме. Производные высших жирных кислот склонны к мицеллообразованию. Мицеллы как самостоятельная органическая фаза снижает концентрацию ионной формы собирателя в жидкой фазе пульпы, соадсорбция мицелл снижает гидрофобизирующее действия собирателя, закрепившегося на активных центрах поверхности целевого минерала. Повышение концентрации мицеллообразования производных высших жирных кислот возможно как за счет физических воздействий на систему (повышенная температура, ультразвук), так и регулирования гидрофобно-лиофобного баланса (ГЛБ). К малополярным ПАВ, способным к таким взаимодействиям, относятся высшие изоспирты (Игнаткина В.А. и др., 1992), оксиэтилированные нонилфенолы (Иванова В.А. и др., 2013). В отличие от керосина, который выполняет роль диспергатора мицелл жирных кислот, малополярные оксигидрильные соединения могут закрепляться на поверхности кальцита и понижать гидрофобность их поверхности. Совместное присутствие мицелл ПАВ и малополярных оксигидрильных соединений повышает взаимную растворимость компонентов.

Согласно известным данным критическая концентрация мицеллообразования олеата натрия составляет  $1,1 \cdot 10^{-3}$ , что соответствует порядка  $335 \text{ мг/дм}^3$ . На графической зависимости

---

© Игнаткина В.А., Бочаров В.А., Аксенова Д.Д., Усиченко С.Д., Панов Д.В., 2017

\* Исследование выполнено при поддержке гранта РФФИ № 17-05-00241.

интенсивности поглощения от концентрации олеата натрия в растворе, при комнатной температуре, наблюдаются два перегиба 110 и 200 мг/дм<sup>3</sup>, что свидетельствует о процессах мицеллообразования в растворе. Нефелометрическими исследованиями показано, что интенсивность поглощения уменьшается или «прозрачность» раствора растет при совместном использовании высших изоспиртов и олеата, чем выше концентрация олеата, тем большая концентрация изоспирта требуется.

Полученные данные о значениях концентраций олеата, при которых зафиксированы изменения в оптических свойствах растворов реагента, коррелируются с результатами «беспенной» флотации мономинеральных фракций шеелита и кальцита при температуре 18–20 °С, когда извлечение шеелита снижается после концентрации олеата 80 мг/дм<sup>3</sup>, а кальцита только после 150 мг/дм<sup>3</sup>, т. е. флотиримость шеелита в большей степени зависит от коллоидно-дисперсного состояния собирателя. Мицеллы олеата, гидрофильные группы которого сосредоточены на поверхности мицеллы, адсорбируясь на шеелите, снижают гидрофобность поверхности и, следовательно, показатели флотации минерала. На кальците снижение извлечения связано с уменьшением концентрации анионов олеата в растворе. Увеличение температуры раствора при флотации способствует повышению показателей извлечения; снижение флотиримости наступает при больших концентрациях олеата натрия.

Изучение растворов сочетаний реагентов олеата натрия ( $C = 400$  мг/дм<sup>3</sup>) и изододецилового спирта методом ИК спектроскопии показало, что в области мольного отношения от 5,0 до 1,0 наблюдаются специфические (благодаря водородным связям) межмолекулярные взаимодействия олеат:спирт – широкая полоса переменной интенсивности в области 3650–3000 см<sup>-1</sup>. Полоса максимальной интенсивности соответствует мольному отношению 1,9. Межмолекулярные взаимодействия в системе олеат:спирты проявляются на ИК-спектрах при концентрации олеата более 100 мг/дм<sup>3</sup>, когда в водном растворе появляются димеры олеиновой кислоты. Выявлена взаимосвязь между мольным соотношением олеат:спирт, интенсивностью полосы поглощения и вероятными структурами межмолекулярных ассоциатов.

Солюбилизация в системе «олеат-неионогенный малополярный компонент», при концентрации олеата выше величины ККМ, повышает взаиморастворимость компонентов, растворимая форма малополярного оксигидрильного соединения адсорбируется на поверхности кальцита, гидрофилизируя его поверхность.

На кинетику адсорбции влияет растворимость кальциевых минералов (Сорокин М.М., 1980 и др.). На более растворимых минералах первоначальная скорость адсорбции выше. На растворимость кальциевых минералов влияет дефектность поверхности, что, в свою очередь, связано с генезисом месторождения.

Изучены объекты исследований – образцы кальцита. Выполнены исследования механических свойств кальцитов разных месторождений. Исследована растворимость разных образцов кальцита. Результаты соотнесены с фазовым и элементным составом образцов кальцита. Измерения дзета-потенциала производились на приборе Malvern Zetazier Nano в капиллярных U-образных кюветах DTS1060. Измерения проведены в разных концентрациях электролита KCl (0,01, 1 и 2,4 %). При pH = 9,5, созданной гидроксидом натрия, все образцы кальцита при разных условиях имеют отрицательные величины ЭКП. Наибольшая разница в значениях между образцами получена при низких концентрациях электролита: кристаллический кальцит минус 40 мВ; скарированный кальцит минус 29,7 мВ и осадочный кальцит минус 10,1 мВ. Наиболее стабильные результаты измерений ЭКП во времени получены в высококонцентрированных растворах электролита.

Таким образом, исследованиями подтверждено, что при обеспечении контрастности флотационных свойств кальциевых минералов с применением оксигидрильных полярных и

малополярных соединений необходимо регулирование ионно-молекулярного состояния ионогенного собирателя.

Флотационные свойства зависят как от природы кальцита, так и от ионно-молекулярного состояния олеата. Солюбилизация малополярных оксигидрильных соединений мицеллами олеата поставляет растворимую форму малополярных лиофильных соединений, которые закрепляясь на поверхности кальцита гидрофилизируют его поверхность.

УДК 622.765.061

### **П.М. Соложенкин**

Федеральное государственное бюджетное научное учреждение Институт проблем комплексного освоения недр им. акад. Н.В. Мельникова РАН, *solozhenkin@mail.ru*

## **РАЗВИТИЕ МЕХАНИЗМА ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ ПЕРСПЕКТИВНЫХ ФЛОТАЦИОННЫХ РЕАГЕНТОВ С МИНЕРАЛАМИ МЫШЬЯКА ПО ДАННЫМ КОМПЬЮТЕРНОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ**

*In present article is submitted of the further development of a principle of a choice reagents for flotation of minerals arsenical on the basis of computer modeling. The flotation of the given minerals of carriers of gold has theoretical and practical meanings.*

Для установления флотационной способности соединений разработан прогноз оценки активности собирателя (ПОАС) – взаимодействия собирателя с кластером минерала – в виде разницы общей энергии комплекса и суммы энергии кластера и энергии собирателя определяемый по выражению:  $\Delta E = E \text{ комплекса} - (E \text{ кластера} + E \text{ собирателя})$ , эВ (ПОАС).

Чем меньше величина ПОАС, тем более предпочтительно взаимодействие созданного собирателя с кластером минерала. Важно определять эту величину для различных исследуемых органических соединений.

Вычисляли ПОАС и определяли разницу ПОАС выбранного флотационного реагента и ПОАС с реагентом, предложенным в качестве ближайшего аналога – бутиловой ксантогеновой кислоты. Для исследуемых соединений были рассчитаны основные физико-химические константы. Рассчитывали молекулярные орбитали для исследуемых соединений НОМО (highest occupied molecular orbital), LUMO (lowest unoccupied molecular orbital), в том числе и SOMO (second occupied molecular orbital).

Были построены 3D-модели ряда кластеров минералов мышьяка, такие как арсенопирит простой  $AsFeS$  и циклической структур  $As_2Fe_2S_2$ , аурипигмет (orpiment)  $As_2S_3$  и реальгар (realgar)  $As_4S_4$ , а также коутенит  $CuAsCu$  и  $SAsSSbS$ .

Были также изучены полные атомные заряды по Малликену и орбитальные энергии (количество электронов No), заселенность электронами s-, p-, d-Pop(population)-орбиталей и значение диполя для ряда кластеров минералов мышьяка. Заряд атомов мышьяка возрастает от леллингита, аурипигмета, реальгара, арсенопирита. Заселенность электронами d- орбитали атомов серы колеблется в пределах от  $-0.098580$  до  $-0.101404$ .

Были созданы комплексы между кластером минерала и кластером реагента – процесс докинга и рассчитаны ПОАС исследованных реагентов.



Детально изучен новый перспективный класс реагентов: фенил висмутол, бис(2-дибутиламино)этилдитиофосфинат  $(C_4H_9)_2NCH_2CH_2)_2P(S)S$ , O,O-дибутил S-(2-этилмеркапто)дитиофосфат  $(C_4H_9O)_2P(S)S$   $CH_2CH_2S$ , 1-фенил-1H-тетразол-5-тиол, диэтиламиноэтилксантогеновая кислота.

Установлено, что по величине ПОАС флотуемость должна возрастать в следующем порядке, в соответствии с уменьшением величины ПОАС, реальгар, аурипигмет, леллингит (циклический) и арсенопирит. Эти выводы соответствуют результатам, приведенным в ряде опубликованных статей. Был осуществлен поиск перспективных реагентов.

#### Определение ПОАС смеси реагентов, закрепленных на арсенопирите

На рис. 1 показана модель трех молекул 1-фенил-1H-тетразол-5-тиола, закрепленных к атому Fe арсенопирита и его 3D-модель.

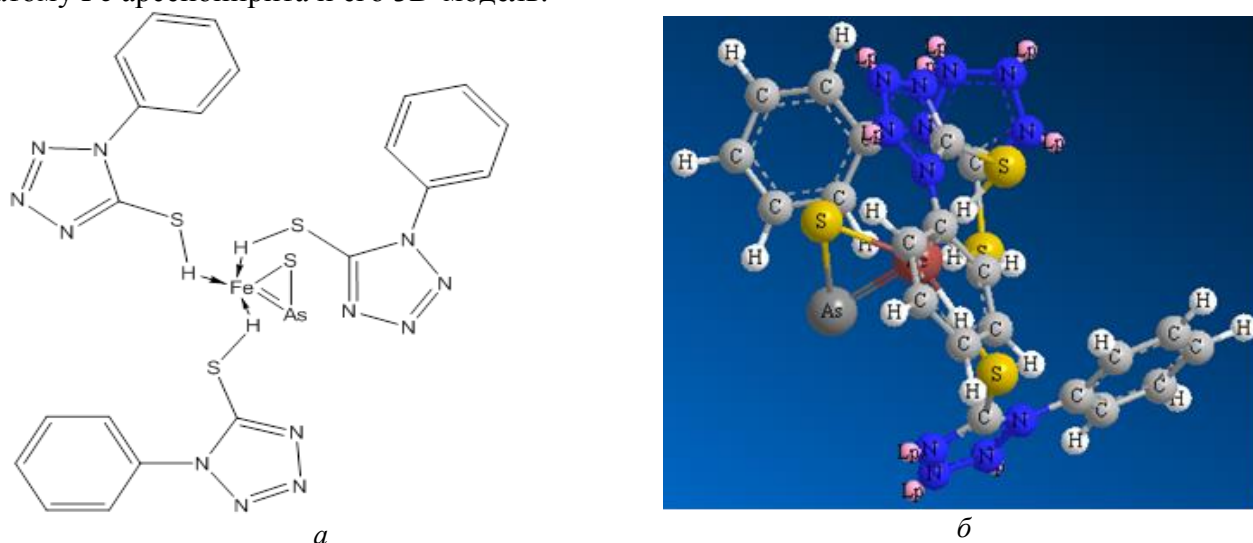


Рис. 1. Модель трех молекул 1-фенил-1H-тетразол-5-тиола, закрепленных к атому Fe арсенопирита (а) и его 3D-модель (б)

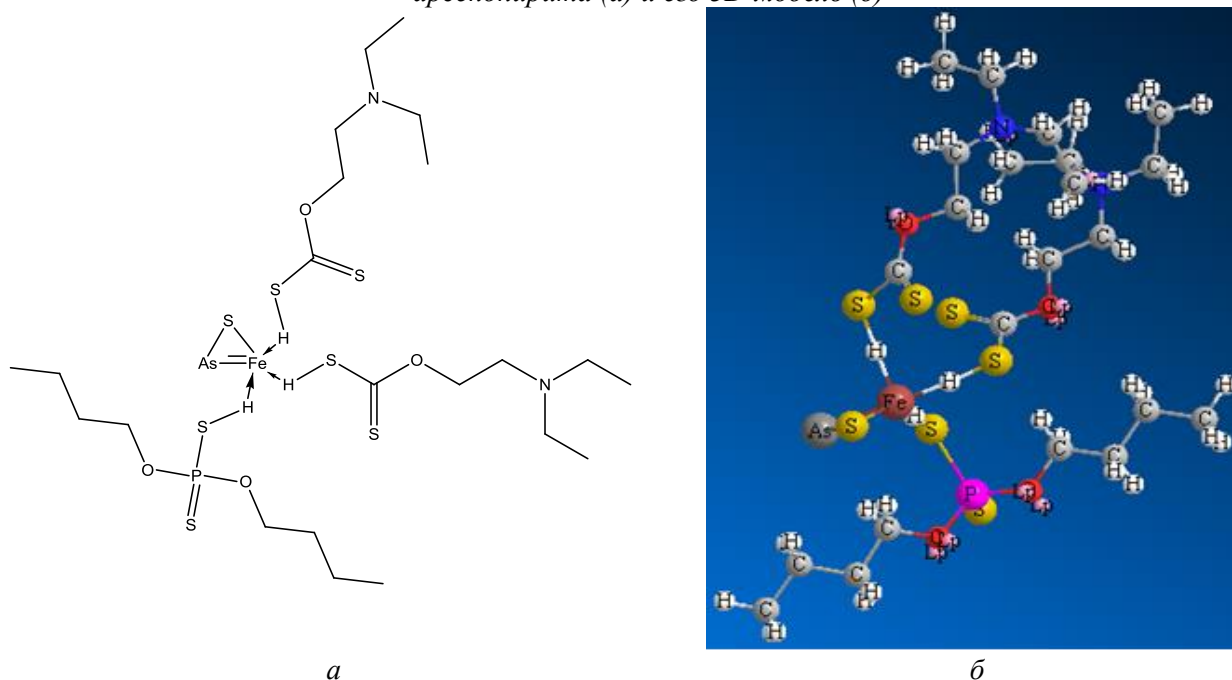


Рис. 2. Модель двух молекул диэтиламиноэтилксантогената и дибутилового дитиофосфата (а), закрепленных к атому Fe арсенопирита и их 3D-модель (б)

Аналогичные модели были построены практически для всех исследованных органических соединений.

На рис. 2 показана модель двух молекул диэтиламиноэтилксантогената и дибутилового дитиофосфата, закрепленных к атому Fe арсенопирита, и их 3D-модель

В табл. 1 представлены результаты расчета ПОАС для различных исследованных собирателей, таких как  $(\text{CH}_3)_2\text{CNCS}_2\text{H}$  (dimetyl DTC),  $(\text{C}_2\text{H}_5)_2\text{NCH}_2\text{CH}_2\text{OCS}_2\text{H}$  (diethylAminoKxH),  $(\text{C}_4\text{H}_9)_2\text{NCH}_2\text{CH}_2\text{P})_2\text{S}_2\text{H}$  (dibutylAminofosfinat),  $(\text{C}_4\text{H}_9)_2\text{NCH}_2\text{CH}_2\text{OP})_2\text{S}_2\text{H}$  (dibutylfosfat), 1-фенил-1H-тетразол-5-тиол (Tetrazol), пипиридин -1-карбаминовая кислота (pipeDTC), закрепленных на кластере FeAsS.

Таблица 1  
ПОАС для различных собирателей, закрепленных на минералах мышьяка

Србиратель	ПОАС, эВ	Разница относительно БутилKxH, Δ
FeAsS Str Dimetyl DTC	<b>-2,1638</b>	-1,2604
FeAsS StrButylKxH	<b>-3.4442</b>	0
FeAsSStr3 ButylKxH	<b>-6,1854</b>	0
FeAsSStr3diethylAminoKxH	<b>-6,4376</b>	<b>0,2522</b>
FeAsSStr dibutylAminofosfinat	<b>-6,1043</b>	-0,0811
FeAsSStr $(\text{C}_4\text{H}_9)_2\text{NCH}_2\text{CH}_2\text{OP})_2\text{S}_2\text{H}$ (dibutylfosfat)	<b>-6,8385</b>	<b>0,6531</b>
FeAsSStr 3 Tetrazol	<b>-4,7422</b>	<b>1,298</b>
FeAsSStr 3 pipeDTC	<b>-0,2428</b>	-5,9426

Потенциально наиболее эффективна смесь FeAsSStr2diethylAminoKxH+1dibutylfosfat (рис. 2), для которой самая минимальная величина ПОАС равна  $-6,8385$  эВ, т. е. она меньше на  $0,4009$  эВ по сравнению с величиной для бутилового ксантогената. 1-фенил-1H-тетразол-5-тиол имеет меньшую величину ПОАС, чем у бутилового ксантогената, и более активен, чем бутиловый ксантогенат.

Проанализирован циклический  $\text{As}_4\text{S}_4$  комплекс минерала с тремя молекулами бутилового ксантогенатата, закрепленными на атоме As, и его 3D-модель.

#### Закрепление на атоме мышьяка смеси реагентов из двух компонент

Закрепление собирателей на сульфидных минералах можно рассматривать как процесс образования поверхностных координационных соединения. Такой подход позволяет использовать существующие в химии координационных соединений закономерности взаимодействия реагентов с катионами металлов в растворе для прогнозирования их взаимодействия с минералами, содержащими те же катионы.

Были созданы модели с закреплением на атоме мышьяка:

- трех молекул бутилового ксантогената и его 3D-модель;
- двух молекул бутилового ксантогената и изобутилдитиофосфата и их 3D-модели;
- молекул бутилового ксантогената и двух молекулы изобутилдитиофосфата и их 3D-модели;
- трех молекул изобутилдитиофосфата и его 3D-модель.

В табл. 2 представлен расчет ПОАСа для бинарной смеси  $\text{AsPri}(\text{БутилKx})_3$  и  $\text{AsPri}(\text{ДиизоБутилPS2})_3$  при различном их соотношении.

В смешанных комплексах мышьяка отрицательная величина ПОАС увеличивается от  $-9,12589$  для  $\text{As Pri} ((\text{БутилKx})_3)$  до  $-14,86609$ ,е для  $\text{AsPri}(\text{ДиизоБутилPS2})_3$ .

На рис. 3 представлены схемы смешанных комплексов мышьяка с БутилKx и диизоБутилдитиофосфатом при различном соотношении и 3D-модель  $\text{As}(\text{Бутил})(\text{диизоБутилдитиофосфат})_2$ .

**Закрепление на атоме мышьяка смеси реагентов из трех компонент (тройные системы)**

На рис. 4 представлена схема смешанных комплексов мышьяка с тремя молекулами фенил висмута и его 3D-модель.

На рис. 5 представлена схема смешанных комплексов мышьяка с молекулой фенил-висмута, бутилового ксантогената и диизобутилдитиофосфата.

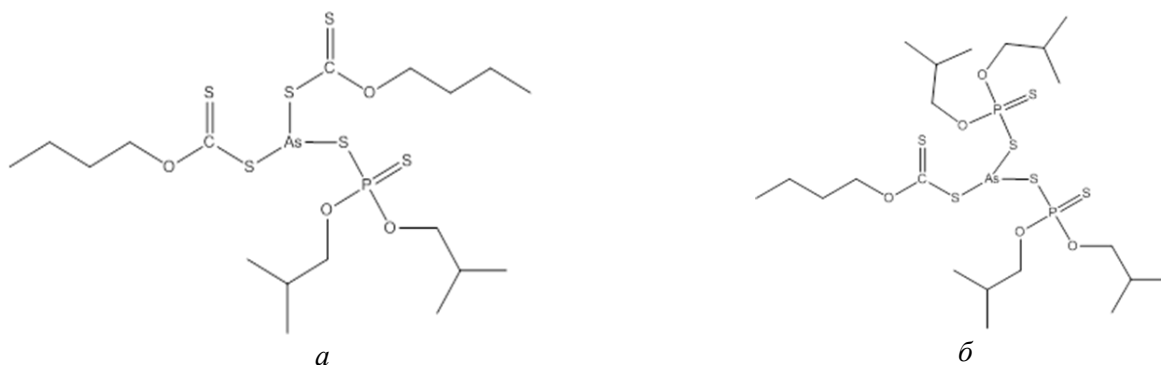
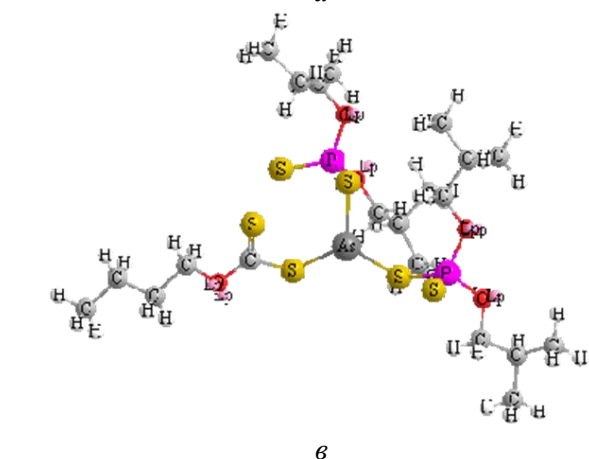


Рис. 3. Схемы смешанных комплексов мышьяка с двумя молекулами (БутилКх)<sub>2</sub> и диизобутилдитиофосфатом (а), с молекулой (БутилКх), а также двух молекул диизобутилдитиофосфата (б) и 3D-модель As(БутилКх)(диизобутилдитиофосфат)<sub>2</sub>(в)



в

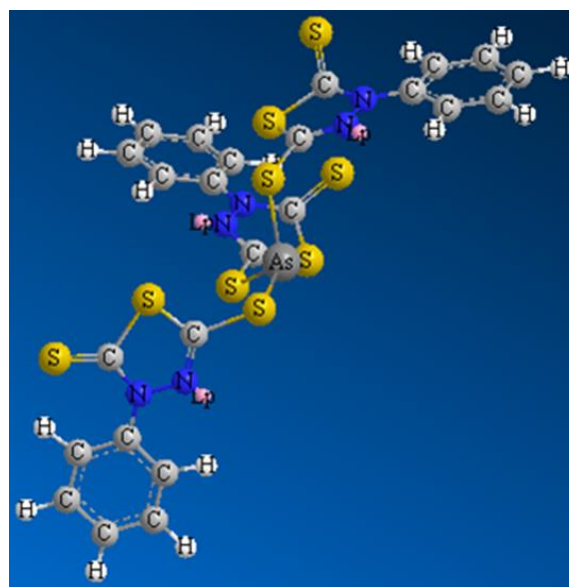
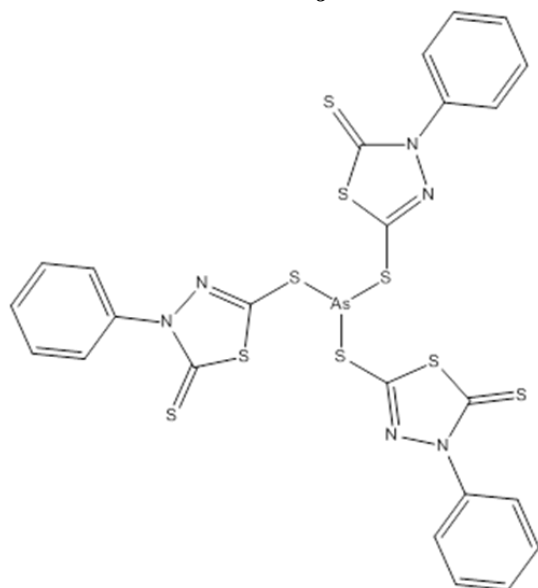


Рис. 4. Схемы смешанных комплексов мышьяка с тремя молекулами фенил-висмута и 3D-модель

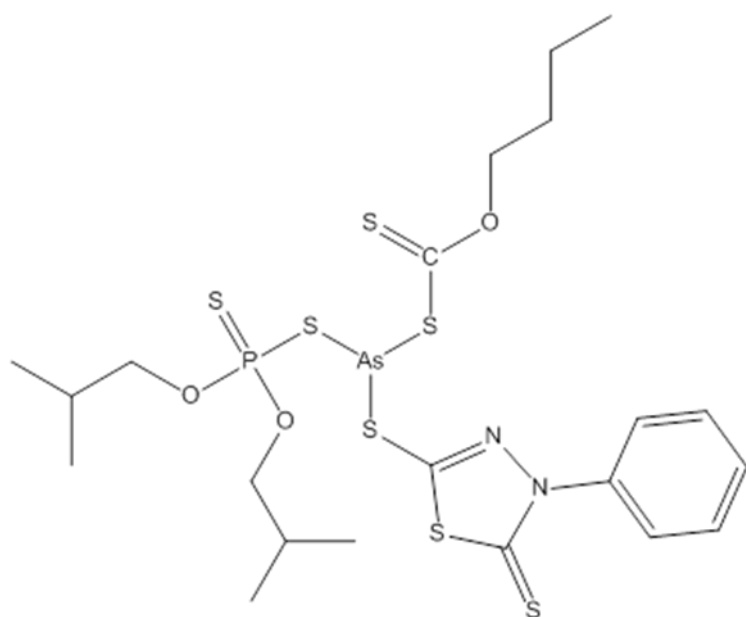


Рис. 5. Схема смешанных комплексов мышьяка с одной молекулой фенил висмутула, бутилового ксантогената и диизобутилдитиофосфата

Таблица 2

Результаты расчет ПОАС для бинарной смеси бутилового ксантогената и диизобутилового дитиофосфата при различном их соотношении

Энергия (1)	Комплекс (2)	Минерал (3)	Собиратель (4)	Сумма 4 $\Sigma$ (3+4)	ПОАС, эВ $\Delta E$ (2)-(3+4)
As Pri ((БутилКх)3					
Общая энергия	-4282.15575	-123.88730	-1383.04752 -1383.04752 -1383.04752 4149,14256	4273,02986	<b>-9, 12589</b>
AsPri((БутилКх)2 +(Диизобутил)PS2					
Общая энергия	-5246.47415	-123.88730	-1383.04752 -1383.04752 -2345.68197 5111,77701	5235,66431	<b>-10,80984</b>
150AsPri((БутилКх)( Диизобутил)PS2)2					
Общая энергия	-6211.34120	-123.88730	-1383.04752 -2345.68197 -2345.68197 -6074,41146	6198,29876	<b>-13,04244</b>
150 AsPri(ДиизоБутил)PS2)3					
Общая энергия	-7175.79930	-123.88730	-2345.68197 -2345.68197 -2345.68197 7037,04591	7160,93321	<b>-14,86609</b>

На рис. 6 представлена схема смешанных комплексов мышьяка с БутилКх+ диизоБутилдитиофосфат + (C<sub>4</sub>H<sub>9</sub>O)<sub>2</sub>P(S)S CH<sub>2</sub>CH<sub>2</sub>S и БутилКх + диизобутилдитиофосфат+(C<sub>4</sub>H<sub>9</sub>)<sub>2</sub>NCH<sub>2</sub>CH<sub>2</sub>P(S)S.

На рис. 7 представлена схема смешанных комплексов мышьяка с тремя молекулами 1-фенил-1Н-тетразол-5-тиола и его 3D-модель.

В табл. 3 представлены результаты расчета ПОАС.

Реагенты, которые представлены в таблице, являются перспективными для извлечения минералов мышьяка, такие как фенол висмутол, бис(2-дибутиламино)этилдитиофосфинат  $(C_4H_9)_2NCH_2CH_2)_2P(S)S$ , О,О-дибутил S-(2-этилмеркапто)дитиофосфат  $(C_4H_9O)_2P(S)SCH_2CH_2S$ , 1-фенил-1Н-тетразол-5-тиол.

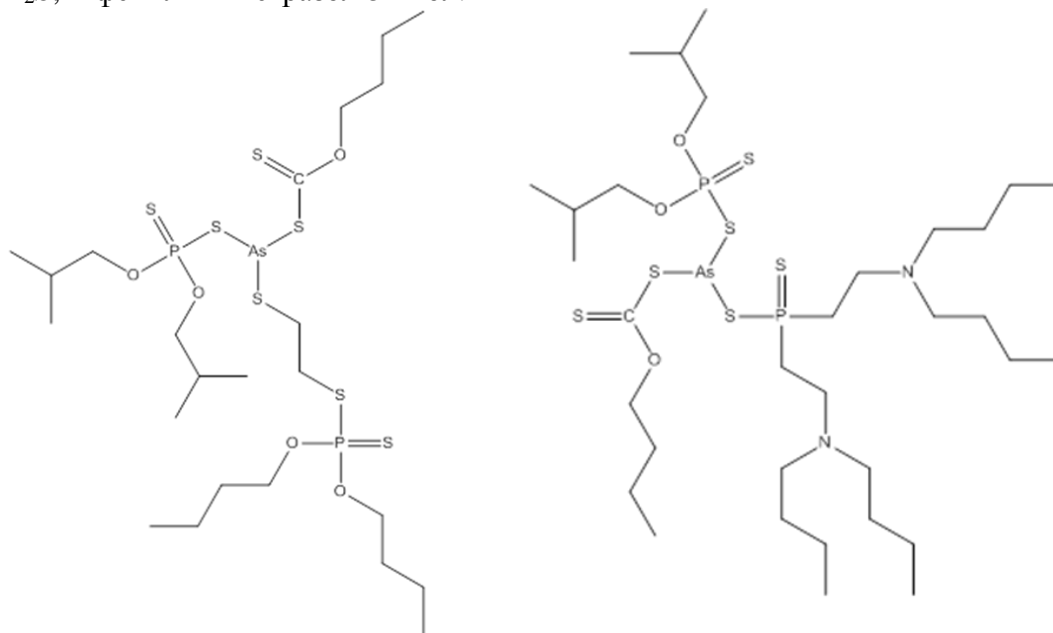


Рис. 6. Схема смешанных комплексов мышьяка с молекулой БутилКх, с диизобутилдитиофосфатом и  $(C_4H_9O)_2P(S)SCH_2CH_2S$ ; с молекулой БутилКх, диизобутилдитиофосфатом и  $(C_4H_9)_2NCH_2CH_2P(S)S$

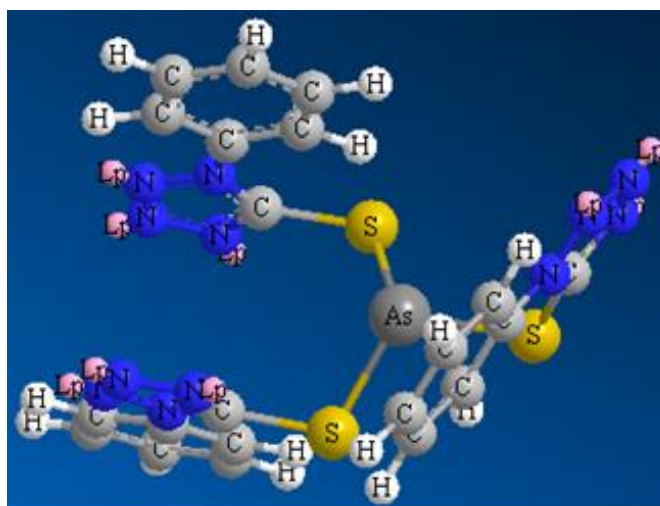
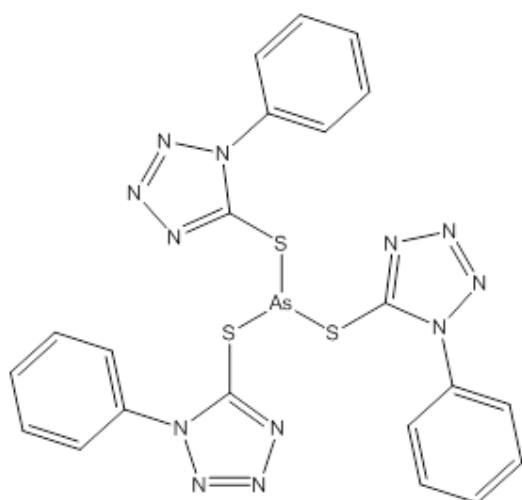


Рис. 7. Схема смешанных комплексов мышьяка с тремя молекулами 1-фенил-1Н-тетразол-5-тиола и его 3D-модель

Таблица 3

## Результаты расчета ПОАС

Комплекс	Энергия	1,4 VDW1,4 VDW	ПОАС, эВ
As Pri(фенил висмутола)3	-5981.13974 (As 0.100726)	23.5442 /0.9133	<b>-6,30426</b>
AsPri фенил висмутола +ButylKx+DiisobutylDtf	-5813.52279 (As 0.209554)	35.5272/-8.6513	<b>10,58994</b>
3AprAsButylKxDiisobutylDtf +(C4H9O)2P(S)S CH2CH2S	-6687.48737 (As 0.205057)	24.4220/-16.7471	-4,85449
3AprAsButylKxDiisobutylDtf+ (C4H9)2NCH2CH2)2P(S)S	-7817.74494 (As 0.374262)	30.4138/-22.5284	-13,11698

**Выводы**

1. Созданы 3D-модели кластеров минералов мышьяка. Для данных моделей определены заряды отдельных атомов и их заселенность s-Pop, p-Pop, d-Pop-орбиталями. Созданы смешанные комплексы металлов с последовательным замещением одной молекулы собирателя другой.

2. Разработан прогноз оценки анализа активности собирателей (ПОАС) для ряда предложенных реагентов, закрепленных на атомах кластеров минералов мышьяка. Чем меньше его величина, тем более предпочтительно взаимодействие собирателя.

3. Для комплексного использования руд предложен ряд собирателей, особенно (C4H9O)2P(S)S CH2CH2S.

4. Высказан механизм взаимодействия бинарных смесей флотореагентов и предсказаны их технологические свойства в процессе флотации руд.

5. Для смеси реагентов с тремя компонентами оценен прогноз оценки активности наиболее эффективных сульфгидрильных собирателей для повышения извлечения мышьяка из мышьяксодержащих руд различных месторождений. Определена величина их энергии, по которой возможно выбирать эффективный собиратель. Данная закономерность подтверждена на примере ряда реагентов.

УДК 543.42

**П.М. Соложенкин**

Федеральное государственное бюджетное научное учреждение Институт проблем комплексного освоения недр им. акад. Н.В. Мельникова РАН, *solozhenkin@mail.ru*

**ДОКИНГ СОБИРАТЕЛЕЙ НА ОСНОВЕ ФОСФОРА (V) С ЗОЛОТОМ (I, III)**

*Created complexes, including mixed complexes of gold. Determined the forecast evaluation of the activity of collectors (POAS). On the basis of the values of the POAS selected promising flotation reagents.*

Закрепление собирателей на сульфидных минералах можно рассматривать как процесс образования поверхностных координационных соединений. Такой подход позволяет использовать существующие в химии координационных соединений закономерности взаимодействия реагентов с катионами металлов в растворе для прогнозирования их взаимодействия с минералами, содержащими те же катионы.

В литературе недостаточно освещаются теоретические вопросы комплексов золота с различными собирателями.

И.А. Каковский выполнил огромный цикл исследований по изучению произведения растворимости комплексов золота и цветных металлов с различными собирателями.

Современные физико-химические методы, в частности современная компьютерная химия и молекулярное моделирование, позволяют для комплексов золота с собирателями (различными лигандами) получить ряд новых сведений. Поэтому молекулярное моделирование широко используется при дизайне процессов обогащения руд. Для установления флотационной способности реагента использовали прогноз оценки активности собирателя (ПОАС) – взаимодействия собирателя с кластером минерала – в виде разницы общей энергии комплекса и суммы энергии кластера и энергии собирателя, определяемый по выражению:  $\Delta E = E \text{ комплекса} - (E \text{ кластера} + E \text{ собирателя})$ , эВ (ПОАС).

В работе использовали различные перспективные соединения.

#### **Комплексы золота с соединениями фосфора (V)**

На рис. 1 показаны модели золота с O, O-(дибутил S-(2-меркаптоэтил)фосфородитиоатом  $(C_4H_9O)_2P(S)SCH_2CH_2SH$ .

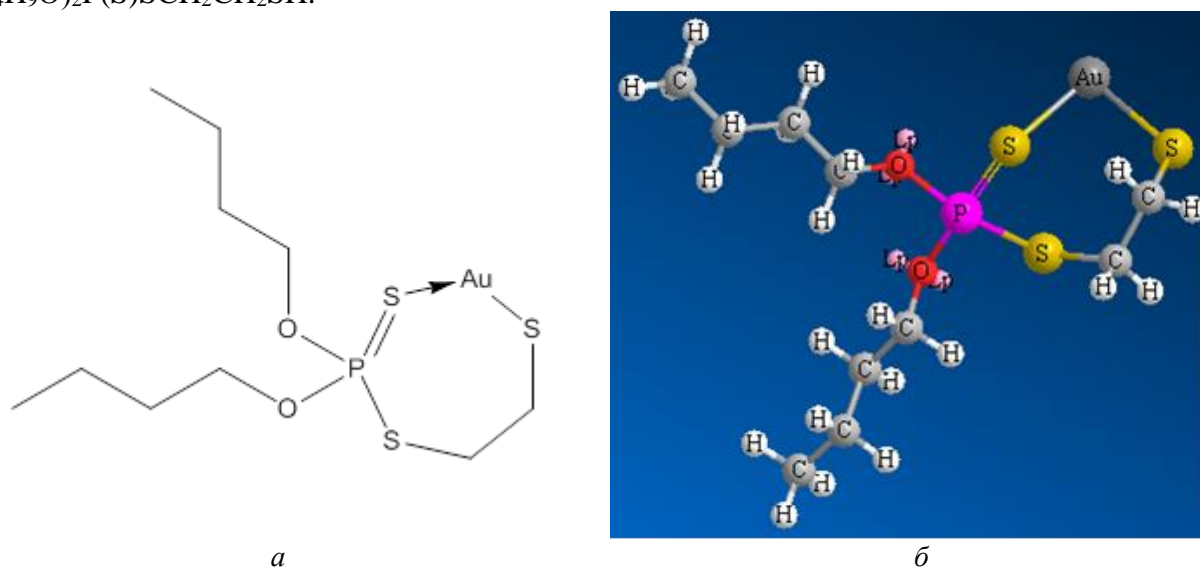


Рис. 1. Модели золота с O, O-(дибутил S-(2- меркаптоэтил)фосфородитиоатом  $(C_4H_9O)_2P(S)SCH_2CH_2SAu$  (a) и его 3D-модель (б)

В табл. 1 показаны O, O-(дибутил S-(2-меркаптоэтил)фосфородитиоат золота  $(C_4H_9O)_2P(S)SCH_2CH_2SAu$ , полные заряды по Малликену отдельных атомов и орбитальные энергии (количество электронов No), заселенность электронами s-Pop, p-Pop, d-Pop (population)-орбиталей.

За счет перемещения электронной плотности увеличиваются отрицательные заряды кислорода, а два атома серы несут положительный заряд. Отрицательный заряд (по значению) серы превосходит положительный заряд золота.

В табл. 2 представлены расчеты ПОАС.

На рис. 2 показаны комплексы золота O, O-бис (2-(дибутиламино)этил) S-фосфородитиоат  $(C_4H_9)_2NCH_2CH_2O)_2P(S)SAu$ , бис (2-(дибутиламино) этил)фосфинодитиоат –  $(C_4H_9)_2NCH_2CH_2)_2P(S)SAu$ .

Таблица 1

Атом NO.	Тип	Заряд	No.	s-Pop	p-Pop	d-Pop
1	P	-0.021742	5.0217	1.88934	3.03873	0.09367
2	O	-0.312280	6.3123	1.86297	4.44931	
3	O	-0.351534	6.3515	1.83856	4.51297	
4	S	0.032095	5.9679	1.91196	3.93643	0.11951
5	S	0.031850	5.9682	1.90994	3.97981	0.07840
6	C	-0.313783	4.3138	1.08633	3.22745	
7	C	-0.283488	4.2835	1.08014	3.20334	
8	S	-0.231702	6.2317	1.89356	4.28638	0.05176
16	C	-0.442709	4.4427	1.05285	3.38986	
17	Au	0.097058	10.9029	0.99964	0.05323	9.85007
18	H	0.176094	0.8239	0.82391		
Диполь 7.188						

Таблица 2

Расчеты ПОАС					
Энергия (1)	Комплекс (2), заряды, e	Минерал (3)	Собиратель (4)	Сумма 4 $\sum$ (3+4)	ПОАС, эВ $\Delta E$ (2)-(3+4)
20FebAu(C4H9O)2P(S)SCH2CH2S					
НОМО LUMO (эВ) = -8.806 - 0.679	-3509.17956 Au(-)	-682.05025	-2820,01609	3502,06634	<b>-7,11322</b>
20FebAu(C4H9O)2P(S)SCH2CH2S)3					
НОМО LUMO (эВ) = -8.493 - 1.702	-9159.31894 (Au 0.471572)	-682.05025	-2820,01609 8460,04827	-9142,09852	<b>-17,22042</b>
30MarCuPri(C4H9O)2P(S)SCH2CH2S					
НОМО LUMO (эВ) = -7.981 - 1.439	-3500.78656	-673.16583	-2820,01609 (Cu 0.484587 = S -0.469379 )	3493,18192	<b>-7,60464</b>
30MarAgPri(C4H9O)2P(S)SCH2CH2S					
НОМО LUMO (эВ) = -7.962 - 1.254	-3367.20744	-541.67938	-2820,01609 (Ag 0.359026 = S -0.325539)	3361,69547	<b>-5,51197</b>
60MarAuPriSStr(S(C4H9O)2P(S)SCH2CH2S					
НОМО LUMO (эВ) = -7.895 - 1.337	-3508.73621 (Au 0.097058 )	-682.05025	-2820,01609	3502,06634	<b>-6,66987</b>



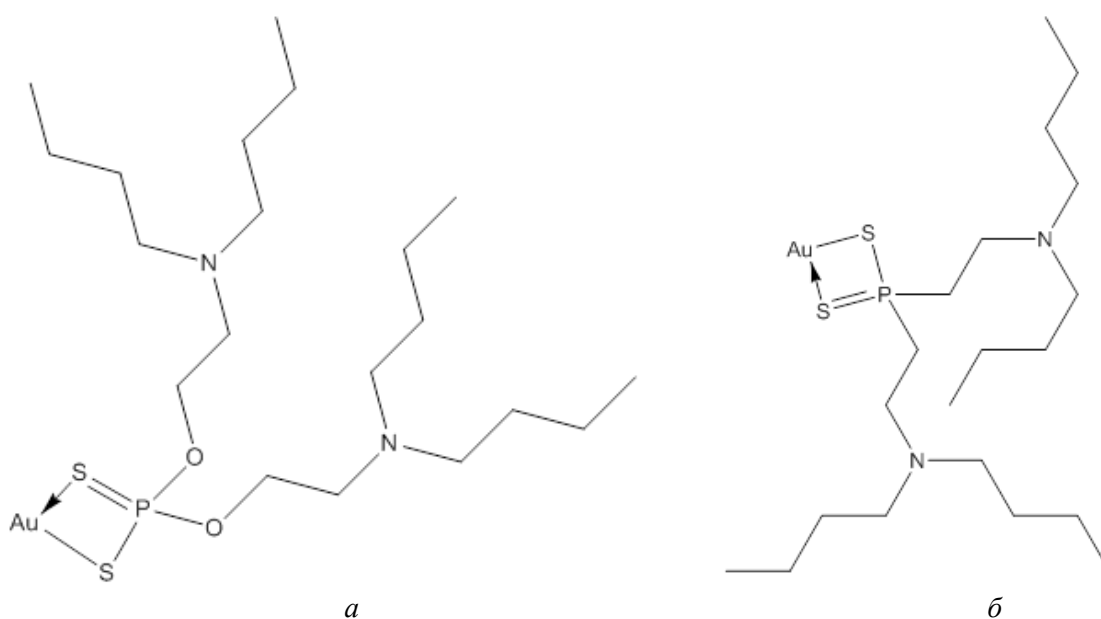


Рис. 2. Комплексы золота *O, O*-бис (2-(дибутиламино)этил) *S*- фосфородитиоат (а), бис (2-(дибутиламино)этил)фосфинодитиоат (б)

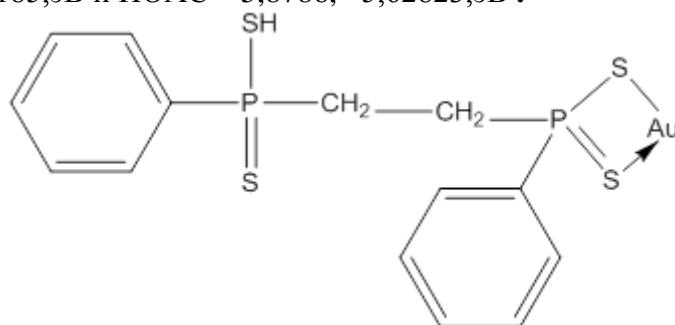
В табл. 3 представлены расчеты ПОАС.

Величина ПОАС комплекса золота в степени три значительно ниже, чем в степени один. ПОАС для комплекса с бидендатной связью у фосфорного комплекса (**-3,34355, эВ**) больше, чем у аналогичного комплекса с фосфиновой кислотой (**-4,90558**).

Таблица 3

Расчеты ПОАС					
Энергия (1)	Комплекс (2), заряды, e	Минерал (3)	Собиратель (4)	Сумма 4 $\sum (3+4)$	ПОАС, эВ $\Delta E (2)-(3+4)$
20FebAu(C <sub>4</sub> H <sub>9</sub> N) <sub>2</sub> CH <sub>2</sub> PS <sub>2</sub> (C <sub>4</sub> H <sub>9</sub> ) <sub>2</sub> NCH <sub>2</sub> CH <sub>2</sub> ) <sub>2</sub> P(S)SAu					
НОМО LUMO (эВ) = -8.313 - 0.460	-4638.92967 Au(-)	-682.05025	-3952.01117	4634,06142	<b>-4,86825</b>
20FebAu(C <sub>4</sub> H <sub>9</sub> N) <sub>2</sub> CH <sub>2</sub> PS <sub>2</sub> ) <sub>3</sub> (C <sub>4</sub> H <sub>9</sub> ) <sub>2</sub> NCH <sub>2</sub> CH <sub>2</sub> ) <sub>2</sub> P(S)S)3Au					
НОМО LUMO (эВ) = -8.012 - 1.836	-12548.79169	-682.05025	-3952.01117 -3952.01117 -3952.01117 11856,03351	12538,08376	<b>-10,70793</b>
31Mar (C <sub>4</sub> H <sub>9</sub> ) <sub>2</sub> NCH <sub>2</sub> CH <sub>2</sub> ) <sub>2</sub> P(S) Str Au S Au					
НОМО LUMO (эВ) = -7.159 - 0.470	-4638.96700 (Au 0.197106)	-682.05025	-3952.01117	-4634,06142	<b>-4,90558</b>
32Mar- (C <sub>4</sub> H <sub>9</sub> ) <sub>2</sub> NCH <sub>2</sub> CH <sub>2</sub> O) <sub>2</sub> P(S) Str Au S Au					
НОМО LUMO (эВ) = -7.972 - 1.319	-5230.07338 (Au 0.105441)	-682.05025	-4544,67958		<b>-3,34355</b>
31Mar (Фенил)P(S)SHCH <sub>2</sub> CH <sub>2</sub> P(S)StrAuSAu (Фенил)					
НОМО LUMO (эВ) = -8.351 - 1.024	-3666.28185 (Au 0.052504)	-682.05025	-2978.60337	3660,65362	<b>-5,62823</b>

Ниже приведен комплекс золота с этан-1,2-диулбис(фенилфосфинодитионовой кислотой) (Фенил)P(S)SHCH<sub>2</sub>CH<sub>2</sub>P(S)StrAuSAu (Фенил) для которого общая энергия равна – 3666.53222, –3666.28185,эВ и ПОАС – 5,8786, –5,62823,эВ .



На рис. 3 показаны схемы монотиофосфорных и монофосфиновых комплексов золота.

В табл. 4 представлены расчеты ПОАС.

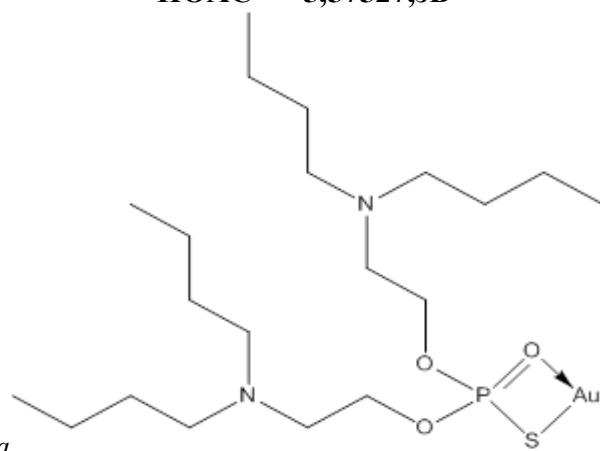
Замена в комплексах серы на кислород незначительно изменяет ПОАС.

В табл.5 показаны обобщенные результаты ПОАС.

На основании вычисления величин ПОАС можно классифицировать полученные результаты на три основные группы: 1 группа – ПОАС до 3,0 эВ; 2 группа – ПОАС до 5,0 эВ; 3 группа ПОАС > 5,0 эВ.

Ряд исследованных соединений имеет ПОАС меньше бутилового ксантогената и даже Au(диизобутилдитиофосфината) с ПОАС, равным –3,4075,эВ.

ПОАС = –5,57527,эВ



ПОАС = –3,28782,эВ

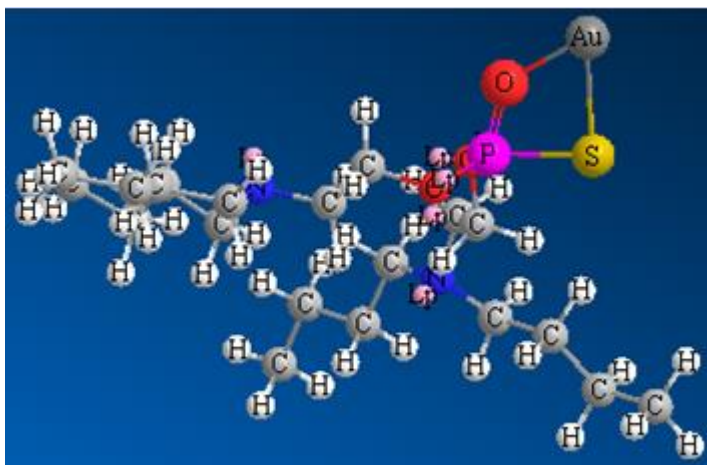
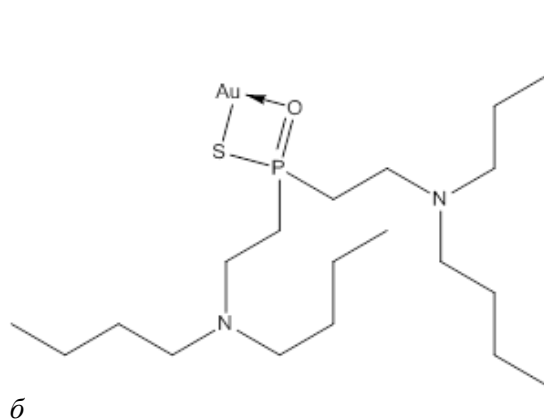


Рис. 3. Схемы O, O-бис(2-(дибутиламино)этил) S-O фосфородитиоат (C<sub>4</sub>H<sub>9</sub>)<sub>2</sub>NCH<sub>2</sub>CH<sub>2</sub>O)<sub>2</sub>P(O)SAu (а), бис(2-(дибутиламино)этил)фосфинодитиоат (C<sub>4</sub>H<sub>9</sub>)<sub>2</sub>NCH<sub>2</sub>CH<sub>2</sub>)<sub>2</sub>P(O)SAu (б) и его 3D-модель (в)

6

Таблица 4

Энергия (1)	Комплекс (2), заряды, e	Минерал (3)	Собиратель (4)	Сумма 4 $\sum (3+4)$	ПОАС, эВ $\Delta E (2)-(3+4)$
34Mar (C4H9)2NCH2CH2O)2P(O)StrAu SAu					
НОМО LUMO ENERGIES (EV) = -8.463 – 0.113	-5349.67007 (Au 0.086524 )	-682.05025	-4662.04455	5344,0948	<b>-5,57527</b>
34Mar (C4H9)2NCH2CH2)2P(O)StrAu SAu					
НОМО LUMO ENERGIES (EV) = -8.602 0.123	-4757.60187 (Au 0.029094 )	-682.05025	-4072.26380	4754,31405	<b>-3,28782</b>

Наиболее перспективными соединениями можно считать: дибутиламино-этилксантогенат (C4H9)2NCH2CH2OCSSNa, O, O- бис (2-(дибутиламино)этил) S-H фосфородитиоат, O, O-(дибутил S-(2-меркаптоэтил)фосфородитиоат (C4H9O)2PSSCH2CH2SH.

Этан-1,2-диулбис(фенилфосфинодитионовая кислота) (Фенил) PS2(CH2)2PS2(Фенил) C14H16P2S4.

Таблица 5

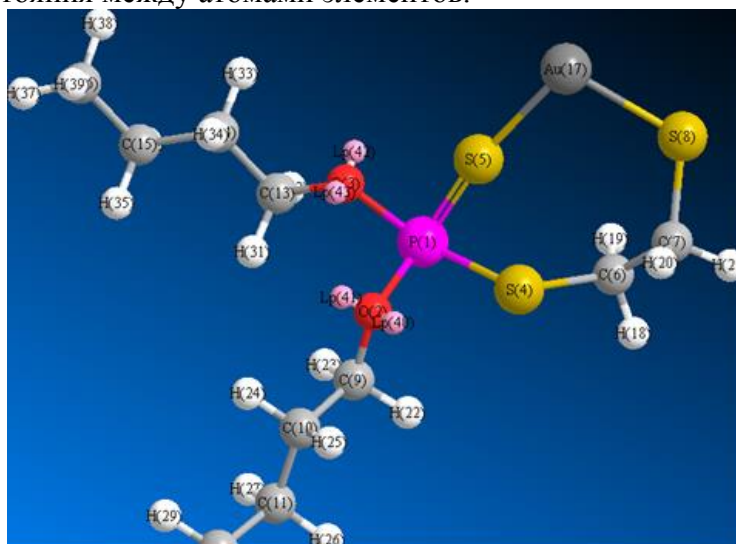
Комплекс	Общая энергия, эВ	1,4 VDW:	ПОАС, эВ
20FebAu (ButylKx)	-2066.60344		-1,50567
30MarAgPri(3N)CH2Kx	-2288.87082	4.2511	-1,63747
0 Mar AuPriSStrSAu C4H9SCS2	-1949.56709 (Au 0.025095 )		-2,8638
0Mar метил (фенил) карбаматотиол)тиол)золота	-2313.41081 (Au 0.055915 ) 2S--		-2,65785
Au(диизобутилдитиофосфинат)	-2441.16927		-3,4075
34Mar (C4H9)2NCH2CH2O)2P(O)StrAu SAu	-5349.67007 (Au 0.086524)		<b>-5,57527</b>
34Mar (C4H9)2NCH2CH2)2P(O)StrAu SAu	-4757.60187 (Au 0.029094 )		-3,28782
Au(Фенил)PS2(CH2)2PS2(Фенил)	-3666.53222	11.4004	<b>-5,8786</b>
20FebAu(C4H9N)2CH2PS2 (C4H9)2NCH2CH2)2P(S)SAu	-4638.92967 Au(-)		-4,86825
20FebAu(C4H9N)2CH2PS2)3	-12548.79169		<b>-10,70793</b>
32MarAuPri(C4H9NO)2 CH2PS2(SStrAu)	-5230.07338 (Au 0.105441)	21.86971,4	-3,34355
31MarAuPri(CH4H9N)2PS2(SstrAu)	-4638.96700 (Au 0.197106)	17.7722	-4,90558
(Фенил)P(S)SHCH2CH2P(S)StrAuSAu (Фенил)	-3666.28185 (Au 0.052504)		<b>-5,62823</b>
20FebAu(C4H9O)2P(S)SCH2CH2S	-3509.17956 Au(-)		<b>-7,11322</b>
20FebAu(C4H9O)2PSSCH2CH2S)3	-9159.31894 (Au 0.471572)		<b>-17,22042</b>
60MarAuPriS(C4H9O)2PSS(CH2S)2StrS	-3508.73621 (Au 0.097058)		<b>-6,66987</b>
30MarCuPri(C4H9O)2P(S)SCH2CH2S	-3500.78656		<b>-7,60464</b>

30MarAgPri(C <sub>4</sub> H <sub>9</sub> O) <sub>2</sub> P(S)SCH <sub>2</sub> CH <sub>2</sub> S	-3367.20744		<b>-5,51197</b>
60MarAuPriSStr(S(C <sub>4</sub> H <sub>9</sub> O) <sub>2</sub> P(S)SCH <sub>2</sub> CH <sub>2</sub> S	-3508.73621 (Au 0.097058)		<b>-6,66987</b>
30MarCuPri(C <sub>4</sub> H <sub>9</sub> O) <sub>2</sub> P(S)SCH <sub>2</sub> CH <sub>2</sub> S	-3500.78656		<b>-7,60464</b>
2Apr Au (III)(диизобутилдитиофосфат + диэтилдитиофосфат + бутилКх)	6166.35049 (Au 0.535553)	28.5412	<b>-6,08569</b>
2AprAu(диизобутилдитиофосфат + диэтилдитиофосфат )	-4782.35256 (Au 0.333955)	13.8790	<b>-5,13521</b>

У этих соединений значительная величина 1,4 VDW-Ван-дер-Ваальсово взаимодействие.

**Измерение расстояния между отдельными атомами в различных соединениях (C<sub>4</sub>H<sub>9</sub>O)<sub>2</sub>P(S)SCH<sub>2</sub>CH<sub>2</sub>SAu**

Ниже приведены фрагменты модели соединения (с целью увеличения размеров атомов) для измерения расстояния между атомами элементов.



P(1)-O(2)-1,715 Å ; P(1)-O(3)-1,713; P(1)-S(4)-2,126 Å; P(1)-S(5)-1,841 Å;  
S(4)-C(6)-1,828 Å; C(6)-C(7)-1,547 Å; C(7)-S(8)-1,828 Å; S(8)-Au(17)-2,362; S(5)-Au(17)-2,364 Å.

Связь фосфора с кислородом практически одинакова. Тиольная связь слабее (P(1)-S(4)-2,126 Å ) тионной (P(1)-S(5)-1,841 Å). Взаимодействия Au с серой практически одинаковы. Измерены расстояния также для комплексов типа (C<sub>4</sub>H<sub>9</sub>)<sub>2</sub>NCH<sub>2</sub>CH<sub>2</sub>O)<sub>2</sub>P(S)SAu, (C<sub>4</sub>H<sub>9</sub>)<sub>2</sub>NCH<sub>2</sub>CH<sub>2</sub>O)<sub>2</sub>P(S)SAu, (C<sub>4</sub>H<sub>9</sub>)<sub>2</sub>NCH<sub>2</sub>CH<sub>2</sub>O)<sub>2</sub>P(O)SAu, (C<sub>4</sub>H<sub>9</sub>)<sub>2</sub>NCH<sub>2</sub>CH<sub>2</sub>O)<sub>2</sub>P(O)SAu.

**Выводы**

Созданы теоретические основы построения 3D молекулярных моделей для атомов золота, перспективных соединений, их компьютерное моделирование. Определены заряды отдельных атомов комплексов золота, значения диполя, энергия орбиталей, заселенность электронами s-, p-, d-орбиталей и установление энергии кластеров минералов и флотационных комплексов.

Оценен прогноз оценки активности наиболее эффективных собирателей для повышения извлечения золота из руд.

УДК 622.765.4

**С.А. Кондратьев**

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела им. Н.А. Чинакала Сибирского отделения РАН, Новосибирск, Россия, [kondr@isd.nsc.ru](mailto:kondr@isd.nsc.ru)

## **К МЕХАНИЗМУ АКТИВАЦИИ ПЕННОЙ ФЛОТАЦИИ ИОНАМИ ТЯЖЕЛЫХ МЕТАЛЛОВ\***

*A mechanism is proposed for the action of heavy metal ions that activate flotation. It is shown that the formation and sorption on the extracted mineral of the xanthate and carboxylate species that can spread along the "gas-liquid" interface remove the kinetic restriction to the formation of a flotation contact.*

Для поиска форм флотационного реагента, придающих гидрофобное состояние минералу, большое значение имеют работы по использованию во флотации солей тяжелых металлов – активаторов. Одной из первых работ, в которых отмечена возможность флотации сульфидных минералов осадками ксантогенатов тяжелых металлов, является исследование Митрофановых (Митрофанова А.С., Митрофанов С.И. Осветление граней при селективной флотации // Минеральное сырье и его переработка. 1928. № 4. С. 246–255). Авторы полагают, что добавление сульфата меди приводит к замещению атома *Zn* на поверхности сфалерита атомом *Cu*. Замещение происходит вследствие большей растворимости цинковых минералов.

На собирательное действие труднорастворимых олеатов различных металлов при флотации несulfидных минералов указывалось рядом авторов. Результаты флотации свежесажеными, тонкодисперсными осадками олеатов многовалентных металлов практически эквивалентны результатам флотации исходной карбоновой кислоты. В (Богданов О. С., Поднек А. К., Хайнман В. Я., Янис Н.А. Вопросы теории и технологии флотации / Труды института «Механобр», 1959. Л.: «Механобр». Вып. 124. С. 392) приводятся результаты флотации флюорита меченым <sup>14</sup>C осадком тридецилата кальция. Для флотации использовались искусственно полученные осадки различной дисперсности. Расход собирателя эквивалентен 300 г/т тридецилата натрия, расход соснового масла – 40 г/т, Т: Ж = 1:14.

Извлечение 93,8 % получено при использовании раствора тридецилата натрия. Применение в качестве собирателя тонкодисперсного свежесаженого осадка тридецилата кальция практически не изменило извлечение флюорита (92,0 %), в то время как осадок, стоявший несколько часов перед флотацией, показал извлечение 88,2 %. Извлечение заметно снизилось при использовании крупнодисперсных осадков, полученных сливанием концентрированных растворов тридецилата натрия и хлористого кальция. Если без перемешивания извлечение составило 78,1 %, то при перемешивании раствора – 79,2 %.

Предполагается, что осадки солей жирных кислот оказывают гидрофобизирующее действие в результате их адгезии к поверхности извлекаемого минерала либо как результат сорбции анионов жирной кислоты, приводящей к смещению равновесия в сторону дальнейшего растворения осадка.

Собирательное действие этилового ксантогената свинца, образовавшегося в объеме раствора, при флотации галенита исследовалось в (Богданов, Поднек, Хайнман, Янис). Экспериментальные работы показали, что флотация галенита происходит при малых расходах

---

© Кондратьев С.А., 2017

\* Работа выполнена за счет средств гранта РФФИ 15-17-10017.

ксантогената, значительная часть которого может связываться находящимися в растворе ионами свинца. Использование в качестве собирателя продуктов эквимольного взаимодействия  $Pb(CH_3COO)_2$  и этилового ксантогената калия (50 г/т) привело к сравнительному высокому извлечению галенита. Если использование этилового ксантогената калия дало извлечение 91,75 % галенита, то применение тонкодисперсного этилового ксантогената свинца – 75,9 %.

Тонкодисперсный осадок готовился сливанием  $Pb(CH_3COO)_2$  и этилового ксантогената калия – 50 г/т, затем образовавшийся осадок вместе с равновесным раствором переносился в камеру флотомшины. Флотация практически прекращалась при использовании в качестве собирателя грубодисперсного этилового ксантогената свинца, приготовленного сливанием растворов  $Pb(CH_3COO)_2$  и этилового ксантогената калия – 50 г/т. Укрупнение мицелл образовавшегося осадка достигалось длительным перемешиванием. Высокие результаты получены при использовании тонкодисперсного этилового ксантогената свинца, приготовленного добавлением 50 г/т этилового ксантогената калия к водной вытяжке галенита, объемом 160 мл. В этом случае извлечение составило 91–93,5 % и превысило извлечение галенита, полученное в стандартном режиме, – 91,75 %.

Результаты свидетельствуют о высокой собирательной способности продуктов взаимодействия ксантогената с водной вытяжкой минерала. По мнению авторов, связывание ксантогената в жидкой фазе раствора не является непроизводительным расходом собирателя. Из полученных результатов следует, что осадки продуктов взаимодействия солей тяжелых металлов с реагентом обладают собирательными свойствами.

В то же время из практики флотации известно, что присутствие значительного количества растворимых солей, способных связать собиратель, ухудшает флотацию. Авторы (Богданов, Поднек, Янис) утверждают, что снижение показателей флотации при использовании грубодисперсных осадков вызвано коагулирующим действием избытка катионов на образующиеся коллоидные труднорастворимые соединения. В результате укрупнения мицелл осадка снижается его собирательное действие. В работе (Дуденков С. В., Гусаров Р. М., Шубов Л. Я. О некоторых особенностях механизма действия медного купороса во флотации // Обогащение руд. 1975. № 6. С.16–20) отмечается важность последовательности подачи активатора и собирателя. По данным этих авторов, сорбция ксантогената сфалеритом увеличивается, если сульфат меди подается после ксантогената, но при повышении расхода сульфата меди выше определенного значения отмечается ухудшение флотации сфалерита.

Собирательные свойства осадков, представленных продуктами взаимодействия тяжелых металлов с реагентом, могут быть объяснены механизмом работы физически сорбированных форм реагента. Указанные формы при прорыве прослойки могут десорбироваться с минерала и растекаться по поверхности пузырька, увлекая в свое движение жидкость из прослойки. Удаление жидкости из прослойки, являющейся препятствием образованию флотационного контакта, приводит к сокращению времени индукции. Собирательные свойства осадков проявляются только после их закрепления на минеральной поверхности. Поэтому первоначально происходит хемосорбция реагента. Затем на гидрофобный слой выделяются гидрофобные осадки «реагент – металл» по правилу уравнивания полярностей контактирующих сред. Эту последовательность подтвердили эксперименты [Дуденков, Гусаров, Шубов]. Указанные осадки, представленные продуктами нестехиометрического взаимодействия ксантогенатов или карбоновых кислот с солями тяжелых металлов, выполняют функцию удаления жидкости из прослойки и снимают кинетическое ограничение образованию флотационного контакта.

Для доказательства возможности снятия кинетических ограничений образованию флотационного контакта определялась скорость растекания по поверхности воды продуктов нестехиометрического взаимодействия солей металлов с этиловым и бутиловым ксантогенатами.

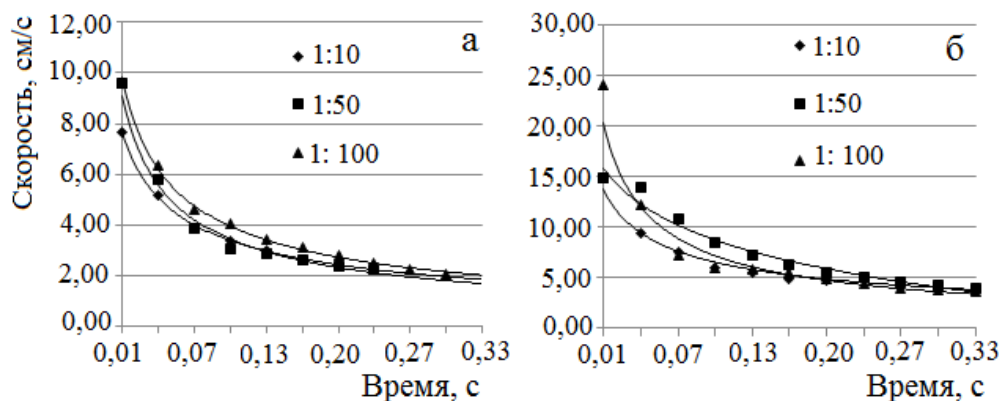


Рис. 1. Скорость растекания продуктов взаимодействия сульфата меди с этиловым (а) и бутиловым (б) ксантогенатом на поверхности воды в зависимости от времени и молярного соотношения сульфат меди : ксантогенат

На рис. 1, а приведена скорость движения фронта растекающейся пленки, сформированной производными формами от взаимодействия сульфата меди с этиловым ксантогенатом, а на рис. 1, б с бутиловым ксантогенатом. Высокие скорости растекания производных форм ксантогенатов подтверждают возможность снятия кинетического ограничения образованию флотационного контакта и указывают на механизм активации ими флотации. Сравнение скоростей растекания производных форм этилового и бутилового ксантогенатов показывает, что продукты реакции последнего имеют большую скорость растекания (рис. 1). Следовательно, его активные по отношению к границе раздела «газ–жидкость» формы могут оказать большее влияние на скорость удаления жидкости из прослойки, что находится в соответствии с практикой флотации. Ухудшение флотации сфалерита при превышении расхода сульфатом меди определенного значения связано с отсутствием химически закрепившегося реагента.

Становится ясным, почему применение в качестве собирателя тонкодисперсного свежесажженного осадка тридецилата кальция привело к незначительному изменению извлечения флюорита (92,0 %). На рис.2 дается скорость растекания пленки олеиновой кислоты и диолеата кальция по поверхности воды при рН 9,5.

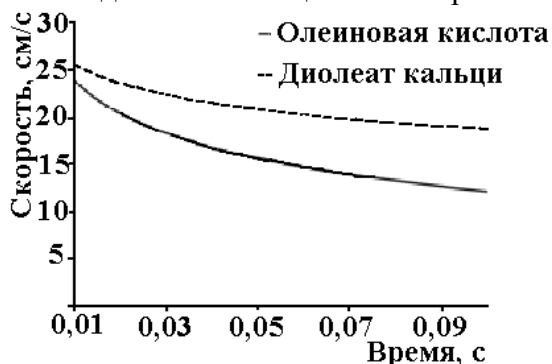


Рис. 2. Скорость растекания пленки олеиновой кислоты и диолеата кальция по поверхности воды; рН 9,5

**Вывод.** Активирующее действие ионов тяжелых металлов связано с образованием производных форм ксантогенатов и карбоксилатов, способных растекаться по границе раздела «газ – жидкость» и снимать ограничение образованию флотационного контакта.

УДК 669.223

**Т.А. Иванова, И.Г. Зимбовский, В.В. Гетман**

Федеральное государственное бюджетное научное учреждение Институт проблем комплексного освоения недр им. акад. Н.В. Мельникова РАН, Москва, Россия

**ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ИЗУЧЕНИЕ ПИРАЗОЛОВ  
ПРИ ФЛОТАЦИИ СЕРЕБРОСОДЕРЖАЩИХ  
СУЛЬФИДНЫХ МИНЕРАЛОВ, ВХОДЯЩИХ В СОСТАВ  
КОМПЛЕКСНЫХ ОЛОВОСОДЕРЖАЩИХ РУД\***

*The article presents the results of the research adsorption new reagents – collectors pyrazoles (DAM) on the surface of galena and particles galena with silver. For research sorption was artificially enriched surface PbS by micro-size Ag carried out using the method of reducing adsorption.*

Руды и отвальные хвосты оловянных месторождений сульфидного промышленного типа Дальнего Востока помимо касситерита часто содержат халькопирит, вольфрамит, шеелит, галенит, сфалерит, висмут и серебро. Существенную часть сульфидов составляют пирит, пирротин и арсенопирит. Одним из способов переработки столь сложных по составу руд является флотационное обогащение. Селективное выделение минеральных фаз всех названных металлов является сложной технологической задачей из-за близости физико-механических и технологических свойств разделяемых минералов.

Современными методами исследований показано селективное действие производных пиразолона (АМД и ДАМ) по отношению к халькопириту, галениту, сфалериту, касситериту, пирротину и пириту, основанное на образовании на поверхности халькопирита, галенита, сфалерита нерастворимых гидрофобных комплексных соединений и невозможности протекания подобного взаимодействия с катионами железа и олова на поверхности пирита, пирротина и касситерита.

Обычно серебро извлекают из комплексных оловянных руд в свинцовые или медные концентраты как попутный компонент. Серебро концентрируется в сплавах свинца, черном свинце, из которого его извлекают добавлением металлического цинка, образующего с серебром нерастворимое в свинце тугоплавкое соединение  $Ag_2Zn_3$ , всплывающее на поверхность свинца в виде легко снимающейся пены. Существенная часть серебра теряется с хвостами переработки оловянных руд.

В настоящей работе рассмотрено сорбционное и флотационное действие реагента ДАМ [4,4-метилен-бис-(1,2-дигидро-1,5-диметил-2-фенил-3-пиразолон)] по отношению к серебру и серебросодержащим сульфидам, в которых серебро является изоморфной примесью и частично присутствует в виде мельчайших зерен серебряных минералов.

Известно, что производные пиразола и пиразолсодержащие сорбенты способны взаимодействовать с серебром и извлекать его из растворов. В работе установлено, что реагент ДАМ способен к образованию комплексных соединений в условиях флотационной пульпы как с ионами серебра, так и с катионами свинца в широком диапазоне рН. Введение в водные растворы дополнительных  $Cl^-$  или роданид ионов ускоряет образование труднорастворимых комплексов в водной среде.

---

© Иванова Т.А., Зимбовский И.Г., Гетман В.В., 2017

\* Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда (проект № 17-17-01292).



Эффективность реагентов при флотации ценных компонентов обычно оценивают на концентратах и продуктах переработки руд. Такой метод исследования является дорогостоящим из-за высокой стоимости проведения анализов на содержание ценного металла в полученных продуктах флотации и недостаточно информативен для получения достоверных сведений о селективности закрепления реагентов на частицах микро- и наноразмеров. Содержание серебра в комплексных оловянных рудах в редких случаях превышает 1 г/т, поэтому для исследования адсорбции нового реагента в работе применяли галенит, искусственно обогащенный серебром. Нанесение серебра на минеральную поверхность тонкодисперсного галенита ( $-0,063+0,043$  мм) осуществляли, помещая измельченный галенит в нейтральный 2%-ный раствор азотнокислого серебра. После перемешивания в полученном растворе, промывания водой и высушивания на воздухе частицы галенита изучали с помощью электронной зондовой микроскопии. Рентгеновскими спектрами на поверхности части зерен были обнаружены участки, на которых в результате восстановительной адсорбции закрепилось серебро, очевидно, в виде тонкой пленки с неявной границей (рисунок, а). После перемешивания полученного серебросодержащего галенита с 1%-ным раствором ДАМ и промывки его водой РЭМ-анализом была визуально обнаружена адсорбция реагента на дефектах минеральных частиц в виде размытых более темных участков поверхности (рисунок, б). Приуроченность адсорбировавшегося реагента преимущественно к выделениям серебра может свидетельствовать о предпочтительном закреплении ДАМ на серебре в избранных условиях эксперимента. Однако ИК-Фурье методом адсорбция ДАМ была обнаружена и на поверхности частиц исходного галенита.

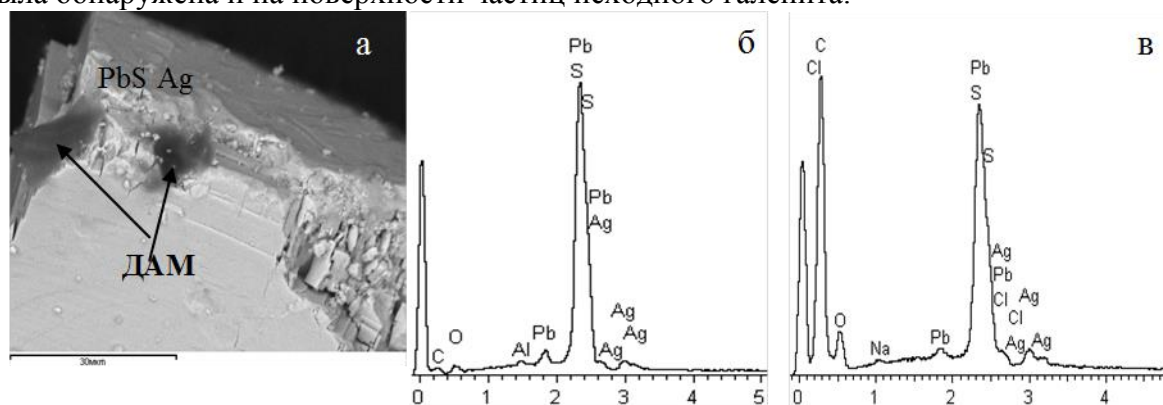


Рисунок 1 – РЭМ-изображение зерна PbS с искусственно нанесенным Ag после обработки раствором реагента ДАМ – а; рентгеновский спектр зерна PbS Ag до – б и после – в обработки раствором реагента ДАМ.

Сравнительные флотационные исследования реагента ДАМ на мономинеральных фракциях природного галенита и галенита, искусственно обогащенного серебром, также свидетельствуют о более сильной собирательной активности ДАМ по отношению к последнему.

Таким образом, с помощью нескольких экспериментальных методов было показано, что при флотационном выделении галенита в сульфидный концентрат, в частности из хвостов гравитации, исследуемый реагент ДАМ способен закрепиться не только на халькопирите, сфалерите и галените, но и на поверхности Ag в виде трудно растворимого соединения, что возможно приведет к снижению потерь попутного полезного компонента в хвосты при флотации комплексных оловосодержащих руд.

УДК 622.765:549.454.2

**И.И. Бакшеева<sup>1,2</sup>, С.А. Кондратьев<sup>1</sup>**

<sup>1</sup> Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела им. Чинакала СО РАН, Новосибирск, Россия

<sup>2</sup> Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Сибирский федеральный университет», Красноярск, Россия, *Irina\_igorevna@mail.ru*

## **ВЛИЯНИЕ ДЛИНЫ УГЛЕВОДОРОДНОГО ФРАГМЕНТА НАСЫЩЕННЫХ ЖИРНЫХ КИСЛОТ НА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ ФЛОТАЦИИ ФЛЮОРИТОВОЙ РУДЫ\***

Плавиновый шпат или флюорит – относится к важнейшим видам минерального сырья, которое находит применение во многих отраслях промышленности и пользуется постоянным возрастающим спросом.

Мировое производство плавинового шпата составило 5,33 млн. тонн (по данным 2008 г.). Крупнейшим производителем шпата является Китай, его доля составила 52 %. На втором месте Мексика – 18 %. Доля Монголии в совокупной структуре выпуска – 7 %, ЮАР – 4 %, России – 4 % и занимает лишь пятое место в структуре мирового производства.

Флотация является основным методом обогащения флюоритовых руд и единственным способом получения высококачественных концентратов, содержащих 95–99 % фтористого кальция, которые необходимы в химической, металлургической и других отраслях промышленности. Силикатно-флюоритовые руды все шире вовлекаются в переработку в результате истощения более богатых легкообогатимых руд.

Возрастающие потребности народного хозяйства в высококачественных сортах флюоритового концентрата, усложнение и непостоянство вещественного состава флюоритовых руд, а также снижение содержания в них фтористого кальция ставят перед горно-обогатительной наукой и производством задачу повышения эффективности флотационного обогащения силикатно-флюоритовых руд.

В качестве собирателей флюорита используют в основном олеиновую кислоту или олеат натрия. Олеиновая кислота и алифатические амины находятся в водных растворах в виде ионов, молекул, ионно-молекулярных ассоциатов. В зависимости от pH олеиновая кислота может существовать в растворе в различных формах: RCOOH, RCOO<sup>-</sup>, (RCOO)<sub>2</sub>H, (RCOO)<sub>2</sub>.

Активными по отношению к границе раздела «газ – жидкость» являются RCOO)<sub>2</sub>H– и RCOOH. Заметная концентрация наиболее активной формы (RCOO)<sub>2</sub>H– находится в диапазоне pH 6–10, а наибольшее ее содержание приходится на область pH 7–8 [1].

Предложено значительное количество, реагентов собирателей, использующихся как совместно с традиционными собирателями, так и самостоятельно, позволяющих сократить расход олеиновой кислоты и повысить технологические показатели. Однако многие из них имеют сложный и непостоянный состав, высокую стоимость, проблемы с производством и поставками и не обеспечивают высокую массовую долю флюорита в концентрате.

Цель работы – провести исследования по изучению собирательной способности жирных кислот с различной длиной углеводородного радикала.

Объектом исследований является флюоритовая руда Нижне-Березовского месторождения, которое находится в Балахтинском районе Красноярского края.

Пробоподготовка осуществлялась в 2 стадии – на первой стадии дробления использовалась щековая дробилка ШДС-170х250 с размером щели 170 мм, на второй стадии – щековая дробилка ДЩ 100×200, разгрузочная щель которой регулируется в диапазоне 0–30 мм.

Для лабораторных исследований была отобрана проба общей массой 100 кг с доведением ее до крупности –1,5+0 мм на валковой дробилке.

Ситовая характеристика дробленной руды класса –1,5 +0 представлена в табл. 1.

Таблица 1

Ситовая характеристика дробленной руды класса -1,5+0 мм

Класс, мм	Выход, %	Содержание CaF <sub>2</sub> , %
–1,5 +0,6	48,5	25,7
–0,6+0,2	36,5	39,4
–0,2+0,074	7,3	41,8
–0,074+0,044	0,2	36,3
–0,044	7,5	29,4
ИТОГО	100,0	31,8

Из результатов исследования гранулометрического состава флюоритовой руды (табл. 1), следует, что флюорит распределяется по классам крупности неравномерно, крупные классы обладают повышенным содержанием, что свидетельствует об избирательном его дроблении на стадии рудоподготовки.

Предыдущими исследованиями (Марченко А.А., Зашихин А.В., Воскресенская Е.Н., Южанников А.Ю. Разработка технологии обогащения флюоритовых руд Нижне-Березовского месторождения (Красноярский край) // Успех современного естествознания. 2016. № 1. С. 20–25) был определен химический состав исследуемой пробы руды.

Результаты химического анализа представлены в табл. 2.

Таблица 2

Химический состав флюоритовой руды Нижне-Березовского месторождения

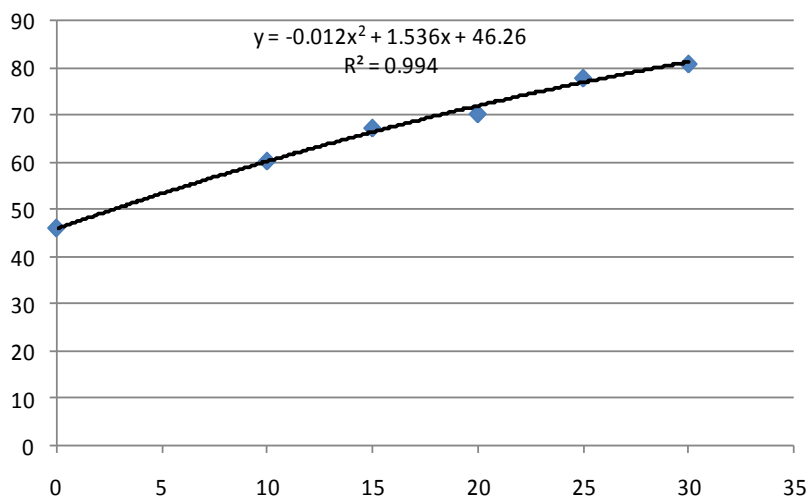
Наименование соединения	Массовая доля, %
Фтористый кальций	31,8
Углекислый кальций	2,3
Диоксид кремния	46,8
Фосфор	0,03
Оксид алюминия	8,5
Сера общая	0,1

По результатам данных химического анализа можно сделать вывод, что промышленную ценность представляет только флюорит.

Минералогические исследования, проведенные на искусственных аншлифах в отраженном свете микроскопа, показали, что исследуемая руда характеризуется силикатно-флюоритовым составом и представлена обломками вмещающих преимущественно полевошпатовых пород и флюорита.

В качестве примесей присутствуют кварц, глинистые минералы, слюды, оксиды и гидроксиды железа, карбонаты.

Перед флотацией были выполнены исследования по кинетике измельчения исследуемой пробы в шаровой мельнице при следующих условиях: Т:Ж:Ш = 1:0,5:8, масса исходной руды 300 г. Кинетика измельчения исследованной исходной пробы флюоритовой руды показана на рисунке.



*Рисунок.. Кинетика  
измельчения исходной пробы  
Флюоритовой руды  
Нижне-Березовского  
месторождения*

Анализ рисунка 1 показывает, что время измельчения руды до необходимой крупности – 70 % класса –0,071 мм – составляет 20 мин.

Обогащение осуществлялось в лабораторных машинах механического типа с вместимостью камер 0,75 л. по селективной схеме при крупности руды 70 % кл. –0,074 мм. Флотацию реализовали в одну операцию с получением пенного (CaF<sub>2</sub>) и камерного продуктов. При флотации использовали следующие реагенты:

- регулятор среды – сода каустическая;
- модификатор – жидкое стекло;
- собиратель (виды и расходы варьировались) – Олеиновая кислота при расходе 600–1800 г/т, декановая кислота при расходе 1000–5000 г/т, додекановая кислота 600–1200 г/т, октановая кислота 1000–5000 г/т, гексановая кислота 1000–5000 г/т.

Анализ продуктов обогащения осуществлялся с помощью рентгенофлуоресцентного спектрометра ARL Optim'X.

В табл. 3 приведены результаты обогащения флюоритовой руды в зависимости от условий флотации.

Установлено, что при флотации флюоритовой руды с использованием в качестве собирателя олеиновой кислоты (800 г/т) содержание CaF<sub>2</sub> в пенном продукте составляет 65,8 %, извлечение в пенный продукт CaF<sub>2</sub> –97,4 %, дальнейшее увеличение расхода сопровождается существенным снижением извлечения CaF<sub>2</sub> в пенный продукт.

Результаты флотации флюоритовой руды с декановой и додекановой кислотами показали, что для достижения аналогичных показателей требуются повышенные расходы. При флотации с октановой и гексановой кислотой получили низкие показатели обогащения.

Планируется, что в ближайшее время будут поставлены опыты по десорбции физической формы и осуществлена оценка извлечения фтористого кальция за счет одной формы сорбции реагента – химической.

Полученные результаты позволяют оценить роль физической формы сорбции реагентов-собирателей при флотации флюоритовой руды.

Таблица 3

## Результаты исследований

Продукт	Выход, $\gamma$ , %	Содержание $\text{CaF}_2$ , $\beta$ , %	Извлечение $\text{CaF}_2$ , $\epsilon$ , %	Условия флотации
Пенный	38.1	65.8	97.4	$\text{Na}_2\text{CO}_3$ до pH 8; $\text{Na}_2\text{SiO}_3$ – 200 г/т; олеиновая кислота – 800 г/т
Камерный	61.9	1.1	2.6	
Исходный	100	25.75	100	
Пенный	47.2	54.85	97.1	$\text{Na}_2\text{CO}_3$ до pH 8; $\text{Na}_2\text{SiO}_3$ – 200 г/т; декановая к-та $\text{C}_{10}\text{H}_{20}\text{O}_2$ – 3000 г/т
Камерный	52.8	1.45	2.9	
Исходный	100	26.65	100	
Пенный	37.01	44.74	62	$\text{Na}_2\text{CO}_3$ до pH 8; $\text{Na}_2\text{SiO}_3$ – 200 г/т; додекановая к-та $\text{C}_{12}\text{H}_{24}\text{O}_2$ – 800 г/т
Камерный	62.99	16.14	38	
Исходный	100	26.72	100	
Пенный	22.73	35.51	28	$\text{Na}_2\text{CO}_3$ до pH 8; $\text{Na}_2\text{SiO}_3$ – 200 г/т; октановая к-та $\text{C}_{12}\text{H}_{24}\text{O}_2$ – 5000 г/т
Камерный	77.27	26.81	72	
Исходный	100	28.79	100	
Пенный	17.22	25.01	14.1	$\text{Na}_2\text{CO}_3$ до pH 8; $\text{Na}_2\text{SiO}_3$ – 200 г/т; гексановая к-та $\text{C}_6\text{H}_{12}\text{O}_2$ – 2000 г/т
Камерный	82.78	31.82	85.9	
Исходный	100	30.65	100	

УДК 622.765:54-414

**Е.А. Бурдакова<sup>1,2</sup>, С.А. Кондратьев<sup>1</sup>**<sup>1</sup> Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела им. Чинакала СО РАН, Новосибирск, Россия, [kate-groo@yandex.ru](mailto:kate-groo@yandex.ru)<sup>2</sup> Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Сибирский федеральный университет», Красноярск, Россия

**ВКЛАД ФИЗИЧЕСКОЙ ФОРМЫ СОРБЦИИ РЕАГЕНТОВ-СОБИРАТЕЛЕЙ  
В ОБРАЗОВАНИЕ ФЛОТОКОМПЛЕКСА  
ПРИМЕНИТЕЛЬНО К СУЛЬФИДНЫМ РУДАМ\***

*Research work is carried out to study the role of physical adsorption of reagents sulfhydryl collectors in the flotation process of formation of the complex. The response function is proposed to make the recovery of lead in froth flotation of ore by selective scheme (with depression of sphalerite). It was found that the flotation butyl xanthate at a flow rate of 100 g/t it is possible to extract about 70 % of lead, while removing the physically sorbed reagent can be obtained only 14.2 percent.*

В практике сульфидной флотации наибольшее распространение получил бутиловый ксантогенат и его гомологи. Однако существование сульфгидрильного собирателя в пульпе не ограничено одной формой, известны его производные: ион  $\text{ROCSS}^-$ , диксантогенид  $(\text{ROCSS})_2$ , ксантогеновая кислота  $\text{ROCSSH}$  и другие.

© Бурдакова Е.А., Кондратьев С.А., 2017

\* Исследования выполнены в рамках проекта РНФ (№ 15-17-10017).

Идея работы заключается в изучении собирательной силы ДС-форм реагента, активных по отношению к границе раздела «газ – жидкость». Под ДС-формами реагента понимается способность некоторых форм реагента, сорбированных минералом, переходить на границу раздела «газ-жидкость» в момент прорыва прослойки, разделяющей частицу и пузырек газа. Ранее были выполнены эксперименты, показавшие возможность перехода ДС-форм реагента с поверхности галенита на границу раздела «газ – жидкость». Определена скорость растекания ДС-форм реагента по поверхности воды, величина которой достигала 30 см/с. Была дана численная оценка силы ДС-форм ксантогенатов: этилового и бутилового, полученных при нестехиометрическом соотношении различных ксантогенатов по отношению к окислителям (солям тяжелых металлов,  $KI_3$ ) со значительным избытком по мольности первого. Под силой реагента понимали меру воздействия ДС-форм реагента на жидкость в прослойке растекающимися производными формами реагента. Так, например, величина силового воздействия ДС-форм бутилового ксантогената (БКК) на прослойку воды в момент времени  $1 \cdot 10^{-5}$  с от момента начала движения фронта пленки составила  $1,72 \cdot 10^{-5}$  Н, расход жидкости  $5,37 \cdot 10^{-14}$  м<sup>3</sup>/с, для этилового эти значения существенно меньше  $3,30 \cdot 10^{-6}$  Н, расход жидкости  $1,63 \cdot 10^{-14}$  м<sup>3</sup>/с, что хорошо согласуется с его меньшей собирательной силой (Кондратьев С.А., Бурдакова Е.А., 2016).

Методом фотонно-корреляционной спектроскопии (или DLS-методом) в совокупности с проведенными исследованиями УФ-спектрофотометрией было обнаружено, что под ДС-формами следует понимать капли маслянистого диксантогенида, стабилизированные анионами ксантогената, или  $x(ROCSS)_2 \cdot y(ROCSS^-)$ . Также отмечено, что в зависимости от длины углеводородного радикала используемого ксантогената и его исходной концентрации, гидродинамическая крупность ассоциатов варьирует от 100 до 250 нм.

В настоящее время основным направлением работы является определение извлечения сульфидов ряда металлов в пенные продукты ксантогенатами с различной длиной углеводородного фрагмента. Другим направлением работы является определение вклада физической формы сорбции в образование флотационного комплекса, что планируется оценивать численно на основе извлечения свинца в пенные продукты при выполнении флотации с физической формой сорбции и без нее.

Объектом исследований является руда Горевского свинцово-цинкового месторождения. Основными рудными минералами являются: свинцовые – в основном галенит, в незначительном количестве – церуссит, англезит и плюмбоэрозит; цинковые – сфалерит, в незначительном количестве марматит.

Руда месторождения содержит серебро и кадмий. Нерудные минералы представлены кварцем, доломитом, кальцитом и в меньшем количестве хлоритом и серицитом. Вкрапленность минералов в руде различная, наряду со средней, значительная часть рудных минералов находится в весьма тонком сростании с вмещающей породой и между собой. Подробно минералогический анализ Горевской руды изложен в (Кондратьева А.А., Брагин В.И., Бурдакова Е.А. и др., 2013). Примерный химический состав усредненной пробы, поступающей на фабрику: Pb – 6,5 %, Zn – 6,2 %, S – 4,27 %, SiO<sub>2</sub> – 38,62 %, TiO<sub>2</sub> – 0,12 %, FeO – 20,73 %, Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> – 1,7 %, CaO – 1,40 %, CO<sub>2</sub> – 13,3 %, MnO – 1,55 %, остальные (MgO, P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, K<sub>2</sub>O, Na<sub>2</sub>O) < 1 %.

Обогащение осуществлялось в лабораторных машинах механического типа с вместимостью камер 0,75 л. по селективной схеме при крупности руды 85 % кл. – 0,074 мм. Флотацию реализовали в одну операцию с получением пенного (свинцового) и камерного продуктов. В измельчение дозировали сернистый натрий при расходе 300 г/т, перед флотацией также осуществлялось кондиционирование с депрессором сфалерита цинкатом натрия при расходе 1500 г/т, ксантогенатом при различном его расходе, вспенивателем Flotanol при

расходе 10 г/т. Расход для всех испытанных ксантогенатов (этиловый, бутиловый, амиловый) варьировали в пределах 20–200 г/т. Анализ продуктов обогащения осуществлялся с помощью энергодисперсионного рентгенофлуоресцентного спектрометра ARL QuanT'X. Установлено, что наибольший индекс селективности процесса свинцовой флотации (суммарное извлечение свинца в пенный и цинка в камерные продукты) при кондиционировании с бутилксантогенатом наблюдается при минимальном его расходе (в так называемом «голодном режиме», 20 г/т). Установлено, что максимальное извлечение свинца в свинцовый продукт ~70 % удается получить при расходе 100 г/т, дальнейшее увеличение расхода не сопровождается существенным приростом извлечения.

В сравнении с бутиловым ксантогенатом, 70%-ное извлечение Pb в свинцовый продукт этиловый ксантогенат обеспечивает при расходе не менее 200 г/т, при одинаковом выходе пенного продукта (~20 %).

В экспериментах с амиловым ксантогенатом получены наиболее скромные результаты: при максимальном расходе 200 г/т выход пенного продукта составил ~16 %, извлечение в пенный продукт 47 % при степени концентрации 4. Далее осуществлялись исследования (рисунок) по десорбции физической формы и оценка извлечения свинца за счет одной формы сорбции реагента – химической.

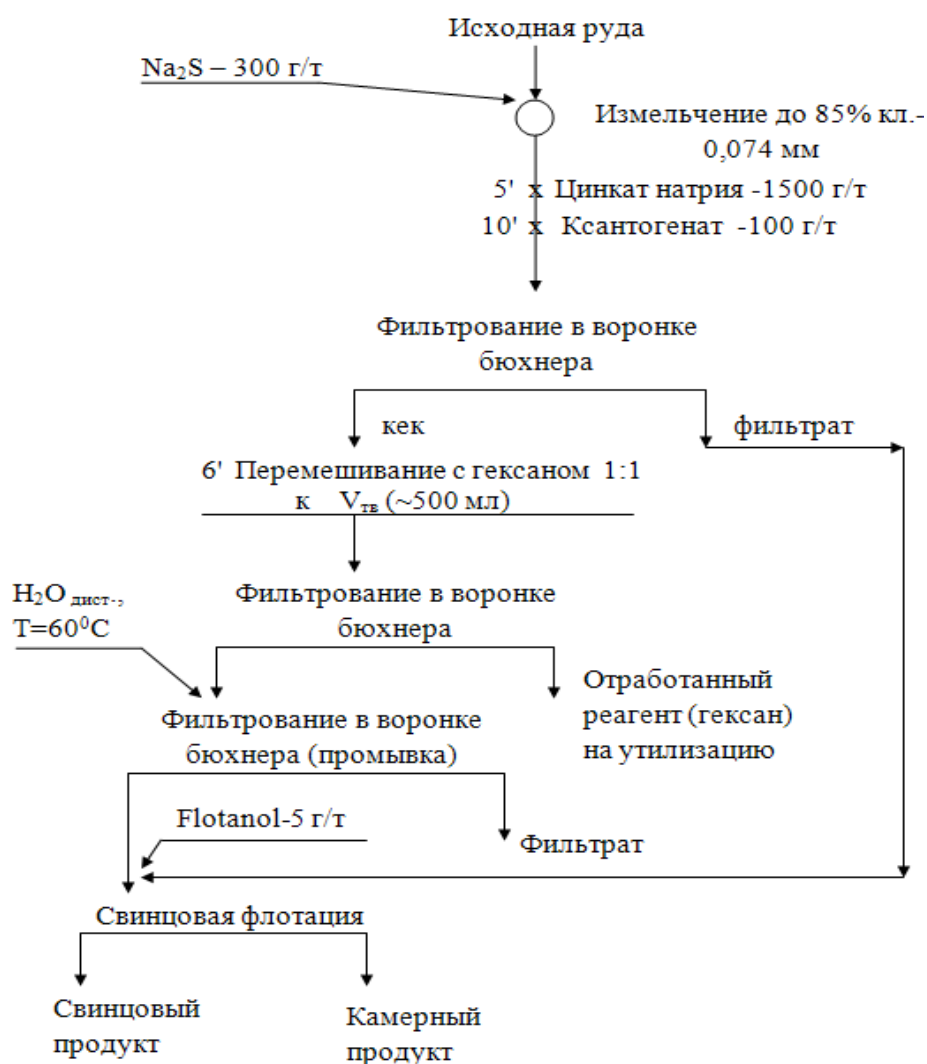


Рис. 1. Схема обработки пробы свинцово-цинковой руды перед флотацией

В процессе исследований для экстракции диксантогената с минеральной поверхности использовался гексан С<sub>6</sub>Н<sub>14</sub> (Кузнецова И.Н., Шрадер Э.А., Вигдергауз В.Е., 2009).

Определено, что в результате обработки измельченной руды бутиловым ксантогенатом (100 г/т) и последующей десорбции физической формы сорбции несколько уменьшается выход пенного продукта (с 20 до 13,5 %), а извлечение свинца в пенный продукт снижается до 30,37 %, при этом достигнутая степень концентрации < 3.

В таблице приведены показатели обогащения свинцово-цинковой руды в зависимости от условий флотации (с физической формой сорбции и без нее).

Таблица

Результаты исследований (с применением БКК)

Продукт	Выход, γ, %	Содержание, β, %		Извлечение, ε, %		Условия флотации
		Pb	Zn	Pb	Zn	
Пенный	21,1	20,7	19,74	70,48	69,77	Флотация с БКК (100 г/т)
Камерный	78,9	2,32	2,29	29,52	30,23	
Исходный	100	6,2	5,97	100,0	100,0	
Пенный	13,5	13,95	6,27	30,37	14,18	Флотация с БКК (100 г/т), удаление диксантогената
Камерный	86,5	4,99	5,92	69,63	85,82	
Исходный	100,0	6,2	5,97	100,0	100,0	

Планируется, что в ближайшее время аналогичные результаты будут получены для этилового и амилового ксантогенатов, что позволит комплексно оценить роль физической формы сорбции реагентов-собираателей при флотации сульфидной полиметаллической руды.

УДК 922.765:66.081

**Д.В. Семьянова**

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела им. Н.А. Чинакала Сибирского отделения РАН, Новосибирск, Россия, *d.semjanova@yandex.ru*

## РОЛЬ ФИЗИЧЕСКОЙ ФОРМЫ СОРБЦИИ КАРБОНОВЫХ КИСЛОТ ВО ФЛОТАЦИОННОМ ПРОЦЕССЕ\*

*This paper discusses the results confirming participation of physical sorption forms of collector in flotation contact. The experimental data the possibility of spreading of carboxylic acids on gas-liquid interface and the rate of spreading its homolog are determined.*

В ряде работ показано, что сорбционное покрытие состоит из нескольких слоев. Нижний слой представлен химически закрепившимся реагентом (Sivamohan R., de Donato P., Cases J. M., 1990). Указанный слой хорошо организован и плотно упакован благодаря взаимодействию углеводородных цепей. Он придает минеральной поверхности сильную гидрофобность (Mielczarski J.A., Cases J.M., Bouquet E., Barres O., Delon J.F., 1993). Верхний слой формируется

© Семьянова Д.В., 2017

\* Работа выполнена за счет средств гранта РНФ № 15-17-10017.



только на минеральной поверхности, покрытой химически или физически сорбированным реагентом. Этот слой не придает дополнительной гидрофобности, слабо связан с минералом и легко десорбируется органическим растворителем или ультразвуковой обработкой суспензии. Он представлен олеатами кальция, натрия и нейтральными молекулами карбоновой кислоты (Hu J.S, Misra M., Miller J.D., 1986).

В (Богданов О.С., Поднек А.К., Хайнман В.Я., Янис Н.А., 1959) был проведен эксперимент по исследованию собирательного действия труднорастворимых солей жирных кислот. Установлено, что извлечение, полученное при использовании в качестве реагента-собирателя тонкодисперсного свежесажженного осадка тридецилата кальция (92,0 %), близко к показателю извлечения, полученного при использовании раствора тридецилата натрия (93,8 %). Авторы полагают, что осадки солей жирных кислот оказывают гидрофобизирующее воздействие на поверхность минерала.

Авторы (K.I. Marinakis, H.L. Shergold, 1985) исследовали взаимодействие олеиновой кислоты с флюоритом, кальцитом и баритом. Показана возможность влияния осажженного на поверхности минерала олеата кальция на флотацию.

А.А. Абрамовым выдвинута гипотеза о необходимости наличия на поверхности минерала химически и физически сорбированного реагента для обеспечения высоких показателей флотации.

Механизм влияния физической формы сорбции на флотационный процесс предложен С.А. Кондратьевым. Физическая легко десорбируемая форма (ДС-форма) реагента-собирателя закрепляется на предварительно гидрофобизированной минеральной поверхности. При образовании флотационного комплекса и прорыве прослойки жидкости, заключенной между минеральной частицей и пузырьком воздуха, она переходит на границу «газ-жидкость». ДС-форма собирателя растекается по поверхности пузырька воздуха, захватывает в свое движение жидкость, находящуюся в прослойке. Таким образом указанная форма способствует более быстрому удалению прослойки жидкости, разделяющей объекты взаимодействия, что уменьшает время индукции.

Цель работы: а) определение значения для флотации физической формы сорбции реагента; б) экспериментальное подтверждение способности растекания карбоновых кислот по границе раздела «газ – жидкость» для выполнения функции удаления прослойки жидкости.

В контрольном и экспериментальном флотационных опытах использовалась флюоритовая руда Ярославского горно-обогатительного комбината. Флотация флюоритовой руды выполнялась в лабораторной флотационной машине ФМП-Л1 объемом 0,75 л. Крупность флотируемого материала: –44 мкм 88 %. Декановая кислота с расходом 4000 г/т применялась как флотационный реагент-собиратель. В качестве депрессора кальцита использовалось жидкое стекло, его расход составил 1500 г/т. Для пенообразования использовался реагент Т-80. Удаление физической формы сорбции кислот с минеральной поверхности выполнялось с применением этилового спирта. Расход спирта составил 200 мл на 200 г руды.

С целью определения значения для флотации физически сорбируемых форм реагентов были выполнены эксперименты по флотации флюорита декановой кислотой: по стандартной схеме (при наличии физической и химической форм сорбции) и опытной схеме (с удалением физической формы сорбции). Удаление физической формы сорбции реагента с минеральной поверхности предусматривалось двумя методами: отмывкой спиртом и обработкой суспензии ультразвуком. По обеим схемам длительность агитации руды с собирателем 15 мин, время флотации 16 мин. В опытной схеме после агитации с реагентом проводилась декантация руды и промывка твердого остатка спиртом. *pH* пульпы во время флотации 7,5.

По второму варианту выполнения опытной схемы удаление физической формы сорбции осуществлялось ультразвуком. После агитации руды с реагентом суспензия обрабатывалась

ультразвуком в течение 1 минуты, затем проводилось декантирование. К твердому осадку доливалась вода до требуемого для флотации объема (0,75 л) и проводилась флотация в течение 16 минут. В таблице представлены результаты флотации по стандартной схеме, с отмывкой физической формы сорбции реагента спиртом и с обработкой ультразвуком.

Таблица

Показатели флотации флюорита декановой кислотой без промывки материала после агитации с реагентом, с промывкой спиртом после агитации и с обработкой ультразвуком

Наименование продукта	Выход $\gamma$ , %	Содержание $CaF_2$ , %	Извлечение $CaF_2$ , %
Стандартная флотация			
Пенный пр-т	47,5	41,43	81,1
Камерный пр-т	52,5	8,75	18,9
Итого	100	24,27	100
Промывка материала спиртом после агитации с реагентом			
Пенный пр-т	31,6	35,16	42,5
Камерный пр-т	68,4	21,98	57,5
Итого	100	26,15	100
Обработка суспензии ультразвуком, декантация и промывка водой			
Пенный пр-т	28,4	39,4	43,2
Камерный пр-т	71,6	20,61	56,8
Итого	100	25,96	100

Таким образом, показано, что ДС-формы реагента выполняют определенную функцию в образовании флотационного контакта и их отсутствие в сорбционном слое приводит к значительному ухудшению показателей флотации: извлечение снижается с 81,1 до 42,5–43,2 %.

На установке определялась скорость растекания карбоновых кислот по поверхности воды. Скорость растекания карбоновых кислот определялась для двух значений  $pH$  воды в кювете: 7 (рисунок, а) и 10 (рисунок, б).

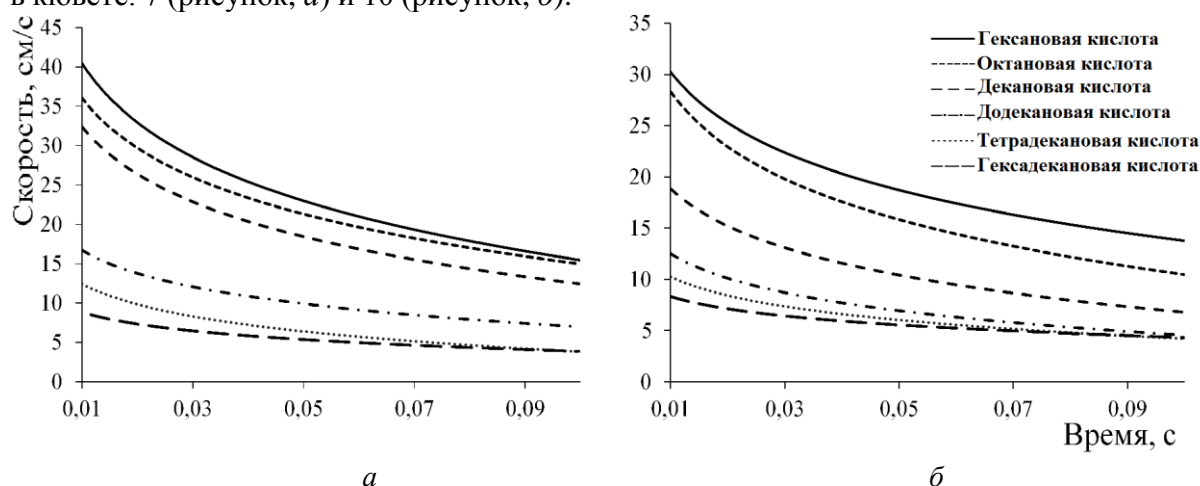


Рисунок. Скорость растекания пленки карбоновых кислот по поверхности воды в зависимости от времени: а –  $pH = 7,0$ ; б –  $pH = 10$

Согласно полученным экспериментальным данным, извлечение флюорита с одной формой сорбции собирателя (химической) существенно отличается от извлечения флюорита,

содержащего обе формы сорбции реагента (химическая и физическая, закрепившаяся по гидрофобному механизму). Следовательно, для высоких показателей флотации необходимо присутствие на минеральной поверхности физической и химической форм сорбции реагента.

Результаты по определению скорости растекания карбоновых кислот подтверждают активность их форм на границе раздела «газ – жидкость». ДС-форма декановой кислоты обладает высокой скоростью и может оказать влияние на быстрое удаление жидкости из прослойки.

**Вывод.** Показано значение присутствия на поверхности минерала физической формы сорбции для обеспечения высоких показателей флотации. Установлена способность растекания карбоновых кислот по границе раздела «газ-жидкость», что подтверждает возможность их участия в удалении прослойки жидкости.

УДК 622.765:544.4

**А.А. Каюмов, В.А. Игнаткина, В.А. Бочаров**

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Национальный исследовательский технологический университет "МИСиС"», Москва, Россия, woda@mail.ru, maliaby\_92@mail.ru

### **ИЗУЧЕНИЕ КИНЕТИКИ ФЛОТАЦИИ ТЕННАНТИТА ПРИ РАЗНЫХ РЕАГЕНТНЫХ РЕЖИМАХ ФЛОТАЦИИ\***

*The study's results of flotation kinetics monomineral fraction of tennantite with using a variety of sulfhydryl collectors – butKx & DTP, type modifiers – NaOH & Ca(OH)<sub>2</sub> are shown.*

Колчеданные медно-цинковые руды Уральского региона относятся к наиболее трудным объектам обогащения. Медь является стратегическим сырьем, уровень потребления которой служит показателем производственно-технического потенциала страны.

Отличительными особенностями этих руд являются: сложные и непостоянные фазовый и минеральный составы; неравномерная вкрапленность полезных минералов от крупнозернистых мономинеральных фракций до тонкодисперсных и наноразмерных рудных зерен при тесном их срастании друг с другом, с сульфидами железа и породными минералами; близостью флотационных свойств разделяемых минералов, что при высокой доле сульфидов железа по отношению к сульфидам меди приводит к снижению технологических показателей флотации сульфидов меди.

Теннантит (Cu<sub>12</sub>AsS<sub>13</sub>) является сложным мышьяково-сурьмянистым представителем сульфосолей меди и присутствует в колчеданных медно-цинковых рудах Уральского региона. Содержание меди в теннантите выше, чем в халькопирите, и составляет в среднем 41–48 %.

Цель исследований – изучить флотационные свойства и кинетику флотации мономинеральной фракции теннантита с использованием БутКх и ДТФ при разных значениях pH, создаваемых регуляторами среды – H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>, NaOH и Ca(OH)<sub>2</sub>.

В исследованиях применены: метод беспенной флотации в трубке Халлимонта емкостью 50 мл; пенная флотация в механической флотационной машине объемом камеры 100 мл, отношение Т:Ж – 1:20.

---

© Каюмов А.А., Игнаткина В.А., Бочаров В.А., 2017

\* Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда (проект № 14-17-00393).

При пенной и беспенной флотации были использованы такие собиратели, как бутиловый ксантогенат (БутКх), диизобутиловый дитиофосфат (ДТФ).

При флотации кислая среды создавалась серной кислотой, а щелочная и высокощелочная – гидроксидом натрия (NaOH) и известковым молоком (Ca(OH)<sub>2</sub>).

Крупность мономинеральной фракции теннантита для беспенной флотации -44+10 мкм, а для пенной флотации -74+44 мкм. Элементный (РФА) и фазовый (ПРД) анализы показали, что фазе теннантита соответствует более 89 %; присутствуют фазы пирита, тетраэдрита.

На рис. 1 приведена принципиальная схема по исследованию кинетики флотации теннантита с использованием БутКх и ДТФ при разных значениях рН среды и регуляторов среды (а) и элементный состав теннантита Уральского региона (б).



Рис. 1. Принципиальная схема проведения флотационных опытов (а) и элементный состав мономинеральной фракции теннантита (б)

Проведенные исследования в условиях беспенной флотации показали, что флотируемость образцов специально подготовленного теннантита (с NaOH обр.) для удаления сульфоксидных соединений с поверхности минерала при разных концентрациях бутилового ксантогената в нейтральных средах ниже в среднем на 10–12 % в сравнении с образцом без специальной обработки (рис. 2, а).

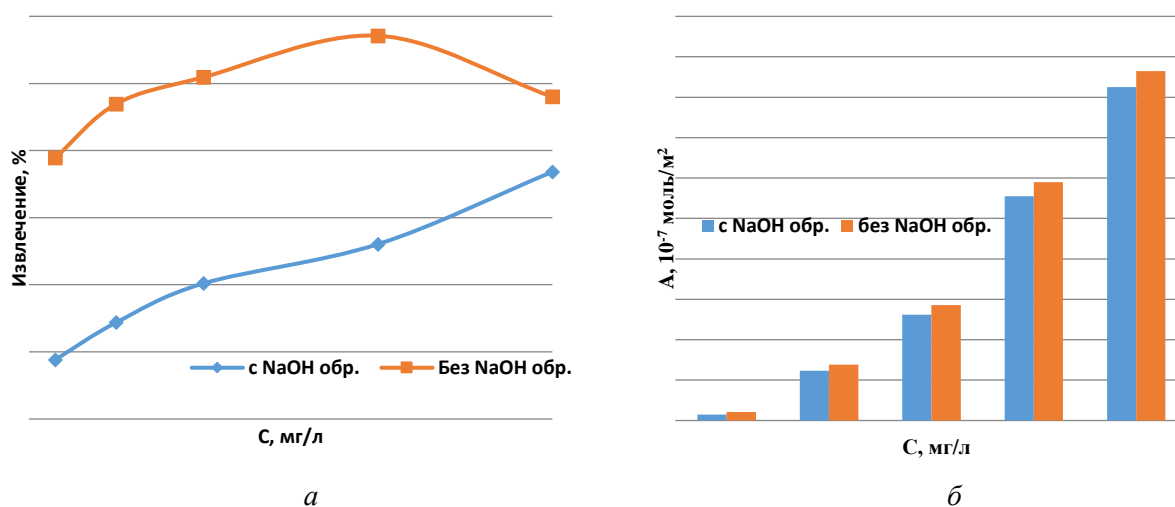


Рис. 2. Флотоактивность теннантита со специальной обработкой и без (а) и абсолютная адсорбция собирателя в условиях беспенной флотации при разных концентрациях БутКх (рН 7 NaOH), С 10<sup>-4</sup> М (б)

Увеличение концентрации бутилового ксантогената согласуется с ростом показателей абсолютной адсорбции собирателя на теннантите.

Наибольшее извлечение наблюдается при концентрации БутКх 20 мг/л и составляет более 20 %, а дальнейшее увеличение концентрации собирателя приводит к уменьшению извлечения. Наши исследования показали, что продолжительность перемешивания с теннантитом должна быть длительнее, чем для бутилового ксантогената, – 10 мин против 5 мин. В работе (Каюмов А.А., Игнаткина В.А., Бочаров В.А. Исследование флотационных свойств мономинеральных фракций сульфидов цветных металлов с использованием различных сульфгидрильных собирателей с разной молекулярной структурой // ГИАБ. № 11. 2016. С. 226–237) также указано время перемешивания 10 мин.

На рис. 3 представлены результаты изучения флотоактивности теннантита с применением БутКх с разной продолжительностью аэрации воздухом при  $\text{pH} = 8$  ( $\text{NaOH}$  и  $\text{Ca}(\text{OH})_2$ ) (а) и в диапазоне  $\text{pH}$  с применением БутКх и ДТФ (б).

Для изучения скорости флотации сульфида по результатам серий опытов были построены кинетические кривые и определены коэффициенты скорости флотации Белогазова как тангенс угла наклона прямолинейного участка кинетической кривой в координатах  $\ln(1/(1-t)) = f(t)$ .

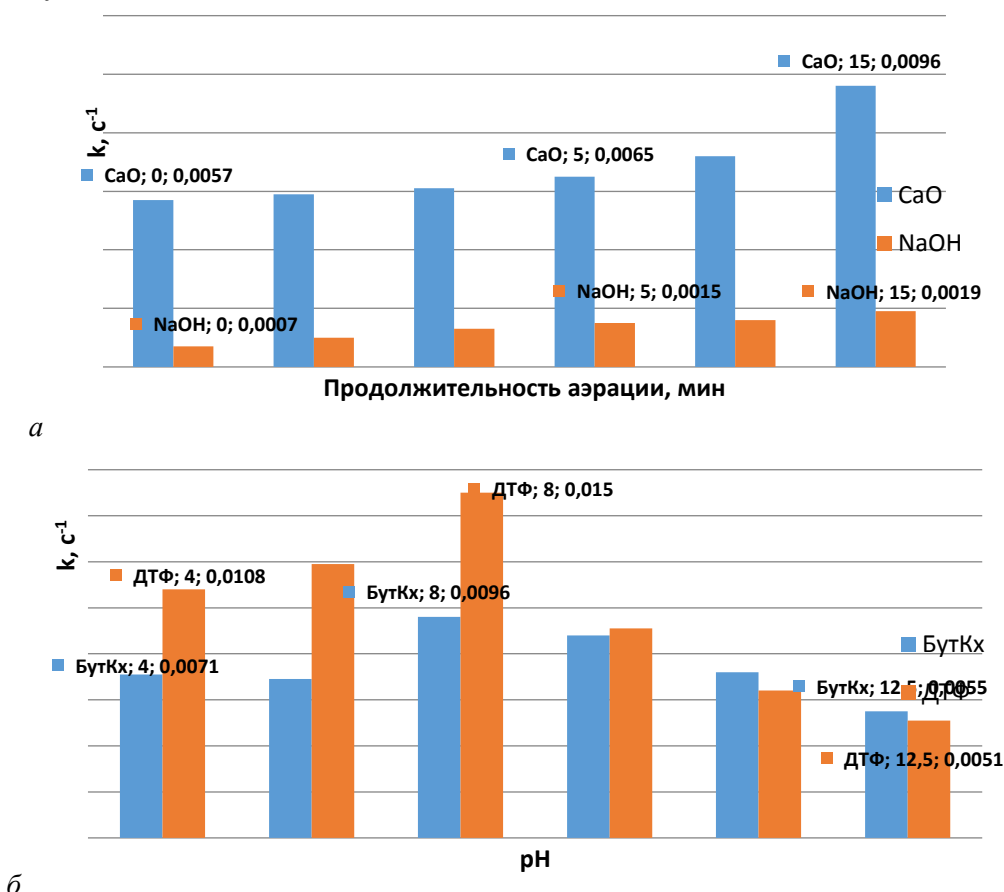


Рис. 3. Зависимость константы скорости флотации теннантита от продолжительности аэрации при  $\text{pH} = 8$  ( $\text{NaOH}$ ),  $\text{Ca}(\text{OH})_2$  (а) и в диапазоне  $\text{pH}$   $\text{Ca}(\text{OH})_2$  при использовании БутКх и ДТФ (б)

Как видно из рис. 3, а, константа скорости флотации существенно выше в известковой среде при продолжительности аэрации 15 мин.

Установлено, что наибольшее значение константы скорости флотации теннантита при продолжительности аэрации 15 мин наблюдается при  $\text{pH} = 8$   $\text{Ca}(\text{OH})_2$  с применением ДТФ и составляет  $0,015 \text{ с}^{-1}$ , дальнейшее увеличение щелочности среды приводит к уменьшению значений константы скорости флотации как для БутКх, так и для ДТФ (рис. 3, б).

Таким образом, активная флотация теннантита зависит от значений  $\text{pH}$  среды, типа регулятора среды – гидроксида натрия или извести, от состояния поверхности сульфида и применяемых собирателей.

УДК 669.213

**А.И. Богудлова<sup>1</sup>, Г.И. Войлошников<sup>1</sup>, Т.Н. Матвеева<sup>2</sup>**

<sup>1</sup>Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов (АО «Иргиредмет»), Иркутск, Россия, [lab1@irgiredmet.ru](mailto:lab1@irgiredmet.ru)

<sup>2</sup>Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр им. акад. Н.В. Мельникова РАН, Москва, Россия, [tmatveyeva@mail.ru](mailto:tmatveyeva@mail.ru)

### **ФЛОТАЦИЯ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ СУЛЬФИДНОЙ РУДЫ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ЧАСТИЧНО ОКИСЛЕННОГО БУТИЛОВОГО КСАНТОГЕНАТА КАЛИЯ**

*The study shows the applicability of potassium butyl xanthate, partially oxidized by copper sulphate, to improve recovery of Au from gold-bearing sulphide ore.*

Флотация является основным способом концентрирования благородного металла при обогащении золотосодержащих руд, в которых золото тонко ассоциировано с сульфидами и не освобождается от сростков с ними даже при тонком измельчении. При этом золото, связанное с сульфидами железа (пиритом, арсенопиритом), извлекается флотацией в сульфидный концентрат с применением сульфгидрильных собирателей.

Как известно, максимальная флотируемость сульфидов железа наблюдается в случае одновременного нахождения на их поверхности как ксантогената, так и диксантогенида.

С целью повышения эффективности флотационного обогащения упорной золотосодержащей руды предложена замена бутилового ксантогената калия на частично окисленный, представляющий собой смесь ксантогената и диксантогенида.

Окисление ксантогената до диксантогенида возможно в результате электрохимической обработки раствора ксантогената, путем каталитического окисления раствора ксантогената, а также химическими методами.

Диксантогенид, полученный в результате реакции окисления в водной среде, представляет собой тонкодисперсную эмульсию, которая хорошо смешивается с водой в любых соотношениях и легко дозируется во флотационную пульпу.

Для получения собирателя, включающего в своем составе и ксантогенат, и диксантогенид, предложено частичное окисление раствора БКК раствором сернокислой меди ( $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ ).

Взаимодействие ксантогената калия с сернокислой солью окиси меди описывается следующим уравнением:



При взаимодействии меньшего количества медного купороса, чем необходимо для полной реакции, раствор БККок будет представлять собой смесь БКК, диксантогената и ксантогената меди.

Расчет количества веществ, образующихся при взаимодействии растворов БКК и  $\text{CuSO}_4$  одной массовой концентрации в объемном соотношении– 10:1; 10:2, 10:3; 10:4, 10:5, показал, что при увеличении подачи медного купороса количество бутилового ксантогената калия в растворе снизится (77,1-0 %) с увеличением количества образованного диксантогената (9,4–41,2 %) и ксантогената меди.

Известно, что избыточное количество диксантогената ухудшает прилипание частиц минерала к пузырькам воздуха за счет образования более плотного гидратного слоя вокруг них.

Также увеличение подачи медного купороса при соотношениях 10:2–10:5 будет способствовать повышению расхода ксантогената за счет перевода значительной его части в ксантогенат меди.

Таким образом, наиболее оптимальным для частичного окисления бутилового ксантогената калия медным купоросом является их соотношение 10:1.

Методом УФ-спектрофотометрии на спектрофотометре «Shimadzu UV-1700» в ИПКОН РАН выполнен анализ раствора БККок, полученного при соотношении БКК и  $\text{CuSO}_4 = 10:1$ .

В составе раствора определено близкое к расчетным количество образованного диксантогената – 8 %.

Результатами флотационных опытов, выполненных на пробах золотосодержащей руды с использованием БКК и БККок, подтверждено, что частичное окисление бутилового ксантогената калия медным купоросом при соотношении 10:1 способствует повышению извлечения золота на 0,5–4,6 % за счет присутствия диксантогената в составе собирателя.

УДК 622.765:622.349.42

**О.П. Шавакулева, Е.Ю. Дегодя**

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», Магнитогорск, Россия, *magtu\_opi@mail.ru*

## **ОСНОВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ ФЛОТАЦИИ ТИТАНОМАГНЕТИТОВОЙ РУДЫ С ЦЕЛЬЮ ПОЛУЧЕНИЯ ЖЕЛЕЗО-ВАНАДИЕВОГО И ИЛЬМЕНИТОВОГО КОНЦЕНТРАТОВ**

*The article analyzes main directions of flotation beneficiation of titanomagnetite ores to produce iron-vanadium and ilmenite concentrates suitable for further metallurgical applications. The article reflects the urgency of the problem of complex processing of raw titanomagnetite ores, presents the main titanomagnetite processing scheme, in main reflected flotation characteristics of titanium minerals, shows the main processing circuit of current factories of Russia and the world.*

В недрах России залегают почти 101 млрд т железных руд, и по количеству запасов страна опережает ведущих мировых производителей железорудного сырья – Бразилию, Австралию и

Китай. Значительные ресурсы категории  $P_1$ , наиболее достоверные из прогнозных ресурсов, оцениваемые в России в 95,2 млрд т, позволяют ей входить в пятерку главных стран-ресурсодержателей.

Высокие темпы развития черной металлургии привели к истощению запасов традиционных богатых магнетитовых руд, поэтому возникает острая необходимость перехода в ближайшем будущем на использование комплексных железосодержащих руд сложного состава. Среди известных таких комплексных руд важное место занимают титаномагнетитовые, имеющие достаточно широкое распространение и огромные запасы в недрах земли (около 38,5 млрд т) [1].

Более 14 % российских запасов железных руд залегают в Уральской железорудной провинции, протягивающейся от Карского моря на севере до границы с Казахстаном на юге. Около 86 % запасов провинции (12,4 млрд т) сосредоточены в месторождениях титаномагнетитовых руд, которые обеспечивают 86 % добычи Уральского региона. Наиболее крупные месторождения Уральской провинции (Кусинско-Копанская, Качканарская и Висимская группы месторождений, месторождение Юго-Восточная Гремяха) представляют собой коренные титаномагнетитовые и титаногематитовые руды. Данные руды комплексные и обычно содержат, кроме минералов железа (магнетита и гематита), ванадий, пирит, кобальт, апатит, нефелин и др. Сложность обогащения руд определяется тонким взаимопроращением минералов и в первую очередь ильменита с магнетитом и титаномагнетитом. Выбор эффективной технологии переработки титаномагнетитовой руды обеспечит получение высококачественных железованадиевого и ильменитового концентратов.

Для обогащения титаномагнетитовых руд применяются комбинированные схемы обогащения. Основными методами являются гравитационный, дополненный магнитной сепарацией для выделения железного концентрата. А ильменит затем выделяется электростатической сепарацией или на магнитных сепараторах в поле высокой напряженности. При этом извлекается только относительно крупнозернистая часть ильменита, а тонкозернистая теряется с хвостами. В результате переработка титаномагнетитовых руд с использованием таких технологий позволяет получить железованадиевый концентрат с массовой долей железа 69–60 %, диоксида титана до 13–14 %, который не пригоден для доменного процесса.

Для извлечения ильменита из наиболее тонких фракций применяют флотацию, которая позволяет достаточно существенно снизить потери ильменита с хвостами. В случае тонкой вкрапленности целесообразно применение флотации для всей руды. Так, применение флотации на Кусинской фабрике при замене концентрации на столах флотацией позволило повысить извлечение  $TiO_2$  в 1,5–2,0 раза (с 46 до 75 %) [2].

Обзор литературных данных показал, что накопилось большое количество промышленных и исследовательских данных по флотации минералов титана, и позволил выделить следующие технологические особенности в данной области обогащения:

1. Флотация минералов титана успешно проводится в слабокислой среде жирнокислотными собирателями.

2. При флотации титаномагнетитовых руд часто применяется предварительная кислотная обработка, которая активизирует минералы титана.

3. В кислой среде поверхность минералов титана более подготовлена к взаимодействию с анионами собирателей, при этом форма собирателя играет решающую роль.

4. Флотация минералов титана олеатом натрия имеет место в нейтральной, слабощелочной среде, а флотация алкилсульфатом натрия хорошо происходит только в кислой среде.



5. Применение фтористых соединений ( $\text{NaF}$ ,  $\text{HF}$  и  $\text{Na}_2\text{SiF}_6$ ) улучшает результаты флотации.  $\text{NaF}$  и  $\text{Na}_2\text{SiF}_6$  являются депрессорами вмещающей породы, по действию они подобны серной кислоте и могут ее заменить. Применение жидкого стекла не дает положительных результатов. Соли железа оказывают слабодепрессирующее действие, незначительно улучшают качество концентрата, но снижают его извлечение.

6. Присутствие катионов поливалентных металлов (железа, алюминия, а также меди, цинка, никеля) ухудшает селекцию.

В отечественной практике обогащения тонковкрапленные ильменит-магнетитовые руды подвергались флотации на Кусинской обогатительной фабрике. Сначала была внедрена схема с применением сульфидной флотации для выделения пиритного концентрата, содержащего кобальт, и удаления серы титанового концентрата, основной ильменитовой флотации при pH 6,5–6,8; I перечистной при pH 5,8–6,2 и II перечистной флотации при pH 4,8–5,5 в течение 1 ч и использование 1%-ного раствора смеси серной кислоты и фтористого натрия для подавления апатита и силикатов. Перечистные операции проводили при содержании твердого 25–30 %. Общий расход реагентов при флотации ильменита из хвостов магнитной сепарации составил (г/т): талловое масло – 2000; керосин – 1500–2000; флотационное масло – 300; кремнефтористый натрий – 350; серная кислота – 580. Позже возникла необходимость усовершенствования технологии, и была введена схема флотации ильменита с противотоком пенных продуктов, что позволило повысить извлечение титана, не ухудшая качества концентратов, и значительно упростить обработку промпродуктов. При флотации ильменита его извлечение достигло 90–95 % при массовой доле  $\text{TiO}_2$  в концентрате 45 %.

На фабрике Паньчжихуа, расположенной в провинции Сычуань КНР, перерабатывается ванадийсодержащая титаномагнетитовая руда. Для проведения промышленных флотационных опытов к изучению принимались хвосты магнитной сепарации. Испытуемая руда содержит 15,0 % ильменита, 31,4 % титан-авгита, 30,5 % плагиоклаза, 16,9 % хлорита и 2,8 % титаномагнетита с общей массовой долей  $\text{TiO}_2$  около 9,8 %. Содержание частиц размером менее 0,019 мм составляет 24,73 % [3].

Стандартная схема включает в себя магнитную сепарацию с получением железованадиевого концентрата и немагнитного продукта, идущего на флотацию. Сначала проводится сульфидная флотация с использованием бутилового ксантогената (200 г/т) и соснового масла (50 г/т), затем ильменитовая флотация с использованием олеата натрия (1500 г/т) в качестве собирателя,  $\text{H}_2\text{SO}_4$  и  $\text{NaOH}$  в качестве регуляторов pH среды. Для подготовки ильменита к флотации его поверхность обрабатывают  $\text{H}_2\text{SO}_4$ , для частичного растворения поверхности минералов. Синтетические реагенты OL-T1 и CS изучались в качестве собирателя и депрессора в ряде флотационных опытов.

Проведенные промышленные опыты показывают, что растворение поверхности минералов до флотации оказывает благоприятное влияние на ее результаты. Так массовая доля диоксида титана в ильменитовом концентрате возросла на 5 % – с 26,7 до 31,73 %.

На фабрике «Мак-Интайр» (США) перерабатывают титаномагнетитовые руды с массовой долей около 32 % силикатов железа. Ильменит ассоциирован с магнетитом в виде зерен размером 0,9 мм. Магнетит содержит до 15 %  $\text{V}_2\text{O}_5$  в виде твердого раствора, не поддающегося выделению механическим обогащением.

Наиболее трудно проводится флотацией селекцией ильменита и силикатов железа. Хорошие результаты получают при проведении основной флотации в нейтральной среде с последующей кислотной обработкой грубого концентрата, обеспечивающей хорошее подавление граната и других силикатов железа после его промывки и перечистки.

При увеличении расхода серной кислоты с 300 до 5000 г/т расход олеиновой кислоты остался равным 300 г/т, извлечение ильменита повысилось до 85,2–90,4 %, массовая доля  $\text{TiO}_2$

в концентрате составила 45,1–46,8 %. Применение кислотной обработки снижает содержание фосфора в ильменитовом концентрате, но оно остается еще выше допустимого (более 0,1 %  $P_2O_5$ ). Для подавления апатита используется фтористый натрий.

Для флотации руды на фабрике применяется следующий реагентный режим (г/т): олеиновая кислота 400–500; легкое нефтяное масло 400–600; фтористый натрий 400 и серная кислота 700–1300 для создания в основной флотации рН 6,2; в двух перечистных операциях рН поддерживалось равным 5,4–6. Перемешивание длится 10 мин при содержании твердого 40 %, основная флотация проходит при содержании твердого 20 %. Флотационный концентрат содержит менее 0,02 %  $P_2O_5$ ; 46,5 %  $TiO_2$  при извлечении 88 % от операции.

На фабрике «Отанмаки» (Финляндия) перерабатываются вкрапленные титаномагнетитовые руды с содержанием около 35 % магнетита, 28 % ильменита (15,5 %  $TiO_2$ ), 0,26 % V, 1 % пирита и 37 % минералов пустой породы.

В руде, поступающей на фабрику Отанмаки, содержится небольшое количество кобальтоносного пирита, для выделения которого перед ильменитовой флотацией производится сульфидная флотация. Для успешной флотации ильменита необходима активная дешламация материала, которая осуществляется в гидроциклонах в три приема. В цикле пиритной флотации применяются следующие реагенты: ксантогенат (125 г/т), вспениватель (25 г/т), серная кислота (15 г/т), рН пульпы составляет 5–5,3.

В магнетитовый концентрат извлекается около 98 % Fe, 12 %  $TiO_2$  и 55 %  $V_2O_5$  при содержании в нем 89 %  $Fe_3O_4$ , 4,7 %  $TiO_2$  и 0,8 %  $V_2O_5$ . Этот концентрат подсушивают до содержания влаги 6 % и направляют на ванадиевый завод. Ильменитовый концентрат содержит 44 %  $TiO_2$  при извлечении около 75 %.

На фабрике «Титания» (Норвегия) перерабатывают руды месторождений Теллнеси и Сторганджен. Руды содержат (%):  $TiO_2$  18, FeO 16,  $Fe_2O_3$  7,5,  $SiO_2$  31,  $Al_2O_3$  10, MgO 7 и CaO 4,5.

Рудные минералы представлены ильменитом, магнетитом и сульфидами. Для выделения крупнозернистого ильменита применяется концентрация на столах. При флотации ильменита из руд месторождения Теллнеси проводят предварительное обесшламливание пульпы, так как шламы увеличивают расход реагентов и снижают извлечение ильменита.

Получение качественных концентратов (44 %  $TiO_2$ ) из руд достигается путем кондиционирования черного ильменитового концентрата при содержании твердого 70 % перед каждой перечисткой. На фабрике серьезной проблемой является удаление апатита из готового ильменитового концентрата до содержания не более 0,03 %  $P_2O_5$ . В руде содержится 0,22 %  $P_2O_5$ , значительная часть апатита переходит в ильменитовый концентрат. Для удаления апатита, кроме флотации, применялось выщелачивание апатита из ильменитового концентрата минеральными кислотами. Серноокислотное выщелачивание ильменитового концентрата обеспечивает снижение массовой доли  $P_2O_5$  до 0,03 %.

Таким образом, отечественная и зарубежная практика обогащения тонковкрапленных титаномагнетитовых руд рекомендует при необходимости исключить из технологической схемы гравитационные процессы взамен флотации. Применение комбинированных магнитно-флотационных и магнитно-гравитационно-флотационных схем с оптимальным реагентным режимом позволит получить кондиционные железованадиевый и ильменитовый концентраты, пригодные для дальнейшего металлургического передела.

#### Список использованных источников

1. Государственный доклад «О состоянии и использовании минерально-сырьевых ресурсов Российской Федерации в 2012 году». М., 2013. 200 с.
2. Сысолятин С.А. Опыт регулирования процесса флотации ильменита на Кусинской обогатительной фабрике // Тр. Уралмеханобра. 1958. Вып. 3.

3. ZHUYang-ge, ZHANGGuo-fan, FENGQi-ming. Effect of surface dissolution on flotation separation of fine ilmenite from titanite. Transactions of Nonferrous Metals Society of China. 2010. Vol.12.
4. Рудоллинна У. Флотация ильменита из титаномагнетитовой руды на фабрике Отанмаки в Финляндии // Фабрики для обогащения титановых руд: сб. пер. ст. Л., 1958. С. 36–57.
5. Польшин С.И., Адамов Э.В. Обогащение руд цветных и редких металлов. М.: Недра, 1975. 461 с.
6. Резниченко В. А., Садыхов Г. Б., Карязин И. А. Титаномагнетиты – сырье для новой модели производства // Металлы. 1997. № 6. С. 3–7.
7. Найфов Т. Б. Флотация титановых минералов при обогащении комплексных титаносодержащих руд. Л.: Наука, 1979. 164 с.
8. Деркач В. Г. Обогащение титановых руд на зарубежных обогатительных фабриках // Фабрики для обогащения титановых руд: сб. пер. ст. Л., 1958. С. 5–17.

УДК 622.764.24

**Л.А. Вайсберг<sup>1</sup>, Я.В. Кускова<sup>2</sup>**

<sup>1</sup> НПК «Механобр-техника», Санкт-Петербург, Россия, [gornyi@mtspb.com](mailto:gornyi@mtspb.com)

<sup>2</sup> Горный университет, Санкт-Петербург, Россия, [yana.kuskova@gmail.com](mailto:yana.kuskova@gmail.com)

## **МОДЕРНИЗАЦИЯ КРУГЛЫХ КОНЦЕНТРАЦИОННЫХ СТОЛОВ**

*Concentration tables are used for processing fine tin, wolfram ores, rare and noble metals. At different times lead scientists and engineers took participation in development and investigation of concentration table technology. The result of work is that the problems as accuracy of separation, low technology parameters and new constructions were solved.*

Концентрационные столы используются для обогащения мелких классов различных руд, редких и благородных металлов, а также других полезных ископаемых. Движение пульпы в этих аппаратах происходит на наклонной поверхности под действием силы тяжести при малой толщине потока воды. Известно достаточно большое количество конструкций концентрационных столов, в частности с круглой формой дек.

Круглые столы различной конструкции и принципа действия – неподвижные (по терминологии проф. Г.О. Чечотта «немецкие круглые герды Линкенбаха»), вращающиеся («американские») и сотрясательные (вращательно-качающиеся столы Пиндера) – применяли для обогащения тонкозернистого материала на обогатительных фабриках, перерабатывающих руды цветных металлов, в конце XIX и в начале XX столетия.

Тем не менее к тридцатым годам XX века они встречались на фабриках крайне редко, главным образом, из-за основного своего недостатка – низкой удельной производительности. Между тем было отмечено, что поскольку обогащение на круглых столах в качественном отношении достигало очень высоких результатов, что подтверждается мнением таких авторитетов, как А.Ф. Таггарт и Т. Саймонс, они могут вновь найти применение при обогащении очень тонких частиц нефлотирующихся минералов. Попытки интенсифицировать работу круглых концентрационных столов предпринимались уже в годы наиболее широкого их применения.

Следует отметить, что в последующие полвека ссылок на их использование не встречалось ни в литературе, ни в патентных материалах.

В разное время в разработках и исследованиях круглых столов принимали участие ведущие ученые и технологи по гравитационным методам обогащения, такие как Б.В. Кизевальтер, Е.Н. Вишневецкий, Л.А. Вайсберг и А.М. Дан. Значительный объем этих работ позволил достичь решения таких проблем, как повышение точности разделения материалов на продукты, улучшение технологических показателей процесса обогащения, создание новых конструкций концентрационных столов.

Институтом «Механобр» были выполнены работы по созданию новых конструкций аппаратов с бигармоническими поворотными колебаниями деки. Было предложено и запатентовано несколько вариантов бигармонического привода для круглых столов, формы и конструкции деки, а также конструкция многодечного круглого концентрационного стола. Удельная производительность опытного стола оказалась вполне сопоставимой с производительностями промышленных концентрационных столов и составила для данной крупности материала величину порядка 0,2 т/ч на квадратный метр площади деки.

Основная задача этих исследований, проводимых на описанной выше опытной установке, состояла в выяснении принципиальной возможности и технической целесообразности использования круглого концентрационного стола с поворотными бигармоническими колебаниями в качестве обогатительного аппарата.

В ходе исследований был выявлен ряд незначительных недостатков конструкции, которые были устранены в процессе опытно-технологических работ; был создан и опробован ряд новых конструкций круглых концентрационных столов. Результаты испытаний этих конструкций показали их работоспособность и достаточно высокую эффективность. На основе этих испытаний, в последние десять лет был создан ряд усовершенствованных конструкций круглых столов, позволяющих повысить эффективность разделения полезных ископаемых.

Базовый вариант стола имеет подвижную круглую деку с рифлями, разделенную на два сектора и распределительный бункер. Сектора деки имеют три зоны разгрузки продуктов разделения, с последовательно увеличивающимися радиусами. Первая зона с наименьшим радиусом служит для разгрузки удельно-легкого продукта, вторая зона с промежуточным радиусом – для разгрузки промежуточного продукта и третья зона с наименьшим радиусом – для разгрузки самого плотного продукта.

Соответственно аппарат имеет сборные кольцевые желоба для легкого продукта (желоб имеет наименьший диаметр), для промежуточного продукта (желоб имеет промежуточный диаметр) и для тяжелого продукта (желоб имеет наибольший диаметр).

Привод стола работает таким образом, что по ходу вращения дека движется с меньшей скоростью и проходит больший путь, а в противоположном направлении дека движется с большей скоростью и проходит меньший путь. В качестве привода был использован шаговый двигатель.

Была разработана модернизированная конструкция столов – с разгрузочными окнами и разделителем секторов в форме дуги с изгибом в направлении вращения деки. В отличие от предыдущей конструкции по периферии деки имеет разгрузочные окна, каждое из которых оснащено сборником пульпы с распределительным патрубком. Стол с разгрузочными окнами работает аналогично базовому варианту стола, но наличие разгрузочных окон позволяет точно регулировать разгрузку продуктов разделения (что улучшает результаты обогащения). Соответственно, окна, разгружающие легкий продукт, снабжены разгрузочными патрубками с максимальным отклонением от вертикальной оси, окна, разгружающие промежуточный продукт имеют меньшее отклонение (в данном случае они вертикальные), патрубки для разгрузки тяжелого продукта выполнены с наименьшим отклонением от вертикальной оси (здесь повернуты к центральной оси). При этом можно легко изменить количество окон для

разгрузки каждого продукта разделения (простым перевинчиванием патрубков). Соответственно можно весьма точно регулировать количества каждого из этих продуктов, что улучшает технологические показатели обогащения. А разделитель секторов, выполненный в форме дуги с изгибом в направлении вращения, позволяет исключить появление на поверхности концентрационного стола «мертвой зоны», что повышает удельную производительность концентрационного стола.

Технологические испытания новых конструкций круглых столов показали возможность повысить эффективность разделения полезных ископаемых на них.

УДК 621.762.27:549.731.13

**Е.Л. Чантурия<sup>1</sup>, Е.С. Журавлева<sup>2</sup>**

<sup>1</sup> Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Москва, Россия

<sup>2</sup> Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр им. акад. Н.В. Мельникова РАН, Москва, Россия, [elena@tomskye.ru](mailto:elena@tomskye.ru)

### **ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКИЕ МЕТОДЫ ПОВЫШЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ПЕРЕРАБОТКИ ЧЕРНОВЫХ МАГНЕТИТОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ**

*One of the most promising ways to intensify and improve the efficiency of the flotation process is electrochemical technology. Electrochemical treatment change the flotation activity and the form of reagents, increase the critical concentration of micelle formation, regulate the surface properties of minerals and improve the contrast of their technological properties and etc.*

Флотационная доводка магнетитовых концентратов, выделенных из железистых кварцитов магнитной сепарацией, является эффективным способом снижения содержания в них диоксида кремния, но для более полного его удаления требуется дополнительное измельчение материала, что предопределяет высокие энергозатраты и не вполне обеспечивает селективность процесса, приводя к технологическим потерям.

Одним из перспективных способов интенсификации и повышения эффективности флотационного процесса является электрохимическая технология. С помощью электрохимической обработки можно изменять флотационную активность и форму нахождения реагентов во флотационной пульпе, повысить критическую концентрацию мицеллообразования, направленно регулировать поверхностные свойства минералов и повышать контрастность их технологических свойств, управлять ионным составом жидкой фазы, величиной окислительно-восстановительного потенциала пульпы и пр.

Большой вклад в развитие теории и практики электрохимической технологии внесли отечественные ученые, такие как И.Н. Плаксин, Р.Ш. Шафеев, В.А. Чантурия, В.Д. Лунин, Г.М. Дмитриева, Э.А. Трофимова, Г.Н. Назарова, Г.П. Двойченкова, Е.Л. Чантурия и другие.

Целью работы являлось повышение эффективности процесса флотационного дообогащения черновых магнетитовых концентратов с использованием электрохимически обработанных технических вод и реагентов.

Исследования проводились на пенном продукте основной обратной флотации чернового магнетитового концентрата в лабораториях ИПКОН РАН.

При обратной контрольной флотации хвостов основной флотации с использованием электрохимической обработки вод с повышением количества электричества выход пенного продукта растет (рис. 1). При этом наиболее качественный концентрат и максимально селективное разделение наблюдается при расходе количества электричества 0,2 (А·ч)/л (рис. 2). Снижение качества продуктов флотации в режиме электрохимической обработки вод 0,4 (А·ч)/л и выше свидетельствует о нарушении селективности процесса за счет более интенсивного выделения газовых пузырьков.

Таким образом, в условиях использования оборотной воды, обработанной в режиме 0,2 (А·ч)/л, качество камерного продукта (концентрата) обратной контрольной флотации повышается на 1,8 %, и в результате может быть получен камерный продукт, содержащий 54,5 % Fe при выходе 55,7 % и извлечении 66,2 % (рис. 1–3).

Электрохимическая технология водоподготовки может быть рекомендована для интенсификации флотации кварца и повышения эффективности обратной флотации при дообогащении магнетитовых концентратов.

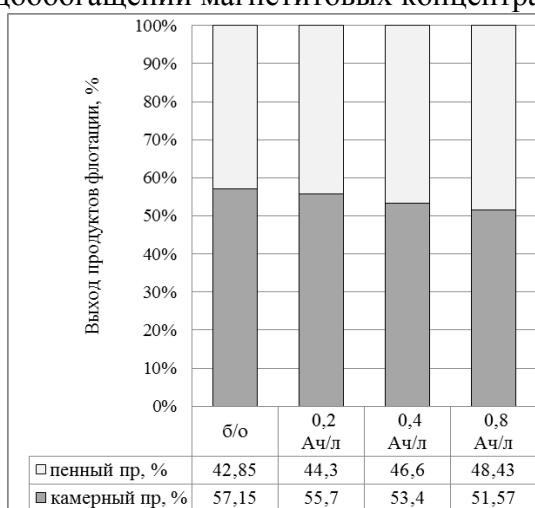


Рис. 1. Выход продуктов обратной контрольной флотации без и с использованием ЭХО вод в различных режимах (Самина = 8,8 мг/л)

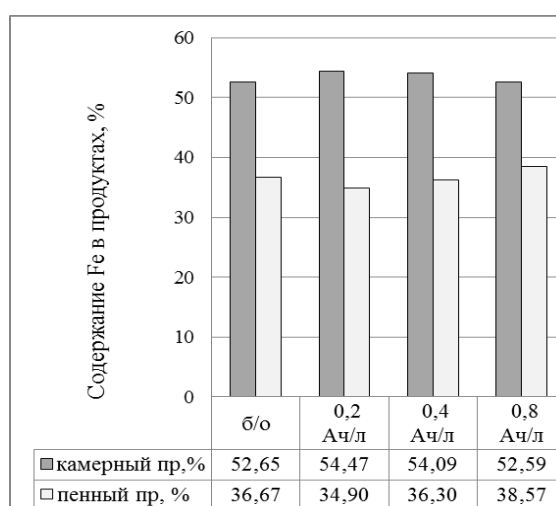


Рис. 2. Качество продуктов обратной контрольной флотации без и с использованием ЭХО вод в различных режимах (Самина = 8,8 мг/л)

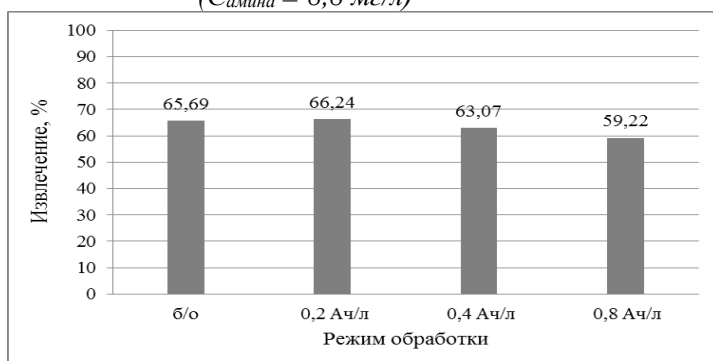


Рис. 3. Извлечение железа магнетитового в камерный продукт в процессе обратной контрольной флотации без и с использованием ЭХО вод в различных режимах (Самина = 8,8 мг/л)

Эффект достигается за счет использования тонкодисперсных газовых пузырьков электролитического водорода, сорбирующихся на поверхности тонких частиц кварца, и процессов восстановления в жидкой фазе, что способствует увеличению извлечения кварца в пенный продукт и более полному переходу магнетита в концентрат.

Эффективность применения электрохимической обработки амина (при расходе количества электричества 0,56 А·ч/л) подтвердилась в лабораторных условиях при флотации пенного продукта (хвостов) основной флотации магнетитового концентрата магнитной сепарации (рис. 4).

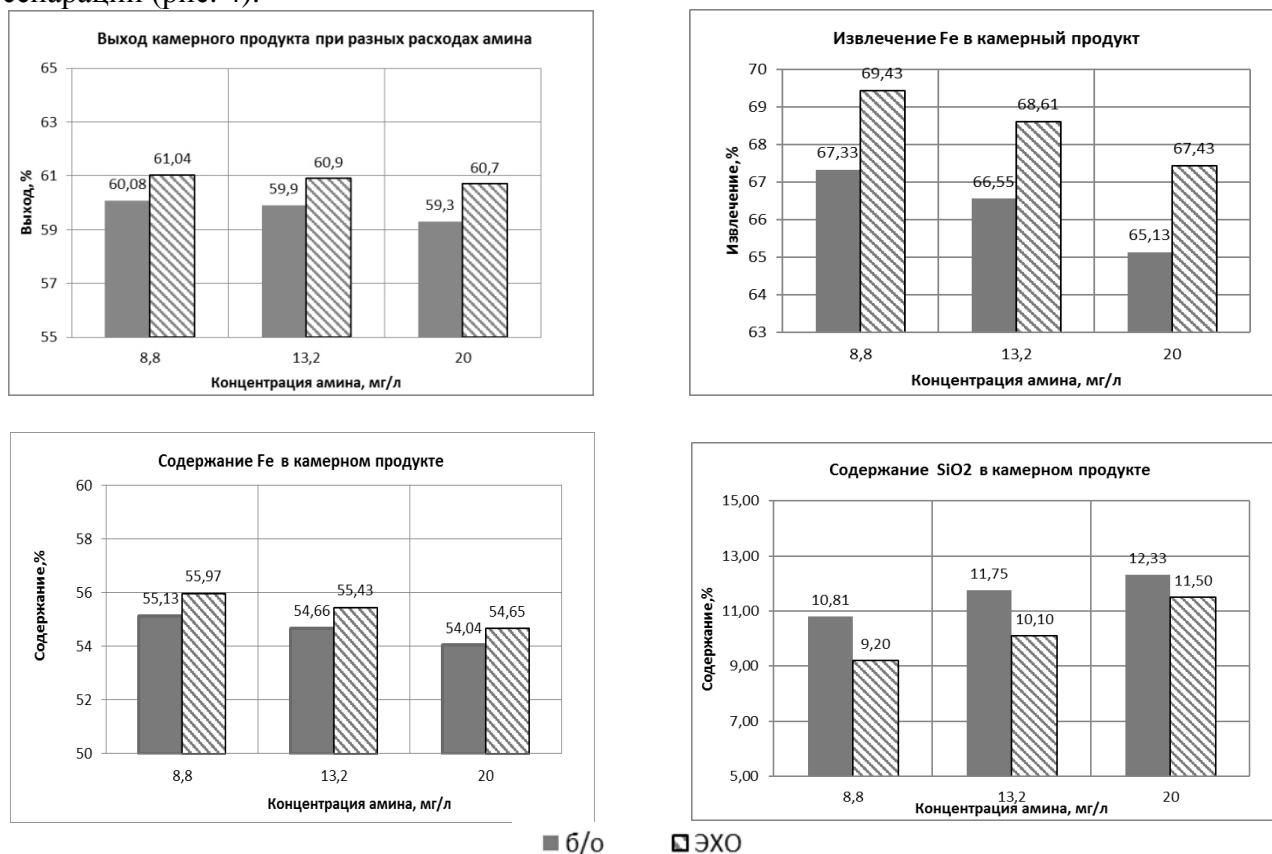


Рис. 4. Качественно-количественные показатели обратной контрольной флотации пенного продукта (хвостов) основной флотации магнетитового концентрата магнитной сепарации электрохимически обработанным и не обработанным раствором амина

Из пробы, содержащей 49,2 % железа общего и 23 % оксида кремния, с использованием электрохимической технологии подготовки реагентов было выделено 39 % хвостов (пенного продукта) при снижении в них содержания железа на 1,5 % и увеличении содержания железа в концентрате на 0,6–0,8 %. При этом извлечение железа в концентрат повышается на 2 %. Содержание оксида кремния в магнетитовом концентрате снижается на 0,8–1,6 % и составляет 9,2 % против 10,8 % (рис. 4).

С целью выявления механизма повышения эффективности флотации кварца электрохимически обработанным раствором амина проведены исследования форм его сорбции на поверхности минерала с использованием ИК-спектроскопии. Выявлено, что на поверхности частиц кварца камерного продукта присутствие ионной формы собирателя выражено значительно сильнее, чем на поверхности частиц кварца пенных продуктов.

Когда преобладает ионная форма реагента, взаимодействие кварца с амином обуславливается электростатическим притяжением катионов собирателя к отрицательно заряженной поверхности минерала, при этом в адсорбционном слое может возникнуть электростатическое отталкивание одноименно заряженных катионов реагента. Присутствие молекулярной формы способствует ослаблению электростатического отталкивания. Поэтому наиболее оптимальным для флотации кварца является вариант, когда соотношение ионной и молекулярной формы реагента 1:1.

С использованием рефрактометрического метода выявлено, что в результате электрохимической обработки поляризация раствора амина снижается. Это может свидетельствовать об образовании в обработанном растворе молекул амина. В сочетании с ионной формой амина молекулы улучшают флотуемость кварца.

Измерением критической концентрации мицеллообразования (ККМ) раствора амина установлено, что мицеллообразование необработанного амина начинается с самых малых его концентраций (8,3 мг/л), а после электрохимической обработки ККМ повышается в два раза (16,4 мг/л). Следовательно, улучшается собирательная способность амина за счет снижения содержания мицелл и увеличения молекулярных и ионных форм.

Таким образом, в результате электрохимической обработки изменяется ККМ, соотношение форм амина в растворе и, соответственно, форм их сорбции, что приводит к повышению собирательной активности реагента и способствует более активному переходу кварца в пенный продукт (хвосты).

УДК 669.214

**А.И. Сосипаторов, Г.М. Панченко, В.В. Высотин,  
М.А. Винокурова, А.Ю. Чикин, А.Ю. Коблов**

Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов (АО «Иргиредмет»), Иркутск, Россия, [lab1@irgiredmet.ru](mailto:lab1@irgiredmet.ru)

### **ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПЕРЕРАБОТКИ УГЛИСТЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД С ПРИМЕНЕНИЕМ В ПРОЦЕССЕ ФЛОТАЦИИ РЕАГЕНТА-ДЕПРЕССОРА УГЛЕРОДА**

*This work presents research results of reagent depressor of carbon material in the process of sulphide flotation. It also shows the opportunity to reduce the content of organic carbon in the concentrate of flotation from 4,22 to 1,27 % with the maintenance of gold recovery. Moreover, this research points out the opportunity to increase gold recovery in the process of cyanidation from 56,28 to 77,31 % due to reduction of sorption activity of native carbon.*

В настоящее время проблема переработки труднообогатимого минерального сырья особенно актуальна. Особое место среди так называемых упорных руд занимают золотосодержащие руды, в составе которых содержится природное углеродистое вещество. Наличие в рудах углеродистых веществ затрудняет процесс цианирования в результате сорбции золота углеродистым веществом из золотоцианистого раствора, вследствие этого потери золота достигают значительных величин. Одним из способов снижения негативного влияния углистого вещества при гидрометаллургической переработке руд является метод депрессии углерода в процессе флотационного обогащения.

На пробе углеродсодержащей руды одного из золоторудных месторождений Бодайбинского района Иркутской области, содержащей золото 1,91 г/т, органический углерод 0,8 %, проведены исследования по флотационному обогащению с целью подавления органического углерода с применением реагента-депрессора Р-1. Исследования проводились на хвостах гравитации крупностью минус 0,16 мм с содержанием золота 0,60 г/т,



По результатам опытов, проведенных в условиях замкнутого цикла с применением Р-1 и без него, установлено, что использование реагента способствовало снижению массовой доли органического углерода в концентрате флотации с 4,22 до 1,27 % (при снижении извлечения с 8,74 до 0,91 %). При этом наблюдалось увеличение содержания золота в концентрате флотации с 30,5 до 71,4 г/т при сохранении уровня извлечения золота. Стоит отметить, что снижение массовой доли органического углерода в концентрате флотации не приводило к дополнительным потерям золота.

Результаты исследования по определению сорбционной активности флотоконцентратов, наработанные без использования реагента Р-1 и с его применением, свидетельствовали о том, что сорбционная активность флотоконцентрата, наработанного с использованием реагента Р-1, значительно снижена (с 60,0 до 1,2 %).

Прямое цианирование флотоконцентрата (полученного без Р-1) с обработкой реагентом непосредственно перед цианированием показало значительный прирост в извлечении золота по сравнению с цианированием продукта без предварительной обработки Р-1: 77,31 против 56,28 %.

Таким образом, полученные результаты позволяют утверждать, что при использовании реагента Р-1 во флотации наблюдается комплексное воздействие реагента на извлечение золота из флотоконцентрата: снижается содержание и извлечение органического углерода, что обуславливает уменьшение сорбционной активности продукта, а также проявляется пассивирующее действие реагента на оставшуюся часть органического углерода при сорбционном цианировании.

УДК 622.765.2

**А.А. Кондратьева, В.И. Брагин**

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Сибирский федеральный университет», Красноярск, Россия, [ankondratieva@mail.ru](mailto:ankondratieva@mail.ru)

### **ПОВЫШЕНИЕ УДЕЛЬНОЙ СКОРОСТИ ФЛОТАЦИИ ПОДАЧЕЙ РЕАГЕНТОВ В ВИДЕ МИКРОЭМУЛЬСИЙ**

*The minor initial hydrophobization of a valuable mineral by little supply of selective collector is the simplest method for selective transportation of a reagent, consisting of the solution in the inner water phase, to the mineral surface. It was demonstrated, that the supply of microemulsion reagent provides contrast enhancement for surface characteristics of mineral particles.*

Необходимость в целевой доставке вещества к месту действия часто возникает в фармацевтике, косметологии и других областях, связанных с воздействием на живые организмы. Целевая доставка позволяет сэкономить реагент, избежать побочного действия вещества на другие органы, повысить концентрацию реагента в доставляемой порции. Особое внимание уделяется здесь качеству капсуляции реагента, замедлению его неизбежного проникновения через оболочку капсулы, а также системам распознавания цели, отвечающим за направленное движение капсулы к месту назначения и раскрытие капсулы в строго назначенном месте.

Применительно к флотационной технологии обеспечить селективное закрепление аполярной капли с содержащимися в ней микрокаплями раствора реагента можно различными

способами, используя различные формы поверхностных сил. Во флотационной технологии закрепление капли углеводорода на минерале обычно происходит за счет гидрофобного взаимодействия. При этом поверхность минерала предварительно гидрофобизируется водорастворимыми собирателями. В тонких технологиях также практикуется модифицирование поверхности капли добавлением поверхностно-активного вещества, гидрофильная группа которого имеет сродство к активным группам на поверхности целевого объекта. При флотации этот прием в явном виде не используется, хотя при одновременной подаче растворимого собирателя и масла неизбежна сорбция коллектора на поверхности капли и ее селективное модифицирование.

Таким образом, наиболее простым способом селективной доставки реагента к минеральной поверхности в форме раствора во внутренней водной фазе является небольшая предварительная гидрофобизация ценного минерала небольшими расходами селективного собирателя. Дополнительным инструментом может быть использование растворимых добавок к маслу двойной эмульсии, например, каптакса или нефтяных сульфидов при флотации руд цветных металлов. Более продвинутый вариант – модифицирование поверхности масляной капли длинноцепочечными (более C10) собирателями.

Микроэмульсии представляют собой гомогенные на макроскопическом уровне смеси масла, воды и ПАВ, которые на микроскопическом уровне состоят из отдельных доменов масла и воды, разделенных монослоем поверхностно-активного вещества. Микроэмульсии могут образовываться в смесях индивидуального ПАВ, масла и воды, но во многих случаях для их образования требуется введение второго поверхностно-активного вещества, так называемого со-ПАВ.

Множественные эмульсии – сложные системы, в которых эмульсии «вода в масле» и «масло в воде» существуют одновременно. В случае эмульсии w/o/w масляные капли содержат внутри себя меньшие капли воды, а сами диспергированы в непрерывной водной фазе. С другой стороны, эмульсия o/w/o состоит из крошечных масляных капелек, окруженных каплями воды, которые диспергированы в масляной фазе.

Множественные эмульсии требуют обычно два или более эмульгаторов, один из которых преимущественно гидрофобный (в случае w/o/w эмульсии) и стабилизирует первичную эмульсию вода в масле и второй – гидрофильный, стабилизирующий вторичную эмульсию масло в воде.

В исследованиях А.А. Кондратьевой и В.И. Брагина показано, что повышение селективности флотации руд может быть достигнуто применением реагентов в виде двойных микроэмульсий. Использование в качестве носителя один реагент, содержащий в себе в качестве дисперсной фазы другой с более селективным действием и обеспечивающий его транспортировку к поверхности минерала, позволит создать двойную микроэмульсию, которая повысит эффективность процесса флотации.

Скорость флотации – важная технологическая характеристика процесса. Ее анализ является весьма перспективным направлением оптимизации флотации.

Для изучения влияния микроэмульсий на флотиремость проведены следующие эксперименты.

Коллективная флотация сульфидной свинцово-цинковой руды с подачей реагентов: классическим способом, в виде микроэмульсий. Расход реагентов везде был одинаков и составил: сернистый натрий 0,23 г/т, керосин 340 г/т, ксантогенат бутиловый 23 г/т, оксаль 100 г/т (подавался отдельно).

Результаты экспериментов представлены на рис. 1.

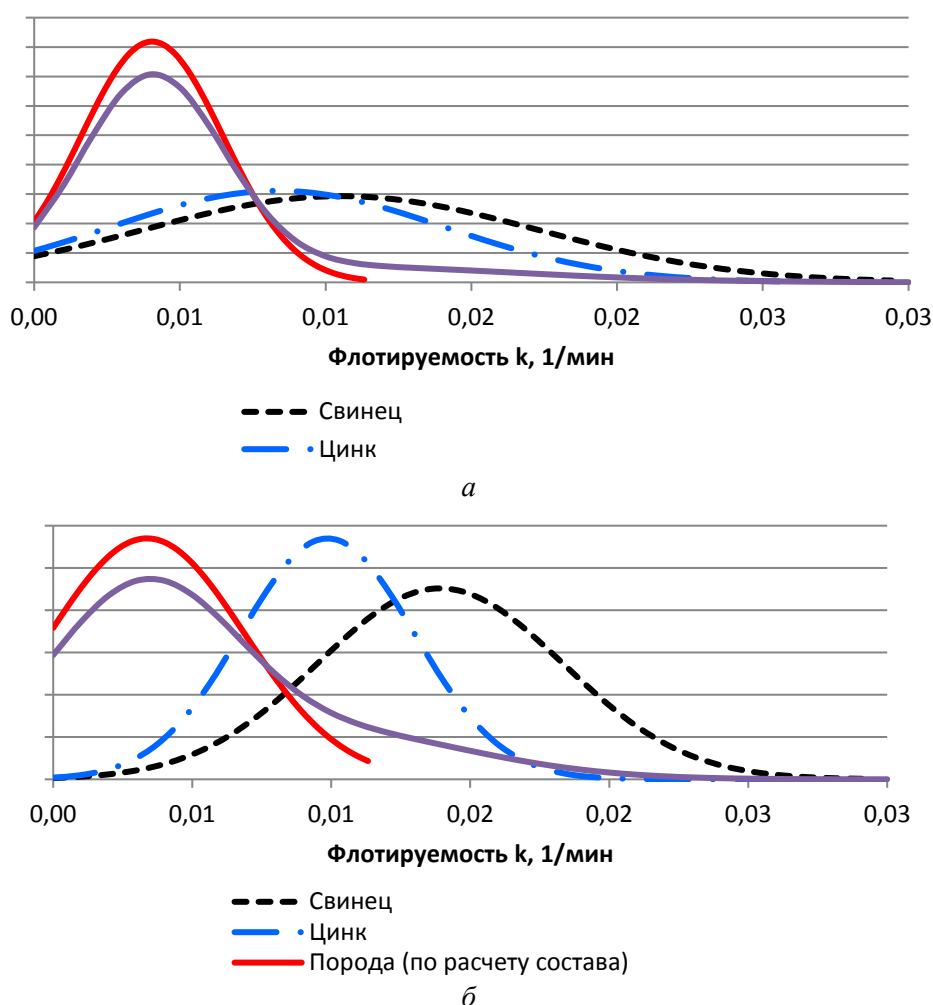


Рисунок. Спектры флотирруемости: а – классическая подача реагентов;  
 б – подача реагентов в виде микроэмульсий

Таким образом, на графиках видно, что флотирруемость минералов свинца и цинка значительно улучшается. Так как обработка основной порцией собирателя происходит при контакте минеральной поверхности с гидрофобной каплей эмульсии, в выигрышных условиях оказываются природногидрофобные минералы и минералы, частично гидрофобизированные малыми концентрациями собирателя, высвободившегося в процессе диффузии из капли в жидкую фазу.

На минералах породы, в силу их гидрофильности, масляные капли закрепляются в меньшем количестве, что приводит к относительному снижению их флотирруемости, по сравнению с отдельной подачей реагентов. Это влечет рост контрастности поверхностных свойств минеральных зерен.

УДК 669.283 (571.56)

**Д.Г. Петкевич-Сочнов, А.В. Троицкий**

Федеральное агентство по недропользованию Федеральное государственное бюджетное учреждение «Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья им. Н.М. Федоровского», Москва, Россия, *petkevich.d.g@gmail.com*

## **ОЦЕНКА ВОЗМОЖНОСТИ ФЛОТАЦИОННОГО ИЗВЛЕЧЕНИЯ МОЛИБДЕНИТА ИЗ НОВОГО СЫРЬЕВОГО ОБЪЕКТА – МЕСТОРОЖДЕНИЯ БАДИС**

*As a result of technological research flotation molybdenite and chalcopyrite of quartz-copper-molybdenum ore «Badis» ore deposit containing 0,068 % Mo and 0.054 % Co, prepared: molybdenum (40.3 % Mo with a recovery of 58.4 %) and copper concentrates (18.6 % Cu with a recovery of 36.8 %).*

Молибденит является одним из основных промышленных источников молибдена. Большая часть добываемого молибдена используется в черной металлургии для получения легированных нержавеющей сталей различных марок, суперсплавов, а также в производстве чугунных отливок и валков для прокатных станков; остальная часть используется при получении металлического молибдена, в химической промышленности и в других отраслях, в том числе и в сельском хозяйстве (микроудобрения).

Изучение возможности флотационного извлечения молибденита проводилось на пробе Т-2 руды кварц-медно-молибденитового типа молибден-порфирового месторождения Бадис (Республика Саха, Якутия), дроблёной до крупности  $-3+0$  мм, основными ценными компонентами которой являются молибден (0,068 % Mo) и медь (0,062 % Cu).

Руды подобного типа являются не только источником меди и молибдена, но и представляют потенциальный интерес как источник рения, извлекаемого из молибденовых концентратов.

По содержанию молибдена данная руда относится к убогому типу. Основными рудными минералами являются молибденит, пирит и ярозит. В качестве нерудных минералов в руде присутствуют кварц, калиевый полевой шпат, плагиоклаз, слюда и апатит.

Задачей проведения исследований являлась оценка возможности получения молибденового ренийсодержащего и медного концентратов.

В ходе выполнения исследований:

– проведено аналитическое и минералогическое изучение классов крупности исходной дробленой руды, а также классов крупности при различной тонине помола ( $-0,315+0$  мм;  $-0,16+0$  мм;  $-0,1+0$  мм);

– изучена кинетика флотации при различной тонине помола исходной руды и установлены оптимальные параметры флотационного обогащения (крупность исходного питания, номенклатура и расход реагентов и др.).

По результатам исследований была разработана принципиальная технологическая схема (рисунок), основными операциями которой являлись:

- коллективная медномолибденовая флотация измельченной до крупности  $-0,1+0$  мм исходной руды;

- селекция меди и молибдена после доизмельчения пенного продукта до крупности  $-0.045+0$  мм;

- селективная медная флотация камерного продукта и последующие перечистки с получением медного концентрата;
- селективная молибденовая флотация пенного продукта, последующая пропарка и молибденовая флотация с получением молибденового концентрата.

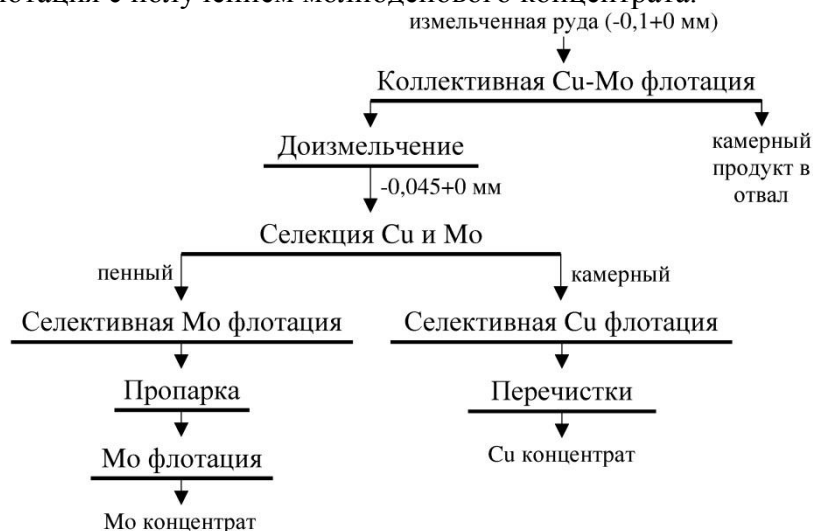


Рисунок. Принципиальная схема флотационного обогащения в открытом цикле

По разработанной технологической схеме проведены лабораторные исследования в открытом цикле с использованием следующих реагентов:

- коллективная сульфидная флотация – жидкое стекло, сода, КОН-92, Т-66, бутиловый ксантогенат;
- коллективная медно-молибденовая флотация – жидкое стекло, гексаметафосфат, сернистый натрий, КОН-92, Т-66, бутиловый ксантогенат;
- селективная медно-молибденовая флотация – жидкое стекло, гексаметафосфат, сернистый натрий;
- селективная молибденовая флотация – сернистый натрий, эмульсия керосина, бутиловый ксантогенат;
- селективная медная флотация – СаО, бутиловый ксантогенат, Т-80;
- молибденовая флотация – эмульсия керосина, Т-66;
- пропарка – сернистый натрий.

В результате лабораторных исследований получен молибденовый концентрат с содержанием 40,3 % Мо при его извлечении 58,4 % от руды (таблица), при этом в цикле селекции в 15%-ном молибденовом концентрате содержание рения составляло 35 г/т.

Таблица

Сводные показатели обогащения по флотационному циклу, %

Продукт	Выход	Молибден		Медь	
		Содержание	Извлечение	Содержание	Извлечение
Молибденовый концентрат	0,098	40,3	58,37	2,00	3,24
Медный концентрат	0,117	0,79	1,36	18,60	36,79
Молибденовый промпродукт	0,084	8,92	11,09	2,16	2,93
Σ Промпродукты медного и молибденового циклов	1,601	0,38	8,89	1,15	29,69
Отвальные хвосты	98,10	0,014	20,29	0,017	27,35
Исходная руда	100,0	0,068	100,0	0,062	100,0

Попутно получен медный концентрат марки КМ-6 с содержанием 18,6 % меди при его извлечении 36,8 % от руды.

Резервом повышения извлечения Мо в замкнутом цикле флотации является молибденовый промпродукт с содержанием 8,9 % и извлечением 11,1 % Мо. Другие промпродукты молибденового и медного циклов (суммарно 0,4 % Мо при извлечении 8,9 % и 1,15 % Cu при извлечении 29,7 %) при замкнутой схеме флотационного обогащения также будут служить резервом повышения извлечения молибдена и меди в концентраты.

Высокие потери молибдена и меди в отвальных хвостах связаны со значительным их выходом (98,1 % от руды), что обусловлено низким содержанием этих металлов в руде (0,068 % Мо и 0,062 % Cu).

Таким образом, в результате проведенных исследований показана возможность получения в открытом цикле молибденового ренийсодержащего и медного концентратов на новом сырьевом объекте – месторождении Бадис.

УДК 622'17

**Морозов Ю.П., Бекчурин Е.А.**

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Уральский государственный горный университет», Екатеринбург, Россия, tails2002@inbox.ru, efalej@yandex.ru

## **ПЕРСПЕКТИВЫ ПЕРЕРАБОТКИ ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ФЛОТОКЛАССИФИКАЦИИ**

*The possibility of applying flotation classification for treatment tailings of concentrating plants is considered in the article. The examples of application of flotation classifiers for treatment of Buribaevsky MPIW JSC tailings and Zhezkazgan concentrating plant tailings are presented.*

В настоящее время все более остро встает вопрос вовлечения в повторную переработку хвостов обогатительных фабрик и техногенного сырья. Такая ситуация обусловлена не только истощением сырьевой базы, но и экологическими проблемами.

Анализ отвальных хвостов действующих флотационных обогатительных фабрик показывает, что основные потери ценных компонентов связаны с более крупными классами. Поэтому в части вовлечения хвостов в повторную переработку наибольшее развитие получило направление предварительной классификации хвостов с последующим измельчением и флотацией крупных классов. Такие схемы переработки хвостов реализованы, например, на фабриках «Артур» и «Магна» (США), на фабрике «Эль-Сальвадор» (Чили).

При вовлечении в переработку хвостов флотационных фабрик перспективным может быть использование флотоклассификации, предусматривающей объединение в одном аппарате процессов флотации и гидравлической классификации. Наибольшие перспективы связаны с реализацией данного процесса во флотоклассификаторах чанового типа, устанавливаемых в замкнутом цикле измельчения. При этом продуктами флотоклассификации являются пески, возвращаемые в мельницу, слив и пенный продукт.

Переработка хвостов обогатительных фабрик ввиду особенностей их состава и низкого содержания ценных компонентов, как правило, требует применения комбинированных технологий. Для переработки хвостов флотации сульфидных медных руд перспективной является комбинированная флотационно-гидрометаллургическая технология с реализацией процесса флотации во флотоклассификаторе.

Процесс флотоклассификации испытан в промышленных условиях в технологии переработки текущих хвостов Бурибаевской обогатительной фабрики с массовой долей меди 0,56 %. Установка, смонтированная на борту действующего хвостохранилища, включала флотоклассификатор ФК-10 и два центробежных сепаратора К-1000Н. Пенный продукт и тяжелая фракция центробежной сепарации с непрерывной разгрузкой подвергнуты гидрометаллургической переработке методом электрохимической хлоринации с электрокоагуляцией меди и сорбцией золота. Получены медный продукт с массовой долей меди 20 % при извлечении меди 83,7 % и золотосодержащий угольный продукт с массовой долей золота 2,5 г/кг угля при извлечении в него золота из раствора 80 %.

Повышение качества получаемого пенного продукта флотоклассификации может быть достигнуто путем его обогащения в сужающихся желобах. Сужение потока пены за счет увеличения высоты пенного слоя и уменьшения площади поверхности пены снижает коалесценцию пузырьков, повышает вероятность повторного закрепления в пене освобожденных флотируемых частиц. Увеличение толщины пенного слоя облегчает условия разделения пенного потока на верхний и нижний продукты.

Эффективность разделения пенного продукта в сужающихся желобах доказана результатами промышленных испытаний на Красноуральской, Сибайской и Бурибаевской обогатительных фабриках, где установка сужающихся желобов на камерах флотомашин позволила повысить качество конечного медного концентрата и извлечение в него меди.

Использование процесса обогащения пенного продукта флотоклассификации в сужающихся желобах позволяет устанавливать режим с максимальным выходом флотируемых минералов в пену, при этом возможно получение в сливе флотоклассификатора значительного количества отвальных хвостов, что существенно снижает машиноёмкость последующего обогащения.

Исследования флотоклассификации с разделением пенного продукта в сужающемся желобе выполнены на измельченной пробе хвостов Жезказганской обогатительной фабрики (ЖОФ) с массовой долей меди 0,11 %.

Для проведения исследований разработан и изготовлен лабораторный флотоклассификатор с объемом камеры 15 л. Переменными параметрами при проведении лабораторных испытаний флотоклассификатора являлись давление воздуха, подаваемого от компрессора в систему аэрации, и уровень подачи исходного питания в камеру флотоклассификатора. Реализованы режимы подачи исходного питания в камеру флотоклассификатора над диспергаторами, в подпенный слой и режим пенной сепарации.

В результате исследований установлено, что наиболее высокое извлечение меди в пенный продукт флотоклассификации достигается в режиме пенной сепарации. При давлении воздуха 0,2 МПа получен пенный продукт с массовой долей меди 0,35 % при извлечении 73,66 %. Обогащение пенного продукта в сужающемся желобе позволило повысить массовую долю меди в верхнем продукте желоба до 0,65 % при извлечении 39,07 %. При давлении воздуха 0,1 МПа получен пенный продукт с массовой долей меди 0,57 % при извлечении 61,45 %, массовая доля меди в верхнем продукте сужающегося желоба составила 1,12 % при извлечении 36,45 %.

Для проведения дальнейших исследований взяты продукты, полученные в режиме с давлением воздуха 0,2 МПа. Нижний продукт сужающегося желоба с массовой долей меди

0,23 % подвергнут флотационному обогащению. В результате флотации получен пенный продукт с массовой долей меди 1,1 % при извлечении от исходных хвостов 21,28 %.

В результате проведенных экспериментальных исследований для переработки хвостов ЖОФ предложена схема, включающая операции флотоклассификации в замкнутом цикле с измельчением и флотации с получением медьсодержащего продукта, пригодного для гидрометаллургической переработки. По предлагаемой схеме нижний продукт сужающихся желобов флотоклассификатора направляется на флотационное обогащение. Концентрат флотации и верхний продукт сужающихся желобов направляются на гидрометаллургическую переработку. Слив флотоклассификации и хвосты флотационного обогащения являются отвальными хвостами, пески флотоклассификации поступают в мельницу.

На основании результатов лабораторных исследований выполнен расчет качественно-количественной схемы переработки хвостов ЖОФ, согласно которому по предлагаемой схеме возможно получение медьсодержащего продукта для гидрометаллургической переработки с массовой долей меди 0,76 % при извлечении в него меди 60,35 %. Массовая доля меди в отвальных хвостах при этом составляет 0,048 %, выход хвостов составляет 91,24 %.

Таким образом, установлено, что перспективным направлением переработки хвостов обогатительных фабрик является применение флотоклассификации. Реализация разделения пенного продукта в сужающихся желобах позволяет интенсифицировать процесс флотоклассификации и расширить область его применения при обогащении руд и техногенных продуктов.

УДК 549.451.5/.6

**С.Н. Титков, Н.Н. Пантелеева, Т.М. Гуркова**

АО «ВНИИ Галургии», Санкт Петербург, Россия, [Stanislav.Tikov@uralkai.com](mailto:Stanislav.Tikov@uralkai.com)

## **ЩЕЛОЧНЫЕ ГАЛОГЕНИДЫ – СОРБЦИОННЫЕ И ФЛОТАЦИОННЫЕ СВОЙСТВА**

*The report presents the results of studies on the effect of the composition of cationic collectors – alkylamines and alkylmorpholines on their sorption on alkaline halides (potassium and sodium chlorides) and the flotation of sylvite and halite, the main mineral constituents of water-soluble minerals.*

Щелочные галогениды – хлориды калия и хлориды натрия (соответственно природные минералы сильвин и галит) являются основными минеральными составляющими, извлекаемыми флотационным способом из водорастворимых полезных ископаемых. Флотация сильвина осуществляется первичными алкиламинами и применяется в качестве основного метода производства хлористого калия в качестве удобрений и для технических нужд. В настоящее время флотационным способом перерабатывается в мире ~ 200 млн т руды в год, около 80 % мирового производства хлористого калия осуществляется на флотационных калийных фабриках.

Результаты исследований по изучению сорбции аминов на KCl показали, что катионная флотация сильвина происходит в результате электростатического взаимодействия амина с поверхностью минерала, усиливающегося в результате дисперсионного взаимодействия углеводородных радикалов и уменьшающегося при увеличении гидратации поверхности минерала. Состав и температура солевого раствора оказывают влияние на краевой угол



смачивания на поверхности кристаллов KCl и NaCl, условия закрепления амина на KCl и флотуруемость сильвина.

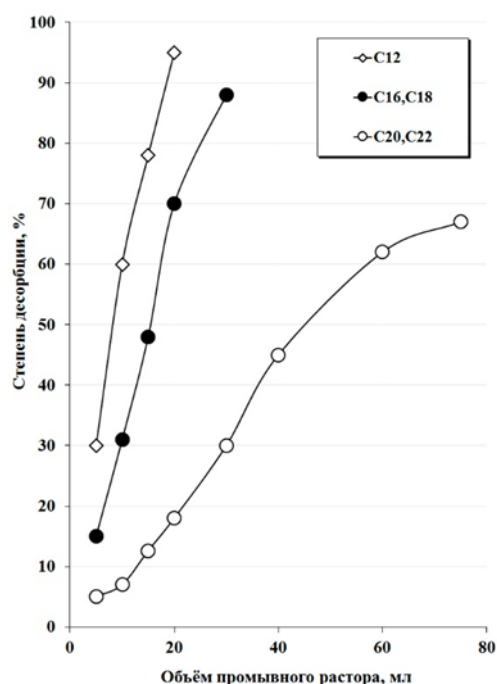


Рис. 1. Влияние длины углеводородного радикала амина на прочность его закрепления на сильвине

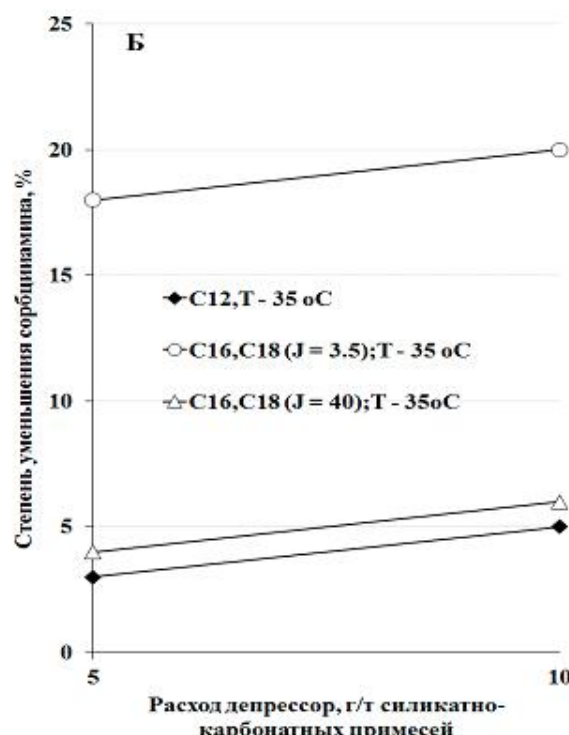
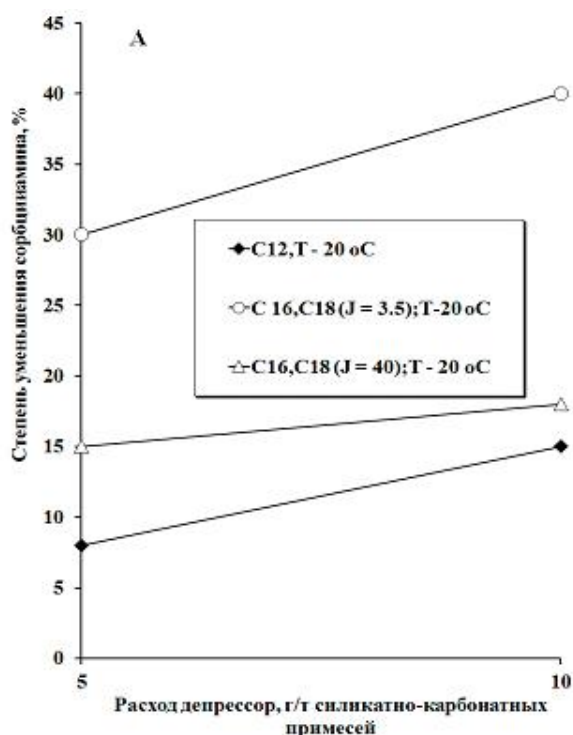


Рис. 2. Влияние длины углеводородного радикала, количества непредельных аминов на эффективность «экранирующего» действия депрессора шламов

При повышении температуры солевых растворов с 18 до 37 °C краевой угол смачивания на поверхности кристаллов сильвина уменьшается, а на поверхности кристаллов NaCl

остается без изменений, причем при температуре более 27–28 °С краевые углы смачивания на поверхностях кристаллов KCl и NaCl становятся одинаковыми. Это может быть объяснено изменением степени гидратации аниона хлора. При повышении температуры степень гидратации ионов увеличивается, и при температуре 27±3 °С ионы хлора меняют гидратацию с отрицательной на положительную.

Исследования влияния длины углеводородного радикала первичных аминов и его строения показали, что с увеличением длины углеводородного радикала и уменьшения в собирателе непредельных первичных аминов повышается прочность закрепления аминного собирателя на сильвине и улучшается его флотуемость. Одновременно с этим усиливается «экранирующее» действие органических депрессоров шламов по уменьшению сорбции алкиламинов на силикатно-карбонатных шламах, содержащихся в калийных рудах.

Для осуществления флотации сильвина в летний период времени разработан специальный состав катионного собирателя. Исследования и промышленные испытания показали, что введение в состав амина C<sub>16</sub>–C<sub>18</sub> определенного количества фракций первичных аминов C<sub>20</sub>–C<sub>24</sub> (до 20–25 %) улучшает показатели флотации сильвина в интервале температур солевого раствора 28–40 °С.

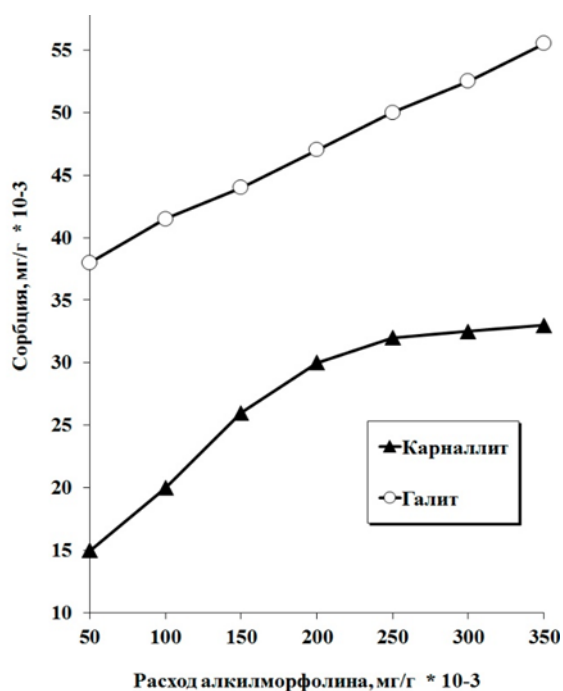


Рис. 3. Сорбция алкилморфолина на галите и карналлите

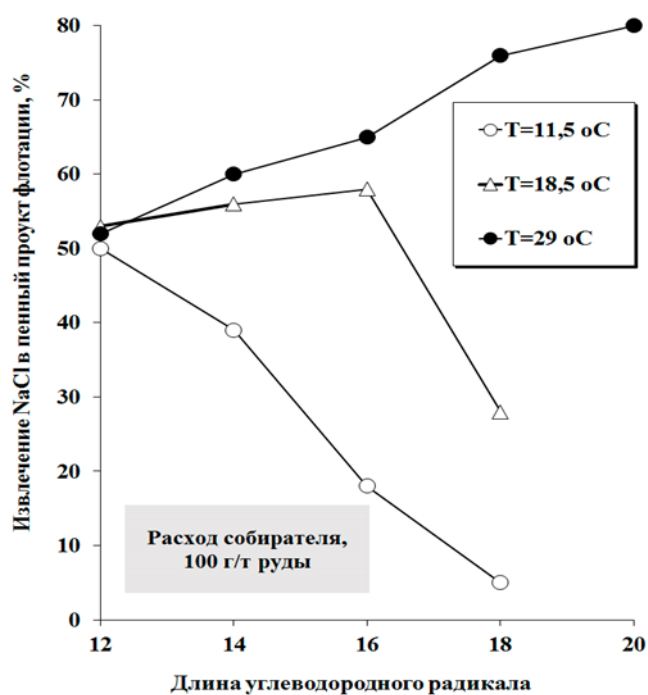


Рис. 4. Флотация галита при различной температуре солевого раствора

Вторым основным видом водорастворимых полезных ископаемых являются карналлитовые руды (Россия) и садочные соли больших соленых озер в Израиле (Мертвое море), Китае, Чили, представленные на 75–85 % карналлитом (KCl·MgCl<sub>2</sub>·6H<sub>2</sub>O) и галитом с небольшой примесью сильвина.

Переработка садочных солей с получением обогащенного карналлита и хлористого калия осуществляется методом обратной флотации с выделением в пенный продукт галита алкилморфолином. Перспективным этот метод является и для производства обогащенного карналлита из карналлитовых руд.

Как показали проведенные исследования алкилморфолин селективно сорбируется на галите (рис. 3). Наиболее эффективная флотация галита в интервале температур солевого раствора 20–30 °С происходит при длине углеводородного радикала алкилморфолина C<sub>16</sub>, C<sub>18</sub>.

При уменьшении температуры солевых растворов в зимний период времени целесообразно применение алкилморфолинов с длиной углеводородного радикала C<sub>12</sub>, C<sub>14</sub>, а при увеличении температуры солевых растворов в летний период времени более 30°С для улучшения показателей флотации галита целесообразно применение алкилморфолинов с большей длиной углеводородного радикала (рис. 4).

Введение в состав катионного собирателя реагентов «вспенивателей», регулирующих коллоидно-мицелярное состояние алкиламинов и алкилморфолинов в солевых растворах повышает сорбцию собирателя на щелочных галогенидах и улучшает флотирuemость сильвина и галита (рис. 5).

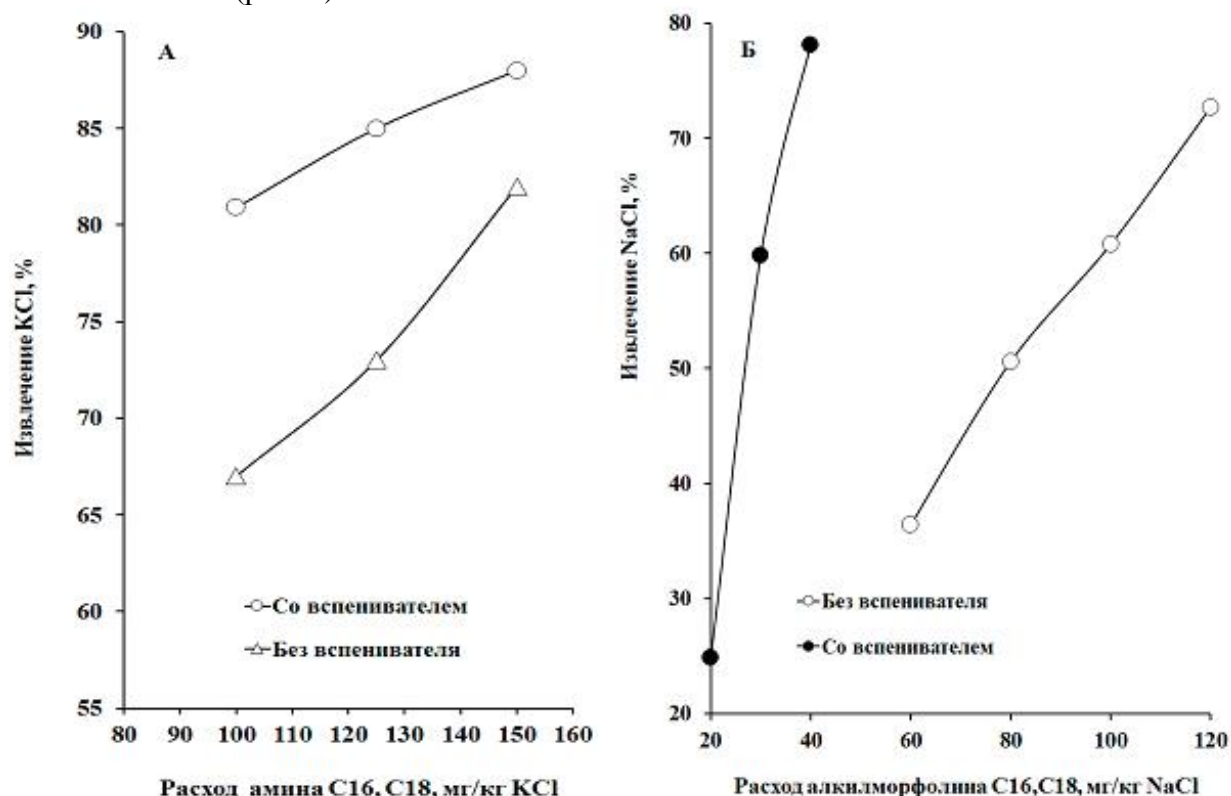


Рис. 5. Влияние на флотацию сильвина (А) и галита (Б) добавки к катионному собирателю реагентов, регулирующих коллоидно-мицелярное состояние собирателя в солевом растворе

На основании проведенных исследований разработаны реагентные режимы флотации сильвина и галита в зависимости от состава перерабатываемых водорастворимых полезных ископаемых и сезонных колебаний температуры оборотных солевых растворов

УДК 622'154

**Н.К. Алгебраистова, И.В. Прокопьев, Е.В. Игнатьева**

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Сибирский федеральный университет», Красноярск, Россия, *prokopiev.iv@yandex.ru*

### **СПОСОБЫ ПОДГОТОВКИ КОЛЛЕКТИВНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ К ЦИКЛУ СЕЛЕКЦИИ**

*With the purpose of intensification of the separation process and improve the technological parameters of flotation enrichment of sulfide polymetallic ores, as well as to reduce the total consumption of collectors, in practice, using the synergistic combination of reagents-collectors.*

Интенсифицировать флотацию сульфидов возможно при добавке продуктов нефтепереработки в качестве дополнительного собирателя. А с учетом небогатой номенклатуры производимых в России сульфгидрильных коллекторов и высоких цен на зарубежные реагенты применение аполярных собирателей, а именно углеводородных продуктов разгонки нефти, в качестве дополнительного собирателя при коллективной флотации полиметаллических руд может стать альтернативой. Так, ранее проведенные исследования показали, что применение сочетания бутилового ксантогената с дизельным топливом при коллективной флотации сульфидной свинцово-цинковой руды приводит к значительному снижению потерь металлов с хвостами.

В настоящее время аполярные реагенты, несмотря на дешевизну и распространенность, не получили широкого применения в роли дополнительного собирателя при коллективной флотации сульфидных полиметаллических руд. Это объясняется тем, что сфлотированные аполярным собирателем сульфидные минералы коллективного концентрата характеризуются близостью флотационных свойств, что, в свою очередь, сильно затрудняет процесс дальнейшей селекции. Данная проблема особо актуальна при переработке сульфидных свинцово-цинковых руд при коллективно-селективной схеме флотации, где процесс разделения минералов затруднен еще и активацией цинковой обманки медным купоросом. Ранее проведенные исследования на монофракциях по изучению влияния реагентов на флотационные свойства галенита и сфалерита показали, что обработка медным купоросом и дизельным топливом приводит к резкому повышению флотационной активности цинковой обманки по сравнению с галенитом.

С целью десорбции коллекторной пленки с поверхности сульфидных минералов, в большинстве случаев в технологической схеме предусматривают узел подготовки коллективного концентрата перед циклом селекции. Существующие традиционные способы подготовки коллективных концентратов, такие как пропарка и отмывка с сернистым натрием, характеризуются громоздким аппаратным оформлением, большими затратами на электроэнергию и вспомогательные материалы, что, в свою очередь, значительно повышает себестоимость переработки. Следовательно, разрабатываемый способ десорбции коллекторной пленки должен удовлетворять многим критериям: высокой эффективности при низких материальных и энергетических затратах, а также экологической безопасности.

В докладе будут представлены результаты технологических исследований по сравнению различных способов десорбции коллекторной пленки с поверхности сульфидных минералов коллективного концентрата. С целью десорбции остаточных концентраций дизельного топлива с поверхности минералов исследованы следующие способы:

- метод Конева (отмывка коллективного концентрата с сернистым натрием);
- механическая оттирка (доизмельчение и обтирка);
- ультразвуковая обработка;
- температурная обработка;
- бактериальная обработка.

Исследования проводились на коллективном свинцово-цинковом концентрате, полученном при добавлении дизельного топлива в качестве дополнительного собирателя к основному – бутиловому концентрату. Бутиловый ксантогенат с дизельным топливом подавали в соотношении 1:1,5. Содержание свинца и цинка в коллективном концентрате 15 и 10 % соответственно. Флотацию при селекции проводили в одну операцию с добавлением реагента депрессора на сфалерит – цинката натрия. Выбор данного депрессора и его расход обусловлены практикой действующей фабрики, перерабатывающей исследуемую руду.

Изучение влияния ультразвука на флотационную активность коллективного концентрата проводилось в ультразвуковой ванне Sonogex super RK1028H (Bandelin, Германия), работающей при следующих параметрах: мощность генератора излучений 300 Вт, частота колебаний 35 кГц.

Бактериальная обработка коллективного концентрата осуществлялась консорциумом микроорганизмов, состоящим из *Ochrobactrum anthropi* и *Pseudomonas aeruginosa* штамм JCM 5962. Ранее проведенные исследования показали перспективность применения данных бактерий при деградации дизельного топлива: было показано селективное закрепление и рост бактерий на микрокаплях дизельного топлива с последующим выделением биосурфактантов.

Полученные результаты исследований свидетельствуют о низкой эффективности первых трех способов (метод Конева, механическая оттирка, обработка ультразвуком) при десорбции дизельного топлива.

Наилучшие результаты селекции получены при температурной обработке (пропарка при 95 °С) коллективного концентрата с добавлением сернистого натрия и активированного угля, а также при обработке коллективного концентрата консорциумом бактерий *Ochrobactrum anthropi* и *Pseudomonas aeruginosa* штамм JCM 5962. При обоих способах наблюдается резкое снижение флотационной активности коллективного концентрата.

С учетом больших энергетических и материальных затрат при температурной обработке бактериальная обработка коллективного концентрата может стать альтернативой пропарке. Это обусловлено тем, что биотехнологические способы являются экологически безопасными и низкозатратными.

УДК 544.147

**И.А. Коновалов**

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки «Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН», Новосибирск, Россия, *IGD\_K@mail.ru*

## **ВЛИЯНИЕ МАССЫ ПРОДУКТОВ ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ КСАНТОГЕНАТА С АЗОТНОКИСЛЫМ СВИНЦОМ НА СКОРОСТЬ ИХ РАСТЕКАНИЯ ПО ПОВЕРХНОСТИ ВОДЫ**

*The effect of mass of xanthate species being products of non-stoichiometric interaction of xanthates with lead nitrate on the film-front advance rate is investigated. It is justified that increase in mass of xanthate species placed at gas-liquid interface leads to increase in rate of their spreading over water surface.*

В работах (Кондратьев С.А., Бурдакова Е.А., Коновалов И.А. О собирательной способности физически сорбируемых ассоциатов «ксантогенат ион – диксантогенид» // «ФТПРПИ». 2016 № 3; Кондратьев С.А. Оценка флотационной активности реагентов-собирателей // Обогащение руд. 2010. № 4) предложен механизм работы физической формы сорбции реагента в образовании флотационного контакта. Показано, что в механизме существенное значение имеет скорость растекания производных форм ксантогенатов по поверхности воды. После локального прорыва прослойки, разделяющей минеральную частицу и пузырек газа, указанные продукты попадают на границу раздела «газ – жидкость» и растекаются по ней. От скорости их растекания зависит время индукции и скорость удаления прослойки.

В этой связи целью настоящей работы является определение скорости растекания продуктов взаимодействия ксантогената с азотнокислым свинцом в зависимости от массы.

*Материалы и оборудование.* Для экспериментального определения скорости растекания производных форм бутилового ксантогената (СТО 00204168-003-2009) с азотнокислым свинцом (ГОСТ 4236-77) эмульсия подавалась на поверхность дистиллированной воды. Мольное соотношение свинца и ксантогената 1:50. Концентрация ксантогената  $1 \cdot 10^{-1}$ ,  $5 \cdot 10^{-1}$  и 1 моль/л, нитрата свинца  $2 \cdot 10^{-3}$ ,  $1 \cdot 10^{-2}$ ,  $2 \cdot 10^{-2}$  моль/л. Съемка выполнялась скоростной камерой Evercam 4000-16-С. Видео записывалось в разрешении  $1280 \times 176$  со скоростью 15000 кадров в секунду и  $1280 \times 720$  с частотой 4000 к/с.

*Экспериментальная часть.* В первом эксперименте микрокаплю (рис. 1, а) эмульсии помещали на поверхность дистиллированной воды в кювете. Масса переносимой микрокапли на кончике иглы составила  $\sim 5,8 \cdot 10^{-4}$  г. Кювета устанавливалась под камерой, которая фиксировала момент растекания производных форм ксантогената по поверхности воды. Во второй серии опытов масса микрокапли была увеличена. С этой целью реагент подавался на утолщенном конце иглы (рис. 1, б). Масса эмульсии составила  $\sim 2,4 \cdot 10^{-3}$  г.

На рис. 2 приведены фотографии фронта пленки эмульсии, образованной при взаимодействии нитрата свинца с бутиловым ксантогенатом (рис. 2, а – с массой  $\sim 5,8 \cdot 10^{-4}$  г и 2б –  $2,4 \cdot 10^{-3}$  г соответственно), в момент времени  $15 \cdot 10^{-2}$  с (белые крапинки на поверхности воды – тальк).

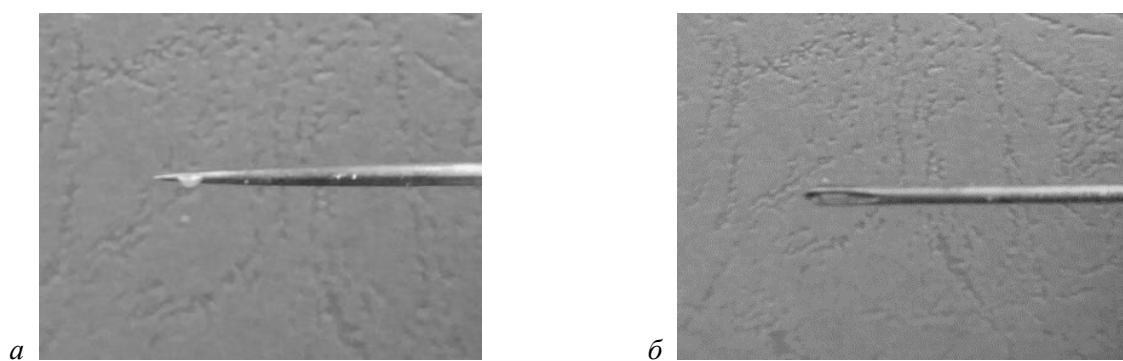


Рис. 1. Микрокапля эмульсии закрепленная на кончиках иглы:  
а – масса эмульсии  $\sim 5,8 \cdot 10^{-4}$  г; б – масса эмульсии  $\sim 2,4 \cdot 10^{-3}$  г

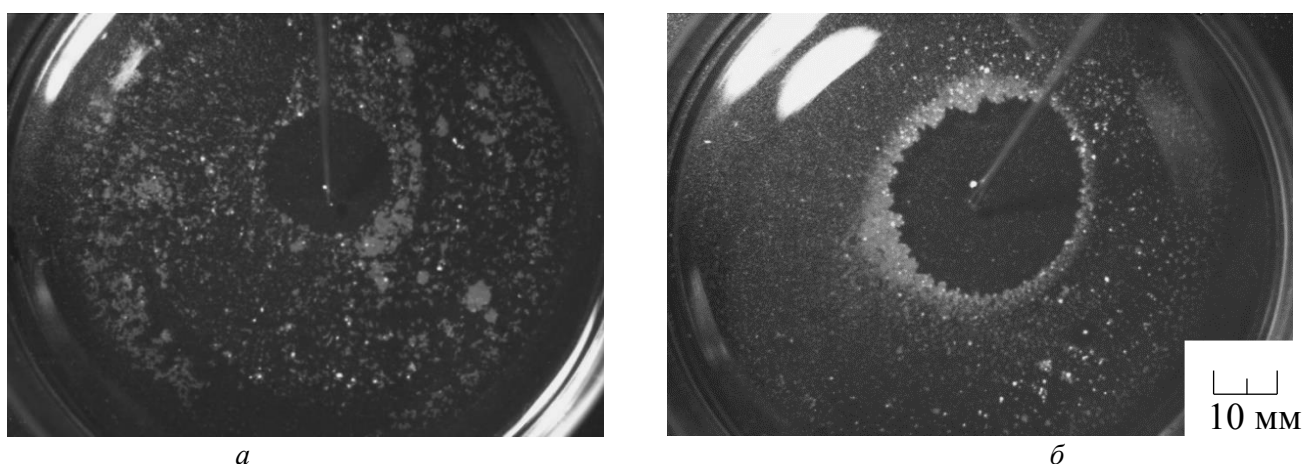


Рис. 2. Стоп-кадры растекания продуктов взаимодействия ксантогената с азотнокислым свинцом. Масса эмульсии  $\sim 5,8 \cdot 10^{-4}$  г:  
а – масса эмульсии  $\sim 5,8 \cdot 10^{-4}$  г; б – масса эмульсии  $\sim 2,4 \cdot 10^{-3}$  г

Скорость растекания производных форм бутилового ксантогената на поверхности дистиллированной воды представлена на рис. 3 при указанных молярных соотношениях и концентрациях.

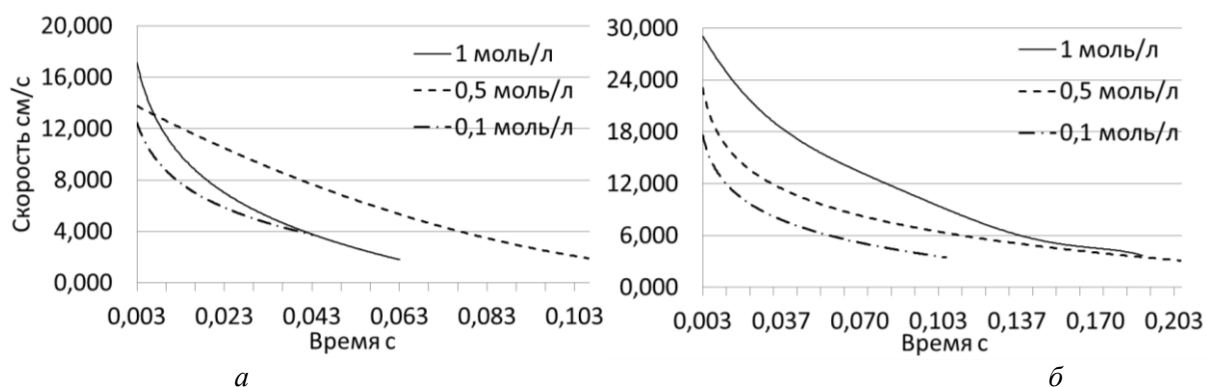


Рис. 3. Скорость растекания продуктов взаимодействия азотнокислого свинца с бутиловым ксантогенатом на поверхности воды в зависимости от времени. Концентрация ксантогената  $1 \cdot 10^{-1}$ ,  $5 \cdot 10^{-1}$  и 1 моль/л. Молярное соотношение 1:50.  
Съемка 15000 к/с; а – масса эмульсии  $\sim 5,8 \cdot 10^{-4}$  г; б – масса эмульсии  $\sim 2,4 \cdot 10^{-3}$  г

*Обсуждение.* Скорость растекания производных форм, образовавшихся при нестехиометрическом взаимодействии азотнокислого свинца и бутилового ксантогената с увеличенной массой (рис. 3, б), превышает скорость растекания производных форм с меньшей массой (рис. 3, а). Следовательно, увеличение массы эмульсии приводит к сокращению периода формирования флотационного контакта. Удаление жидкости из прослойки определяется скоростью растекания ДС-форм реагента, в первом случае скорость составила 17 см/с, во втором – 29 см/с.

*Вывод.* Изменение массы эмульсии, подаваемой на поверхность воды, приводит к изменению скорости растекания и площади распространения ее пленки. В предположении, что основным ограничением образования флотационного комплекса является прослойка воды между минеральной частицей и пузырьком газа, можно ожидать сокращения времени образования флотационного контакта при увеличении массы физической формы сорбции реагента.

УДК 669.743

**М.А. Гурман**

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела  
Дальневосточного отделения РАН, Хабаровск, Россия, [mgurman@yandex.ru](mailto:mgurman@yandex.ru)

### **ПОВЫШЕНИЕ СТЕПЕНИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ МАРГАНЦА ИЗ ГЕМАТИТ-БРАУНИТОВОЙ РУДЫ**

*The possibility of using the inverse magnetic separation method in a high-intensity magnetic field to obtain concentrates with a content of 39.58-47.10 % Mn and extraction of 66.76 % from the gravity tailings of hematite-braunite ore was experimentally confirmed. Dump tailings with a content of 2.6-2.9 % Mn are staged out of the production cycle.*

Отечественные марганцевые руды характеризуются преимущественно низким качеством, большая часть руд относится к категории труднообогатимых.

На территории Дальнего Востока известно более десяти мелких месторождений и рудопроявлений марганца. Марганцевые месторождения расположены в Удско-Шантарском (Ир-Нимийское), Ванданском, Хинганском рудных районах. Проявления марганцевых руд имеются в Анюйском (Хабаровский край), Ботомском (Якутия) рудных районах, Итчайваямском, Камчатском, Олюторском (Камчатский край) и в Магаданской области. Месторождения представлены марганцевыми и железомарганцевыми рудами (браунитовыми, гематит-браунитовыми, родохрозитовыми, гаусманитовыми, манганосидеритовыми, пиролюзит-псиломелановыми).

Среднее содержание марганца составляет 11,3–21,6 %. Наиболее изученными являются месторождение и рудопроявление Южно-Хинганского рудного узла – Поперечное и Серпуховское (ЕАО). Перспективы развития марганцеворудной базы связаны с созданием эффективных технологий переработки низкокачественных труднообогатимых руд на месторождениях с небольшими запасами.



Исследования проводились с целью обоснования возможности доизвлечения марганца из хвостов гравитационного обогащения гематит-браунитовой руды.

Согласно данным минералогического анализа, основной полезный минерал – браунит – в хвостах представлен тонкой вкрапленностью и тонкими прослоями в гематитовых и магнетит-гематитовых джеспилитах, образует тесные взаимные сростания с гематитом и магнетитом, кальцитом, кварцем.

Хвосты также содержат яшмы, мраморизованные известняки, микробрекчии. Микро- и тонкополосчатая, слоистая текстура руды при неравномерном чередовании вмещающих пород и рудных прослоев предусматривает применение многостадийной технологической схемы с измельчением и перечистками промпродуктов.

Слабые магнитные свойства браунита и гематита определяют необходимость применения высокоинтенсивного магнитного поля для их извлечения.

Содержание марганца в хвостах составляет 13,04 %. Гранулометрический анализ свидетельствует об основной концентрации марганца в классах  $-0,5+0,02$  мм, хотя несколько обогащен и крупный класс  $-1+0,5$  мм, на долю шламов ( $-0,02$  мм) приходится 5,7 % материала с содержанием Mn 9,3 % (рис.1).

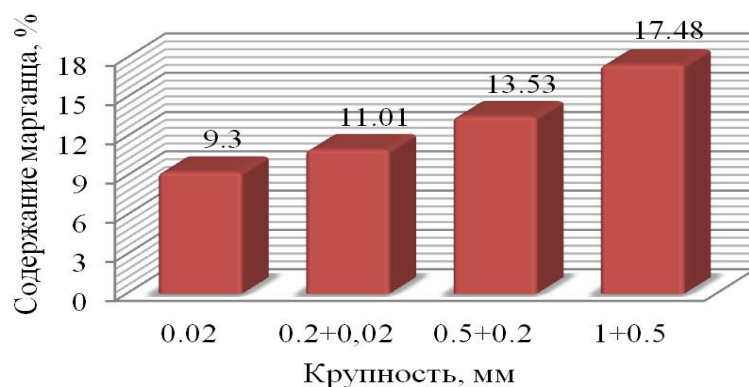


Рис. 1. Содержание марганца в хвостах гравитационного обогащения руды

Экспериментами по сухой магнитной сепарации в сильном поле показана принципиальная возможность получения отвальных по марганцу хвостов, исключения их из технологического цикла и повышения степени извлечения марганца. Был отработан обратный метод магнитного обогащения узко классифицированного материала.

В результате магнитной сепарации с 14 перечистками из хвостов гравитационного обогащения крупностью  $-1+0,5$  мм (при магнитной индукции (В) – 330–750 мТ) получены концентраты с содержанием марганца 43.52, 47.23, 50.59, 44.49, 40.08 % ( $\beta_{\text{ср}}$  – 47,10 %); из класса крупности  $-0,5+0,2$  мм (с 10 перечистками магнитной фракции) получены концентраты с содержанием 42.68, 42.15, 41.99, 41.69, 41.71 ( $\beta_{\text{ср}}$  – 42.07 %); из класса  $-0,2+0,02$  мм (с 11 перечистками) – концентрат с содержанием 39,58 % Mn, шламы  $-0,02$  мм складировались для дальнейшей переработки.

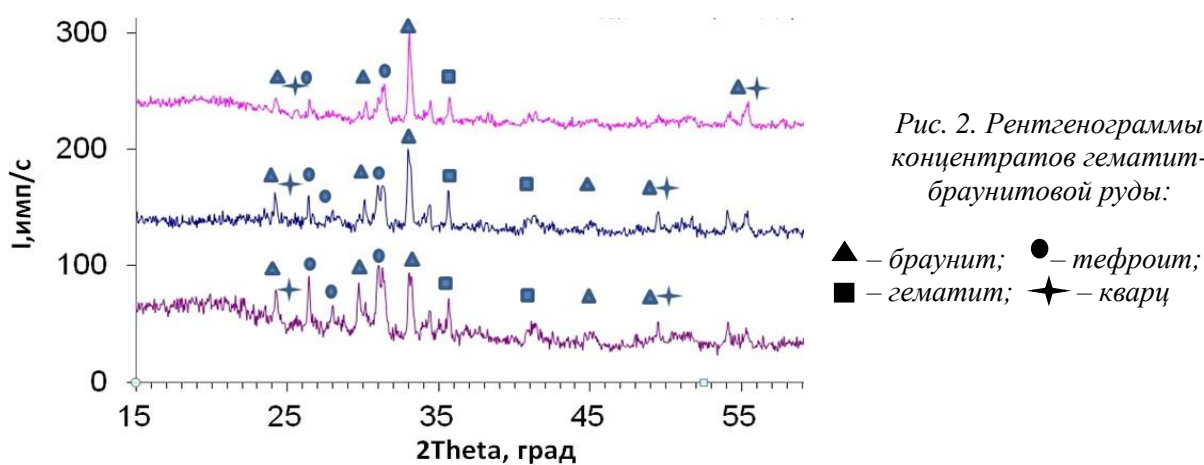
Общее извлечение марганца в концентраты составило 66,76 %, при этом 41,27 % Mn извлечено из фракции  $-0,5+0,2$  мм. Общий выход отвальных хвостов составил 53,73 % при содержании 2,72 % Mn (таблица).

По данным минералогического и рентгеноструктурного анализов концентраты представлены минералами марганца – браунитом и тефроитом, также выявлено присутствие фаз гематита и кварца (рис. 2).

Таблица

Результаты магнитной сепарации хвостов гравитационного обогащения

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %		Извлечение Mn, %
		MnO	Mn	
Хвосты гравитационные	100,00	16,82	13,04	100,00
Магнитная сепарация (B – 300–750 мТ)				
–1+0,5мм				
Концентрат Mn	4,57	60,76	47,10	16,52
Промпродукт	1,41	19,09	14,18	1,52
Хвосты	8,83	3,44	2,67	1,81
Итого: –1+0,5 мм	14,81	22,55	17,48	19,85
–0,5+0,2мм				
Концентрат Mn	12,79	54,27	42,07	41,27
Промпродукт	2,80	15,29	11,85	2,54
Хвосты	33,12	3,42	2,65	6,74
Итого: –0,5+0,2 мм	48,71	17,45	13,53	50,55
–0,2+0,02мм				
Концентрат Mn	2,96	51,06	39,58	8,97
Промпродукт	12,62	15,23	11,81	11,48
Хвосты	11,78	3,78	2,93	2,65
Итого: –0,2+0,02мм	27,36	14,20	11,01	23,10
Конечные продукты				
Концентрат Mn	4,57	60,76	47,10	16,52
Концентрат Mn	12,79	54,27	42,07	41,27
Концентрат Mn	2,96	51,06	39,58	8,97
Промпродукт	16,82	15,54	12,05	15,54
Хвосты	53,73	3,50	2,72	11,20
Шламы –0,02мм	9,12	11,99	9,30	6,50
Исходные хвосты	100,00	16,82	13,04	100,00



Таким образом, использование метода обратной магнитной сепарации в высокоинтенсивном магнитном поле позволяет извлечь в концентраты 66,76 % марганца с содержанием 39,58–47,10 % из хвостов гравитационного обогащения гематит-браунитовой руды и вывести стадийно из технологического цикла отвальные хвосты со средним содержанием 2,6–2,9 % Mn.

УДК 66.071.4

**В.В. Бирюков, Р.М. Никитин, В.Ф. Скороходов, А.С. Степанникова**

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Горный институт Кольского научного центра Российской академии наук, Апатиты, Россия, [birukov@goi.kolasc.net.ru](mailto:birukov@goi.kolasc.net.ru)

### ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ЭЛЕМЕНТОВ ТЕОРИИ ПОПУЛЯЦИОННОГО БАЛАНСА ДЛЯ ИНТЕНСИФИКАЦИИ ПРОЦЕССОВ АГРЕГИРОВАНИЯ ТОНКОДИСПЕРСНЫХ ЧАСТИЦ

*In the ANSYS-Fluent software package a model of thickening processes of apatite concentrate has been created by using the mathematical apparatus of the population balance. Practical recommendations have been developed for the selection of optimal technological regimes to implement effective particle thickening processes that will reduce the loss of fine fractions and enhance the recovery of fine-dispersed apatite.*

Одним из путей повышения эффективности добычи и переработки полезных ископаемых на всех горнодобывающих предприятиях является снижение потерь тонких фракций полезного компонента со сливами сгустителей, фильтратом вакуум-фильтров и отходящими газами сушильных барабанов, которые являются практически безвозвратными и определяют разность между товарным и технологическим извлечением.

На Ковдорском ГОКе в структуре общих потерь значительное место также занимают потери апатитового концентрата со сливами сгустителей, достигающие 2,5 тыс. т в год.

Содержание твердых фракций в сливах сгустителей составляет 0,5–1 %. Гранулометрический анализ проб твердых фракций сливов сгустителей показал, что присутствующий в них материал в основном представлен частицами крупностью менее 50 мкм (рис. 1).

Общее содержание  $P_2O_5$  составляет 28 %.

Снижение содержания твердого в сливах сгустителей позволит снизить затраты подготовительного и обогатительного циклов на получение безвозвратно теряющейся продукции.

При работе сгустителей используется принцип гравитационного осаждения твердой фазы, вывода сгущенного осадка и слива осветленной жидкости через край аппарата. Используя формулу Стокса, определим скорости осаждения тонких фракций частиц (рис. 2).

$$V(D) := \frac{D^2(\rho_s - \rho_f) \cdot g}{18\mu}$$

где  $\rho_s, \rho_f$  – плотности частиц и жидкости соответственно,  $V(D)$  – скорость осаждения частицы диаметром  $D$ ,  $\mu$  – динамическая вязкость жидкости.

Скорость осаждения зависит от массы образовавшейся флоккулы и ее рыхлости: удельного объема твердого в ней, которые, в свою очередь, зависят от расхода коагулянтов и гидродинамики потоков суспензии.

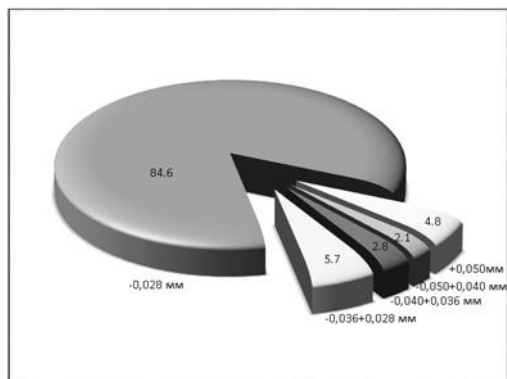


Рис. 1. Гранулометрический состав твердой фазы сливов сгустителей Ковдорского ГОКа

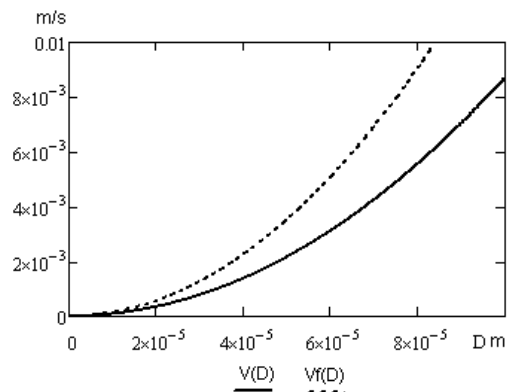


Рис. 2. Зависимости скоростей осаждения частиц крупностью до 0,0001 м в свободном состоянии  $V(D)$  в структуре флоккулы  $V_f(D)$

В программном комплексе ANSYS – Fluent создана модель течения двухфазного потока исходной суспензии в корпусе радиального сгустителя. В основу модели положена реальная трехмерная геометрия радиального сгустителя с центральным приводом типа СЦ диаметром 6 м (рис. 2).

Конструкция сгустителя имеет неподвижные и движущиеся элементы. Гребковый механизм сгустителя, предназначенный для перемещения осажденных дисперсных частиц к разгрузочному отверстию и состоящий из центральной оси и четырех радиальных граблин, моделировался с использованием технологии SlidingMesh.

Эта технология позволяет осуществлять взаимодействие любых вращательно и поступательно движущихся составных частей конструкции с многофазной жидкой средой и наоборот.

В нашем случае, при вращении лопастей гребкового механизма сгустителя с регулируемой скоростью, усилие передается на среду, состоящую из диспергирующей и нескольких дисперсных фаз суспензии.

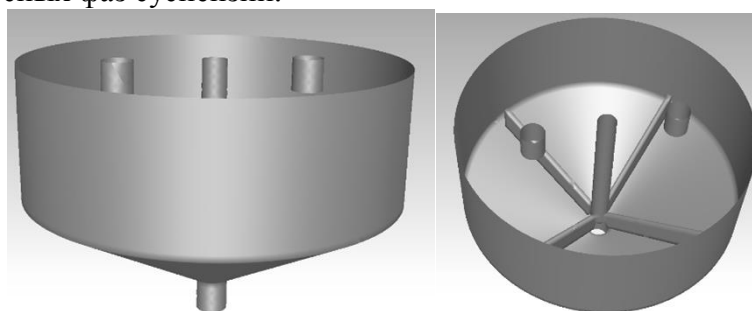


Рис. 3. Модель корпуса сгустителя с вращающимися граблями

Задачей моделирования явилось исследование гидродинамических процессов течения суспензии в корпусе сгустителя, исследование процессов агрегирования тонких фракций и влияния на них различных факторов конструктивно-технологического характера.

Модель исходного питания была разработана на основе реальной гранулометрической характеристики апатитового концентрата, поступающего на сгущение.

В исходной суспензии происходят процессы осаждения и сгущения крупных фракций, а также образования и распада вторичных структур дисперсной фазы с возникновением многочастичных флоккул, скорость осаждения которых превосходит скорости осаждения единичных тонких частиц.

В комплексе ANSYS – Fluent для моделирования процессов агрегирования (в данном случае флоккулообразования) используется математический аппарат теории популяционного баланса.

$$\frac{dn_m}{dt} = 4\pi \left( \sum_{i=1}^{m-1} s_{i(m-i)} n_i n_{m-i} - n_m \sum_{i=1}^{\infty} s_{im} n_i \right)$$

Скорость  $dn_m/dt$  изменения концентрации  $n_m$  флоккул  $i$ -й фракции является суммой приращения их концентрации при парных столкновениях флоккул  $m$ -го и  $(m-i)$ -го типов и убыли концентрации флоккул  $(m-i)$ -го типа за счет их столкновения с флоккулами любого другого типа.

Вероятности агрегирования и разделения при парных столкновениях  $s_{i(m-i)}$  и  $s_{im}$  соответственно зависят от действия сил различной физической природы между этими частицами.

Система уравнений популяционного баланса частиц должна решаться совместно с трехмерными уравнениями движения сплошной среды под действием внешних массовых сил.

В результате проведения серии вычислительных экспериментов получены распределения скоростей и концентраций твердых фракций суспензии в объеме сгустителя в зависимости от таких технологических параметров, как расход исходного питания, скорость вращения гребкового механизма.

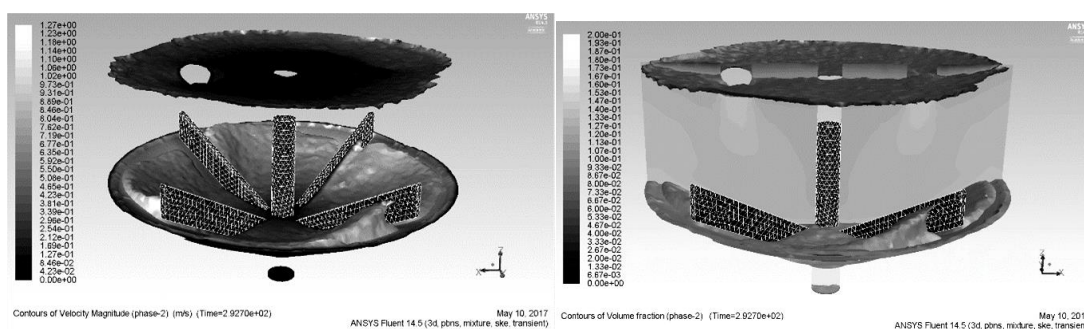


Рис. 4. Графические результаты проведения вычислительного эксперимента:  
 а – распределения скоростей потока жидкости; б – изоповерхности концентраций твердой фазы

Анализ результатов позволил оценить эффективность процесса флоккуляции, размер и плотность образующихся хлопьев в зависимости от интенсивности перемешивания, которое сокращает время достижения равновесного состояния отдельных популяций частиц и определяет размер и плотность устойчивых флоккул.

Полученные результаты позволили исследовать динамику процессов агрегирования тонкодисперсных частиц, обосновывать конструктивно-технологические решения, принимаемые при проектировании новых аппаратов.

Разработаны практические рекомендации по выбору оптимальных технологических режимов для реализации эффективных процессов сгущения частиц, которые позволят снизить потери тонких фракций и повысить извлечение тонкодисперсного апатита.

УДК 622.765:549.454.2

**О.В. Воронова, Л.А. Киенко**

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела  
Дальневосточного отделения РАН, Хабаровск, Россия, *olya-vo@mail.ru*

## **ОЦЕНКА ВОЗМОЖНОСТИ ПОВЫШЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ПРИ ФЛОТАЦИИ ФЛЮОРИТОВЫХ РУД НА ОСНОВЕ АНАЛИЗА ДИСПЕРСНОГО СОСТАВА ПРОДУКТОВ ОБОГАЩЕНИЯ**

*The possibility of obtaining high-grade fluorite concentrates, containing more than 95 % of CaF<sub>2</sub> with extraction of up to 67 % of fluorite in them is shown for separate enrichment of fractions of difficult-to-concentration fine-disseminated ore. Data on the dispersed composition of sandy and slimes concentrates are given.*

Флюоритовые руды месторождений Вознесенского рудного района (ВРР) Приморского края относятся к разряду весьма труднообогатимых. Помимо очень тонкой вкрапленности минеральных компонентов сложность получения концентратов высокой чистоты обусловлена высоким содержанием в них карбонатов кальция, обладающих близкими с флюоритом флотационными свойствами. В последние годы работы предприятия наблюдалось прогрессирующее снижение качества руд: содержание в них флюорита снизилось с 37–38 % в 2003–2006 годы до 25–27 % в 2010–2013 годы. При этом содержание кальцита возросло, соответственно с 5–8 до 16–22 %. Карбонатный модуль, характеризующий обогатимость руд, снизился с 5–7 до 1,5 и ниже.

Эксплуатация месторождения осуществляется Ярославской горнорудной компанией (ЯГРК), основным акционером которой является объединение «РУСАЛ». В 2013 году предприятие остановлено. Одной из основных причин остановки является недоступность качественных руд, что связано с отсутствием за последние годы вскрышных работ. Переработка сырья низкого качества из отвалов карьера не обеспечивала необходимой эффективности обогащения. Вместе с тем, в планах РУСАЛа, являющегося также владельцем криолитовых предприятий РФ (основных потребителей флюоритовых концентратов), проведение модернизации Южно-Уральского и Полевского криолитовых заводов. Основная цель модернизации – переход на производство фтористого алюминия более современным «сухим» способом, широко используемым в мировой практике, имеющим упрощённую технологическую схему, в которой отсутствует гидрохимия. Однако основан он на использовании флюоритовых концентратов с содержанием CaF<sub>2</sub> 95–97 %. Производство на обогатительной фабрике ЯГРК высококачественного продукта из бедного сырья с достижением приемлемых технологических и экономических результатов при использовании действующей технологии практически невозможно. К тому же имеющийся технический потенциал не может обеспечить производство высокосортной продукции.

В связи с исключительно тонким взаимным проращением минеральных компонентов в рудах ВРР и необходимостью помола до содержания фракций размером менее 44 мк 85–95 % при решении проблемы повышения качественных показателей обогащения неизбежно проведение комплексных исследований, направленных на повышение эффективности флотации шламообразных продуктов.

Высокое содержание тонких шламов в питании флотации существенно осложняет процесс селекции минералов.

Механическое налипание тонких частиц на объекты продуктивной крупности, обволакивание поверхности воздушных пузырьков, неселективная ассоциация частиц ограничивают возможность промышленного использования тонковкрапленных руд, руд с включением легкошламующихся компонентов.

Анализ состава производимых ЯГРК до сентября 2013 года концентратов, содержащих 90–91 %  $\text{CaF}_2$ , показал, что значительная часть примесей представлена тонкими шламами. В соответствии с этим проводились исследования флотационной активности шламов при условии их предварительного выделения в обособленную фракцию. Флотация более крупных (зернистых фракций) осуществлялась отдельно.

Для шламовых продуктов вследствие малого веса частиц и многократно большего их количества, в сравнении с зернистыми фракциями, характерна повышенная адсорбционная ёмкость, обуславливающая особую кинетику их флотации.

Эксперименты проводились на бедных высококарбонатных рудах, представленных пробами Ф-38 и Ф-42 с содержанием флюорита 26,6–23,5 %  $\text{CaF}_2$  и 25,6–37 %  $\text{CaCO}_3$ , соответственно.

Без предварительной подготовки руды пробы Ф-42, характеризующейся очень низким карбонатным модулем (0,64), не удалось выделить качественных концентратов; из руды пробы Ф-38 в открытом цикле флотации был получен концентрат с содержанием  $\text{CaF}_2$  91,95 % при извлечении флюорита 56,78 %.

Таблица

Результаты выделения флюоритовых концентратов при отдельной флотации песковых и шламовых фракций руды проб Ф-42, Ф-38

Фракция	Продукт	Выход от фракции, %	Содержание, %		Извлечение от фракции, % $\text{CaF}_2$	Извлечение $\text{CaF}_2$ от руды, %
			$\text{CaF}_2$	$\text{CaCO}_3$		
Руда пробы Ф-42 ( $\text{CaF}_2$ – 23,5 %, $\text{CaCO}_3$ – 37,0 %)						
–15 мк	Концентрат 6 перечистки	13,64	96,20	1,17	62,40	29,2
	Концентрат 5 перечистки	14,61	94,60	2,47	65,74	30,76
+15 мк	Концентрат 6 перечистки	15,57	95,61	0,78	55,39	27,79
	Концентрат 5 перечистки	17,84	93,73	2,04	62,2	31,22
<i>Итого концентрат 6 перечистки</i>		–	95,93	0,99	–	56,99
Руда пробы Ф-38 ( $\text{CaF}_2$ – 26,6 %, $\text{CaCO}_3$ – 25,6 %)						
–15 мк	Концентрат 6 перечистки	14,42	96,63	0,97	60,11	29,27
	Концентрат 5 перечистки	16,76	94,32	2,87	68,18	33,19
+15 мк	Концентрат 6 перечистки	21,34	93,40	1,36	68,65	37,7
	Концентрат 5 перечистки	22,62	92,21	2,03	71,86	39,46
<i>Итого концентрат 6 перечистки</i>		–	95,53	1,23	–	66,97

Для экспериментов с обособленной флотацией песков и шламов производилось разделение измельчённой руды на фракции методом седиментации. Оптимальная граница разделения ( $-15$  мк) была установлена в цикле сравнительных испытаний.

В таблице приведены результаты исследований, свидетельствующие о возможности существенного повышения эффективности флотации флюоритовой руды различного качества, с включением в схему предварительной классификации измельчённого материала.

При обогащении руды пробы Ф-42, имеющей крайне неблагоприятный состав и низкий карбонатный модуль, удаётся получить высококачественные концентраты с общим содержанием  $\text{CaF}_2$  до 95,93 % и приемлемым для столь труднообогатимого сырья извлечением (56,99 %).

Извлечение флюорита в общий концентрат (95,53 %  $\text{CaF}_2$ ), полученный из руды пробы Ф-38, составило 66,97 %. Необходимо отметить, что технологический режим флотации шламовой и зернистой частей руды существенно отличался по всем основным параметрам: плотность питания, время флотации по операциям схемы, расходы реагентов.

Анализ гранулометрического состава концентратов, выделенных по традиционной схеме и по технологии с предварительной классификацией измельченного материала с использованием лазерного прибора ANALIZETTE 22 немецкой фирмы FRITZSCH (рисунок) позволяет сделать вывод о существенном повышении селективности процесса при обособленной флотации песковых и шламовых продуктов

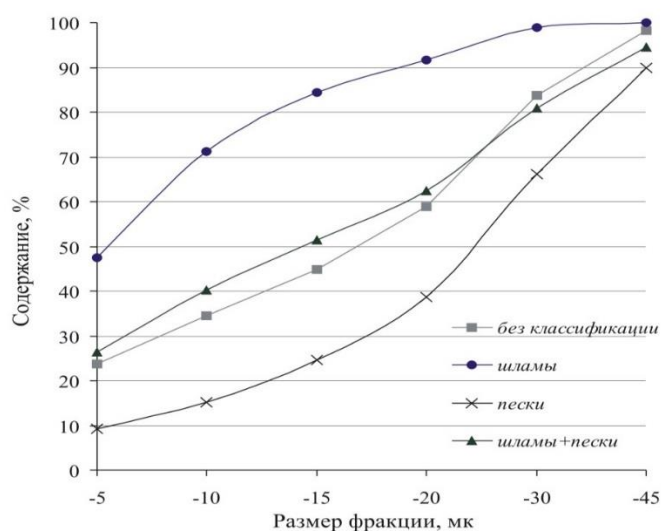


Рисунок. Результаты гранулометрического анализа

Несмотря на то, что по балансу в общем концентрате песковой и шламовой фракций содержание тонких шламов заметно возрастает в сравнении с экспериментами, на исходной руде без предварительной классификации (класс  $-5$  мк на 2,7 %, класс  $-10$  мк на 5,7 %,  $-15$  мк на 6,5 %) для полученных концентратов характерно существенно более высокое качество.

Таким образом, в результате проведенных исследований установлено, что совершенствование технологии флотационного обогащения бедных труднообогатимых карбонатно-флюоритовых руд позволило повысить селективность флотации.

Повышение дисперсной однородности питания флотации и соответственно включение в схему операций классификации измельчённой руды дают возможность эффективного обогащения бедных высококарбонатных руд.

Общее извлечение флюорита в концентраты высокого качества, содержащие 95,5–95,9 %  $\text{CaF}_2$  составило для пробы Ф-38 – 66,97 %, Ф-42 – 56,99 %.



УДК 622.765.063

**Н.К. Тусупбаев<sup>1</sup>, Н.Н. Рулев<sup>2</sup>, Д.К. Турысбеков<sup>1</sup>, Л.В. Семушкина<sup>1</sup>,  
А.М. Мухамедилова<sup>1</sup>, С.М. Нарбекова<sup>1</sup>**

<sup>1</sup>АО «Институт металлургии и обогащения», Алматы, Казахстан, *syomushkina.lara@mail.ru*

<sup>2</sup>Научно-разработческая фирма «Турбофлотсервис», Киев, Украина

## **ПРИМЕНЕНИЕ ГЕНЕРАТОРА МИКРОПУЗЫРЬКОВ ПРИ ФЛОТАЦИИ ТОНКОВКРАПЛЕННЫХ РУД**

*It is shown effective of actions air in water microdispersion generator for flotation of Vasilkovsky and Shalkiinsky deposits ore. Vasilkovskaya deposit the gold content in the concentrate increased by 5.3 g/ton and the extraction – by 4.27 %. Shalkya deposit of the lead extraction have been increased by 5.83 %, and zinc extraction – by 4.37 %. Flotation time is reduced by 15-20 %.*

Поскольку при обогащении в процессе измельчения исходного сырья образуется большое количество частиц, размер которых существенно меньше 30 мкм, значительная часть ценного компонента теряется в хвостах обогащения. По мере истощения богатых месторождений и возникновения необходимости вовлечения в переработку бедных, тонковкрапленных руд и техногенного сырья, раскрытие которых требует очень тонкого измельчения, проблема флотации мелких шламовых частиц приобретает актуальное значение.

Установлено, что комбинированная пневмо-механическая микрофлотация, основанная на одновременном использовании как крупных пузырьков воздуха, обычно генерируемых во флотомашинах, так и микропузырьков, генерируемых автономным устройством в виде водо-воздушной микроэмульсии, позволяет достичь существенного увеличения эффективности процесса.

В настоящее время многие производители флотационных машин пытаются снабдить их средствами для получения мелких пузырьков. В частности, фирма «Имхофлот» (IMHOFLOT) предлагает пневматические флотационные машины, в которых пузырьки образуются с помощью пористых тел на основе керамики. Основной недостаток таких машин состоит в том, что пористые тела очень быстро закупориваются, требуют очистки воздуха, а пузырьки при этом имеют недостаточно малый размер (не менее 200 мкм). Предлагаются также флотационные машины колонного типа (например, фирмой CPT Inc., Canada), в которых пузырьки генерируются путем пропускания воздуха под высоким давлением через тонкий кольцевой зазор. Образующаяся при этом тонкая пленка воздуха в воде рвется на отдельные пузырьки. Как и в предыдущем случае, такие устройства быстро закупориваются, требуют постоянной очистки, дороги в эксплуатации, а также, самое главное, не позволяют получать пузырьки размером менее 200 мкм.

Проведены исследования по флотации золотосодержащей руды Васильковского месторождения с использованием генератора водо-воздушной микроэмульсии, являющегося источником получения микропузырьков, с целью улучшения флотации шламовых частиц минералов и сокращения времени флотации.

Исследования проводились на пробе руды Васильковского месторождения с исходным содержанием Au – 2,14 г/т. Схема флотационного обогащения золотосодержащей руды Васильковского месторождения включала в себя следующие операции:

- измельчение руды в 1 стадии до крупности 87 % класса –0,071 мм;
- межцикловая флотация с выводом концентрата в готовый продукт;
- измельчение хвостов межцикловой флотации до крупности 92 % класса –0,071 мм;
- основная и контрольная флотация;
- перечистка концентрата основной флотации.

Результаты лабораторных опытов в замкнутом цикле в базовом режиме без использования и с использованием генератора показали, что при использовании генератора во всех циклах флотации выход общего концентрата в сравнении с базовым режимом снижается на 1,32 % с 16,28 % до 14,96 %, при этом повышается: качество на 1,21 г/т (с 8,64 г/т до 9,85 г/т), извлечение – на 2,07 % (с 83,59 % до 85,66 %); эффективность обогащения – на 3,48 %, коэффициент концентрации металла – на 0,6 %.

При использовании генератора в циклах основной и контрольной флотаций значительно улучшаются показатели флотационного извлечения золота в золотосодержащий концентрат в сравнении с базовым режимом: повышается качество на 5,3 г/т (с 8,64 г/т до 13,94 г/т), извлечение – на 4,27 % (с 83,59 % до 87,86 %); эффективность обогащения – на 8,61 %, коэффициент концентрации металла – на 2,02 %.

Таким образом, генератор водовоздушной микроэмульсии повышает эффективность флотационного обогащения измельченного до 80 % и выше класса крупности –0,071 мм продукта, что подтверждается экспериментальным опытом. Использование генератора в циклах основной и контрольной флотации значительно улучшает показатели флотационного обогащения руды Васильковского месторождения: качество улучшается на 5,3 г/т, извлечение увеличивается на 4,27 %.

Проведена работа по комбинированной микрофлотации на труднообогатимой, тонковкрапленной руде месторождения Шалкия с использованием генератора водовоздушной микроэмульсии. Для проведения исследований была использована технологическая проба руды месторождения Шалкия, в которой по результатам химического анализа содержание свинца составило 1,3 %, цинка 3,7 %.

Основными полезными минералами в руде месторождения Шалкия являются сфалерит, галенит и пирит, которые имеют очень тонкую вкрапленность – от пылевидной до 0,1 мм – и характеризуются тесным взаимопроращением между собой, а также с вмещающими минералами пустой породы, в частности кварцем и карбонатами. Результаты дисперсионного анализа измельченной свинцово-цинковой руды показывают, что большая часть полезных компонентов сосредоточена во фракции 0-10 мкм.

Проведены работы по базовой схеме и по комбинированной микрофлотации на труднообогатимой, тонковкрапленной руде месторождения Шалкия с использованием генератора водовоздушной микроэмульсии и пенообразователей Т-92 и СВМ. Опыты по флотации проведены в укрупненно-лабораторном масштабе в замкнутом цикле по схеме прямой селективной флотации.

Руду месторождения Шалкия дробили на лабораторных щековой и валковой дробилках до крупности –2,5+0 мм, затем измельчали в лабораторной шаровой мельнице. Флотационные опыты проводились на лабораторных флотационных машинах ФМЛ-1 и ФМЛ-2.

Схема укрупненно-лабораторных испытаний по флотации руды Шалкинского месторождения включала в себя свинцовый и цинковый циклы с контрольными флотациями и тремя перечистками свинцового и цинкового концентратов.

В схеме флотации использовали следующие реагенты в качестве:

- депрессора цинковых минералов – цинковый купорос и цианид натрия;
- сульфидизатора – сернистый натрий;
- депрессора пустой породы – жидкое стекло;

- собирателя – бутиловый ксантогенат натрия;
- вспенивателя – Т-92 и модифицированный пенообразователь;
- регулятора среды – известь;
- активатора цинковых минералов – медный купорос.

По базовому режиму в замкнутом цикле получен свинцовый концентрат, содержащий 41,5 % свинца при извлечении 44,2 %, и цинковый концентрат, содержащий 41,2 % цинка при извлечении 70,01 %.

С применением пенообразователя СВИМ и генератора водовоздушной микроэмульсии получен свинцовый концентрат, содержащий 45,4 % свинца при извлечении 49,88 %, и цинковый концентрат, содержащий 43,2 % цинка при извлечении 74,38 %.

Применение генератора водовоздушной микроэмульсии совместно с пенообразователем СВИМ, по сравнению с базовым режимом, позволяет повысить извлечение свинца в свинцовый концентрат на 5,68 %, цинка в цинковый концентрат – на 4,37 %. При этом время флотации сокращается на 15–20 %.

УДК 622.7:549.454.2

### **А.В. Троицкий, Д.Г. Петкевич-Сочнов**

Федеральное агентство по недропользованию Федеральное государственное бюджетное учреждение «Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья им. Н.М. Федоровского», Москва, Россия, [a.v.troitski@gmail.com](mailto:a.v.troitski@gmail.com)

## **РАЗРАБОТКА ФЛОТАЦИОННОГО ПРОЦЕССА ОБОГАЩЕНИЯ ФЛЮОРИТ-БЕРИЛЛИЕВОЙ РУДЫ\***

*As a result of technological research flotation fluorite-beryllium ore of one of the domestic raw material objects field containing 4,33 %  $\text{CaF}_2$  and 1,86 %  $\text{BeO}$ , prepared: fluorite concentrate (79,8 %  $\text{CaF}_2$  with a recovery of 74,2 %) and beryllium concentrate (10,78 %  $\text{BeO}$  with a recovery of 68,0 %).*

Объектом технологических исследований являлась проба флюорит-бериллиевой руды одного из отечественных сырьевых объектов. В поступившей технологической пробе главными ценными компонентами являлись флюорит и бериллий (4,33  $\text{CaF}_2$  и 1,86 %  $\text{BeO}$ ).

Особенности вещественного состава пробы прогнозировали эффективное флотационное обогащение с получением приемлемых технологических показателей процесса. Флотация флюорит-бериллиевой руды была осуществлена по принципиальной технологической схеме с использованием флотационных реагентов – соды, жидкого стека, олеата натрия, соснового масла, щелочи и сернистого натрия.

Минералогическими исследованиями была установлена оптимальная крупность измельчения ( $-0,074+0$  мм), что было подтверждено результатами гранулометрической характеристики руды, измельченной до крупности  $-0,1+0$  мм,  $-0,074+0$  мм и  $-0,044+0$  мм.

---

© Троицкий А.В., Петкевич-Сочнов Д.Г., 2017

\* Работы выполнялись в технологическом в отделе ФГБУ «ВИМС» под руководством профессора, доктора технических наук С.И. Иванкова. В технологических исследованиях также принимали участие научный сотрудник Е.И. Любимова и инженер И.В. Чернушкина.

Исследования по установлению оптимальных условий проведения экспериментов показали, что при удовлетворительных показателях флюоритовой флотации, флотация бериллиевых минералов протекает со значительными потерями бериллия с продуктами флюоритового цикла и хвостами бериллиевого цикла (в сумме 60,0 % BeO) при минимальном извлечении (20,1 %) в пенный продукт основной бериллиевой флотации.

Отрицательные результаты флотации бериллиевых минералов связаны с недораскрытием сростков этих минералов при измельчении, а также со значительным преобладанием сложной по составу вмещающей породы по отношению к количеству берилла и фенакита.

В дальнейшем основными направлениями в исследованиях по флотации бериллиевых минералов и флюорита являлись:

- изучение возможности выделения в голове процесса легкофлотируемых темноцветных минералов (биотит, роговая обманка) за счет введения операции сланцевой флотации с применением селективных пенообразователей и аполярных реагентов;
- применение пропарки концентрата основной флюоритовой флотации для упрощения схемы и снижения расхода жидкого стекла;
- коррекция реагентного режима бериллиевой флотации.

Учитывая поправки, была разработана уточненная технологическая схема и были получены сводные показатели обогащения (таблица, рисунок).



Рисунок. Уточненная принципиальная технологическая схема флотации флюорит-бериллиевой руды

Таблица

Сводные показатели обогащения, %

Наименование продуктов	Выход	BeO		CaF <sub>2</sub>	
		Сод-е	Извл-е	Сод-е	Извл-е
Бериллиевый концентрат	11,75	<b>10,78</b>	<b>68,0</b>	1,72	4,68
Промпродукт бериллиевых перечисток	17,0	1,70	15,5	0,86	3,40
Флюоритовый концентрат (марки ФК-75)	4,25	0,45	1,0	<b>79,8</b>	<b>74,18</b>
Богатый промпродукт флюоритовых перечисток	0,40	1,37	0,3	35,15	3,25
<i>Σ слив</i>	17,5	1,18	11,1	1,53	6,17
Биотитовый продукт	2,5	1,65	2,2	5,65	3,26
Отвальные хвосты	46,6	0,075	1,9	0,47	5,06
<i>Σ отвалный продукт</i>	49,1	0,155	4,1	0,73	8,32
Исходная руда	100,0	1,86	100,0	4,33	100,0

Проведенные исследования по изучению обогатимости флюорит-бериллиевой руды по уточненной схеме позволили установить возможность получения бериллиевого концентрата с содержанием 10,8 % при извлечении 68 % от руды и флюоритового концентрата марки ФК-75 с содержанием 79,8 %  $\text{CaF}_2$  при его извлечении от руды 74,2 %. Также были получены промпродукты берилливых и флюоритовых перерешеток, которые являются резервом повышения извлечения в замкнутом цикле флотации.

УДК 669.213.1

**В.В. Морозов, Жаргалсайхан Эрдэнэзуул**

Научно-исследовательский технологический университет «Московский институт стали и сплавов» Минобрнауки РФ, Москва, Россия, *dchmggu@mail.ru*

### **ОПТИМИЗАЦИЯ ПРОЦЕССОВ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ И ФЛОТАЦИИ С ПРИМЕНЕНИЕМ МОДЕЛЬ-ОРИЕНТИРОВАННЫХ КРИТЕРИЕВ**

*With the use of economically-oriented optimization criteria, optimal parameters of grinding and flotation processes were calculated and used for automatic control of copper-molybdenum ore enrichment.*

Для разработки эффективных алгоритмов управления обогатительными процессами целесообразно выбирать и поддерживать параметры технологического режима, рассчитанные с использованием экономико-ориентированных критериев оптимизации.

Разработанный алгоритм управления процессами измельчения и флотации, представленный на рис. 1, предполагает последовательную реализацию приемов оценки сортности перерабатываемых руд и экономико-ориентированной оптимизации технологических процессов.

Согласно данному алгоритму регулирование осуществляется в двух контурах. Первый контур регулирования осуществляет регулирование крупности измельчения руды, второй уровень – регулирование расхода извести по величине рН. Задачей регулирования является поддержание оптимальных условий операций измельчения и коллективной флотации.

Компоновка алгоритмов управления процессом флотации осуществляется на принципе двухуровневого управления, когда при расчете оптимальных параметров процессов измельчения и флотация осуществляются на основе опережающей оценки сортности руд, а определение базовых параметров для типовых руд производится с применением экономико-ориентированных критериев оптимизации.

С использованием полученной модели флотационного процесса рассчитываются оптимальные параметры процессов измельчения и флотации. В качестве критерия эффективности целесообразно использовать специальный экономический критерий – функцию потерь, выраженную в виде стоимости теряемых металлов и затрат на повышение качества концентрата:

$$Q_t = \varepsilon^*_{\text{Cu}} \Pi_{\text{Cu}} \alpha_{\text{Cu}} + \varepsilon^*_{\text{Mo}} \Pi_{\text{Mo}} \alpha_{\text{Mo}} + \varepsilon^*_{\text{Py}} \Pi_{\text{Py}} \alpha_{\text{Py}},$$

где  $\varepsilon^*$ ;  $\Pi$ ;  $\alpha$  – потери, цена (в случае пирита – затраты на его удаление из коллективного концентрата) и содержание в руде меди ( $\text{Cu}$ ), молибдена ( $\text{Mo}$ ) и пирита ( $\text{Py}$ ).



Рис. 1. Общий алгоритм управления процессом флотации с использованием процедуры оценки сортности руд и экономико-ориентированных критериев эффективности

Особенностью разработанного алгоритма является тот факт, что оптимальные параметры процессов измельчения и флотации первоначально рассчитываются для отдельных технологических сортов руд.

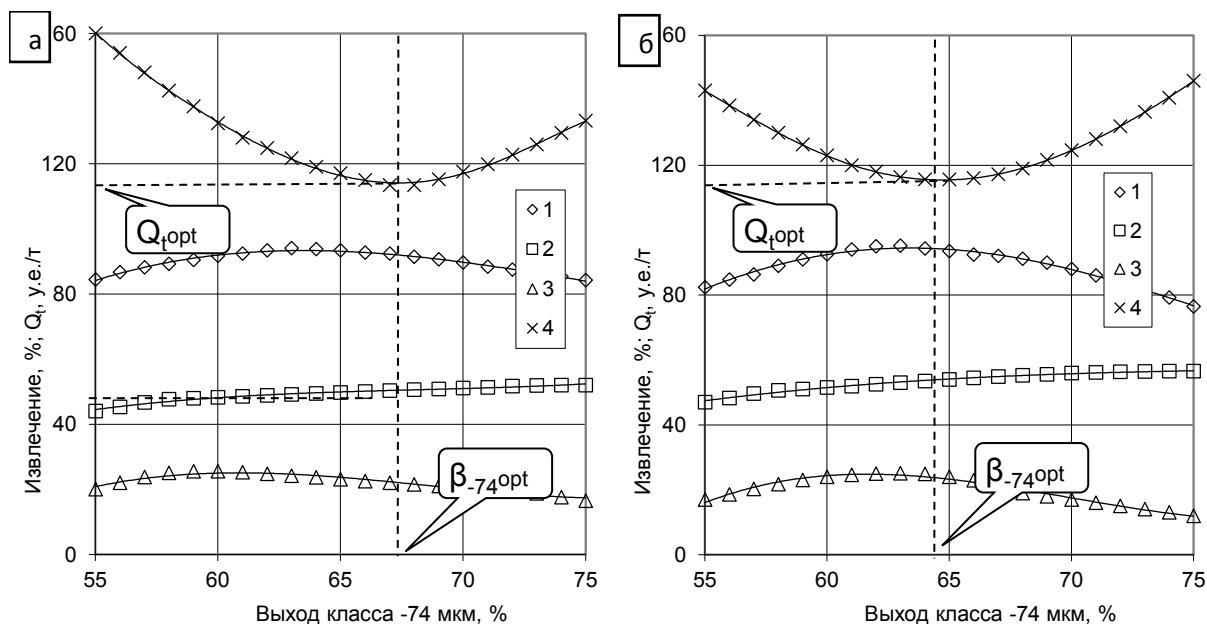


Рис. 2. Зависимость извлечений меди (1), молибдена (2) и пиритного железа (3) в коллективный концентрат и критерия оптимизации  $Q_t$  (4) от крупности измельчения для массивных первичных руд (а) и смешанных вторичных сульфидизированных руд (б)

Представленные на рис. 2 зависимости извлечений металлов и критерия оптимизации в коллективной медно-молибденовой флотации различных типов руд показывают, что о отдельным параметрам (извлечениям меди, молибдена и железа) невозможно определить наилучшие условия технологического процесса. Наилучшие условия процесса находим с использованием функции  $Q_i$ , зависимости которой от крупности измельчения также представлены на рис. 2.

Анализ представленных на рис.2 зависимостей показывает, что наилучшие параметры технологического процесса определяются поведением всех компонентов руды и оптимальные условия измельчения для различных типов руд неодинаковы. Так, для массивных первичных руд минимум функции приведенных потерь наблюдается при крупности измельчения 67,5 % класса -74 мкм, а для смешанных вторичных сульфидизированных руд – при крупности измельчения 64,5 % класса -74 мкм.

Представленные на рис. 3 зависимости критерия оптимизации в коллективной медно-молибденовой флотации различных типов руд также позволяют определить наилучшие условия технологического процесса.

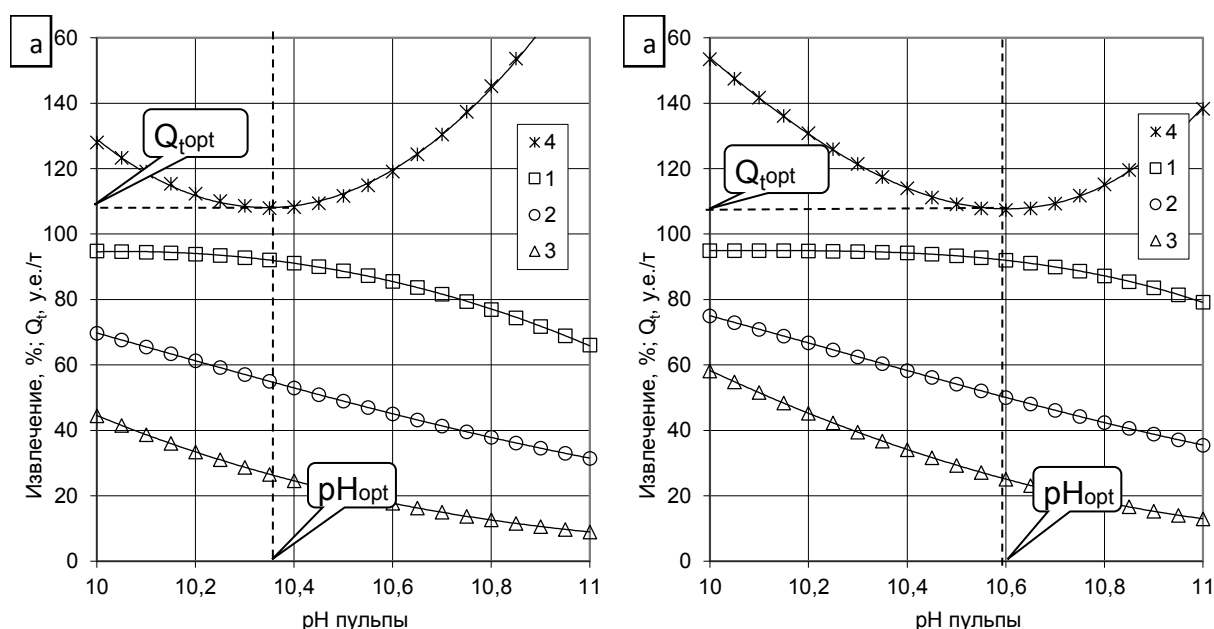


Рис. 3. Зависимость извлечений меди (1), молибдена (2) и пиритного железа (3) в коллективный концентрат и критерия оптимизации  $Q_i$  (4) от pH в коллективной флотации для массивных первичных руд (а) и смешанных вторичных сульфидизированных руд (б)

Анализ представленных на рисунке 3 зависимостей показывает, что наилучшие параметры технологического процесса определяются поведением всех компонентов руды и оптимальные условия флотации для различных типов руд неодинаковы. Так, для массивных первичных руд минимум функции приведенных потерь наблюдается при  $pH = 10,36$ , а для смешанных вторичных сульфидизированных руд – при  $pH = 10,59$ .

Результаты расчетов оптимальных параметров процессов измельчения и флотации, представленные в таблице, являются основой для расчета установочных функций систем автоматического регулирования процессов измельчения и флотации.

Таблица

## Целевые функции в системах управления процессами измельчения и классификации

№	Параметр процесса	МПР	СВСП	БПР	СОР	ССР
1	Крупность измельчения – выход класса –74 мкм, %	67,5	64,5	67,0	66,0	66,0
2	рН пульпы во флотации	10,36	10,59	10,50	10,31	10,55

МПР – массивные первичные руды; СВСП – смешанные вторичные сульфидированные руды; БПР – бедные пиритизованные руды; СОР – смешанные окисленные руды; ССР – смешанные серитизированные руды.

Разработанный алгоритм был проверен в действующей АСУТП обогатительной фабрики. Результаты проверки показали, что применение разработанного алгоритма управления, включающего применение экономико-ориентированных критериев оптимизации, позволяет повысить технико-экономическую эффективность всего комплекса обогащения медно-молибденовых руд.

УДК 669.2/.8.3

**А.В. Романенко, Н.В. Маслова, Ю.С. Четверикова**

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Сибирский федеральный университет», Красноярск, Россия

### ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ФУНКЦИОНАЛИЗИРОВАННЫХ МАГНИТНЫХ НАНОЧАСТИЦ ДЛЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЦВЕТНЫХ И БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ РАСТВОРОВ\*

*Discusses the possibility of using functionalized magnetite nanoparticles, obtained by chemical means, to improve the technological parameters of the ore and increasing the complexity of its use, by applying the technology of the magnetization of fine particles of magnetite, followed by separation of valuable component from the solution by magnetic methods.*

Современная тенденция к получению наноразмерного материала показала, что вещество может иметь совершенно новые свойства, если взять очень маленькую частицу этого вещества. Поэтому в обогащении полезных ископаемых данное направление широко развито в процессе флотации для извлечения металлов из растворов при использовании наночастиц в качестве реагентов. Комбинирование методов синтеза, функционализации и стабилизации с традиционными методами обогащения полезных ископаемых обещает новые возможности развития методов подготовки минералов к сепарации.

Железо является ферромагнитным материалом с высокой плотностью магнитного потока. Несмотря на то, что удастся получить монодисперсные частицы железа, получить магнитные наночастицы в чистом виде достаточно сложная задача, так как они легко окисляются на воздухе, теряя частично или полностью свою намагниченность.

© Романенко А.В., Маслова Н.В., Четверикова Ю.С., 2017

\* Научный руководитель – кандидат технических наук И.И. Бакшеева (ИГД СО РАН, Новосибирск, Россия).



Целью настоящего исследования является улучшение технологических показателей руды и повышение комплексности ее использования с помощью воздействия функционализированных наночастиц магнетита, предварительно полученных химическим путем, на растворы, содержащие ценные компоненты.

Известны способы извлечения благородных металлов из растворов электролизом, цементацией и осаждением в виде труднорастворимых соединений. Все перечисленные способы применимы лишь в определенных условиях, ограничиваемых концентрациями извлекаемых металлов и кислотно-солевым фоном. При невысоких концентрациях извлекаемого металла данные способы не обеспечивают требуемого извлечения или селективности и, как правило, сопряжены с большим расходом реагентов или электроэнергии.

Известны способы селективного извлечения металлов из растворов сорбцией, заключающиеся в контактировании перерабатываемых растворов с синтетическим или минеральным сорбентом. Основным преимуществом сорбции является простота реализации способа, сочетающаяся с высокой степенью извлечения.

Извлечение металлов из растворов наночастицами магнетита является наиболее дешевым способом извлечения, так как повышение селективности для извлечения металлов из поликомпонентных растворов будет проходить при использовании дешевых реагентов и вспомогательных материалов.

Синтез магнитной жидкости состоит из двух основных стадий: получение магнитных наночастиц и стабилизация их в жидкой основе. При получении наноразмерного материала использовался метод, приведенный в работе.

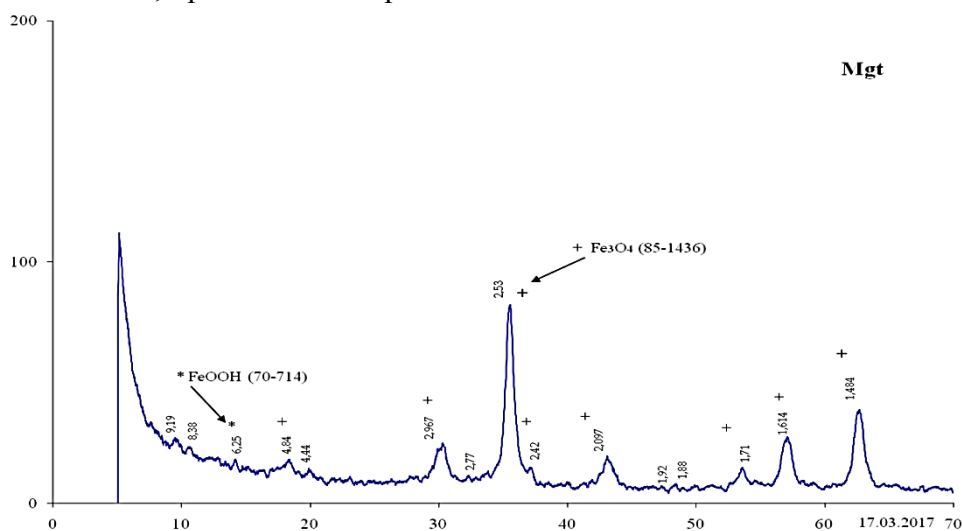
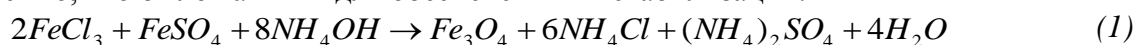


Рисунок. Рентгенофазовый анализ наночастиц магнетита

Суть метода химического осаждения магнетита заключалась в быстрой нейтрализации при постоянном перемешивании солей двух- и трёхвалентного железа избытком водного раствора аммиака.

Образующийся в ходе реакции осадок состоял из частиц магнетита размерами от 2 до 20 нм при среднем размере около 5 нм. Поверхность частиц обладала хорошей адсорбционной способностью, что было важным для обеспечения их стабилизации.



Полученные наночастицы магнетита анализировали методом рентгенофазовым анализом (РФА). Результаты РФА представлены на рисунке.

Данные исследования показали, что полученный магнетит является практически чистым веществом, что говорит о его несклонности к окислению. Это свидетельствует о хорошей адсорбционной способности цветных металлов на поверхности магнетита.

Поверхность наночастиц магнетита, полученных описанным методом, может быть стабилизирована в водной среде путем адсорбции лимонной кислоты.

Эта кислота может адсорбироваться на поверхности магнитных наночастиц путем координации через один или два карбоксильных функционала, в зависимости от кривизны поверхности. Поэтому, по меньшей мере, одна группа карбоновой кислоты, взаимодействующая с растворителем, становится ответственна за принятие поверхности отрицательного заряда и гидрофильности.

Магнитные наночастицы обычно не только стабилизируют, но и направленно функционализируют для придания специальных свойств или селективности при извлечении цветных или благородных металлов.

Функционизированные магнитные наночастицы возможно использовать для извлечения цветных и благородных металлов из растворов. В качестве функционализирующего реагента предложено использовать тиоктовую кислоту (липовую кислоту).

Планируется, что в ближайшее время будут поставлены опыты с использованием функционализированных и стабилизированных магнитных наночастиц для извлечения цветных и благородных металлов.

УДК 621.928.5

**Е.С. Прокопьев<sup>1</sup>, Т.А. Чикишева<sup>1</sup>, С.А. Копылов<sup>1</sup>,  
В.А. Харчистов<sup>1</sup>, В.А. Киркизов<sup>2</sup>**

<sup>1</sup> Инжиниринговый центр по переработке техногенного сырья ФГБОУ ВО Иркутский государственный университет (ИГУ), Иркутск, Россия, *prokopyeves@mail.ru*

<sup>2</sup> ООО «Дарасунский рудник», п. Вершино-Дарасунский, Забайкальский край, Россия

## **ИСПЫТАНИЯ ТЕХНОЛОГИИ ВИНТОВОЙ СЕПАРАЦИИ НА ДАРАСУНСКОЙ ЗИФ**

*In the conditions of the enrichment plant of the Darasun mine, industrial test of the screw separation technology were carried out, in order to extract gold into the gravity concentrate and reduce the amount of biotite in the gravity concentrate. The test were carried out on a sludge screw separator SVSH – 500, manufactured by the company «Spirit». The obtained results make it possible to regard the method of screw separation as an alternative to the flotation process, from a technological and from an economic point of view.*

Дарасунское золоторудное месторождение расположено в поселке Вершино-Дарасунском Тунгокоченского района Забайкальского края, в 78 км от станции Шилка Забайкальской железной дороги. Рудное поле включает три месторождения – Дарасунское, Теремкинское и Талатуйское.

Месторождение относится к золотосульфидной кварцевой формации, проявленной в березитизированных и лиственитизированных вмещающих породах. На Дарасунском месторождении выявлено около 200 кварц-сульфидных золоторудных жил. Протяженность рудоносных жил от 100 м до 2,5 км. Средняя мощность колеблется от 0,3 до 2 м.

---

© Прокопьев Е.С., Чикишева Т.А., Копылов С.А., Харчистов В.А., Киркизов В.А., 2017

Технологическая схема Дарасунской золотоизвлекательной фабрики предусматривает дробление исходной руды до 120 мм, измельчение в мельнице МПСИ до –20 мм, гравитационное обогащение на прямоточных шлюзах мелкого наполнения, доизмельчение хвостов шлюзов мелкого наполнения в мельнице типа МШЦ до 90 % кл. –0,074 мм и последующую сульфидную флотацию в две стадии – основную и перечистную. Концентрат флотации подвергается доизмельчению и цианируется.

Отличительной особенностью руд Талатуйского месторождения является повышенное, по сравнению с Дарасунскими и Теремкинскими рудами, содержание слюды биотита (18–19 % против 2 %), также в рудах Талатуйского типа наблюдается пониженное содержание золота (1–3 г/т против 5–8 г/т).

В данный момент на ЗИФ перерабатывается в основном руда Талатуйского месторождения. При обогащении руды наблюдается следующий негативный эффект от наличия биотита в руде – во флотационный концентрат биотит извлекается практически полностью и далее по схеме переработки оказывает отрицательное влияние на подготовку к цианированию и собственно на процесс цианирования. По согласованию с руководством ЗИФ выполнены тестовые работы по изучению возможности применения винтовой сепарации перед (вместо) флотацией с целью уменьшения количества биотита, поступающего на гидрометаллургический передел, с минимальными потерями золота.

В мае 2017 года в условиях ЗИФ проводились испытания винтовой сепарации на продукте «Питание флотации». Гранулометрическая характеристика и распределение компонентов по классам крупности представлены в табл. 1.

Данные гранулометрической характеристики свидетельствуют о неравномерном распределении золота по классам крупности – максимальное его сосредоточение приходится на класс менее 0,04 мм. Сульфидные минералы (пирит, арсенопирит, пирротин) и биотит максимально сосредоточены в классе крупности –0,125+0,071 мм.

Таблица 1

Гранулометрическая характеристика и распределение компонентов по классам крупности

Класс крупности, мм	Выход, %	Содержание Au, г/т	Распределение Au, %	Содержание сульфидов, %	Распределение сульфидов, %	Содержание биотита, %	Распределение биотита, %
+0,125	9,43	3,01	9,86	0,9	0,50	9,9	5,79
–0,125+0,071	53,38	1,09	20,3	19,5	61,14	18,9	62,59
–0,071+0,04	16,05	1,98	11,04	27,0	25,45	14,1	14,04
–0,04+0,0	21,14	8,01	58,8	10,4	12,91	13,4	17,57
Всего	100	2,88	100	17,0	100	16,1	100

С точки зрения извлечения золота данное сырье можно охарактеризовать как труднообогащаемое для гравитационных методов разделения.

Испытания винтовой сепарации проводились на четырехвитковом однозаходном винтовом шлюзе СВШ-500 (диаметр 500 мм) в две операции – основную (ОВС) и перечистную (ПВС). Наилучшие результаты представлены в табл. 2.

В результате проведенных опытов получен гравитационный концентрат, пригодный для цианирования (10,17 г/т) при сквозном извлечении в него золота на уровне 63 % (показатель извлечения сходный с извлечением золота при помощи флотации). Количество биотита, поступающего на цианирование, в абсолютной величине снижено на 86,4 %. Гранулометрическая характеристика конечного концентрата (ПВС) представлена в табл. 3.

Таблица 2

Результаты испытания винтовой сепарации  
на четырехвитковом однозаходном винтовом шлюзе СВШ-500

Наименование продукта	Выход, % (опер.)	Выход, % (исх.)	$\beta_{Au}$ , г/т	$\epsilon_{Au}$ , % (опер.)	$\epsilon_{Au}$ , % (исх.)	$\beta_{сульф}$ , %	$\epsilon_{сульф}$ , % (исх.)	$\beta_{Вi}$ , %	$\epsilon_{Вi}$ , % (исх.)
Основная винтовая сепарация (ОВС) – 179 кг/ч, 40 % тв.									
Концентрат ОВС	33,16		6,05	69,66		16,0	71,9	17,8	30,1
Хвосты ОВС	66,84		1,31	30,34		3,1	28,1	20,5	69,9
Исх. питание	100,0		2,8	100,0		7,38	100,0	19,6	100,0
Перечистная винтовая сепарация (ПВС) – 122 кг/ч, 40 % тв.									
<b>Концентрат ПВС</b>	51,74	<b>17,16</b>	<b>10,17</b>	89,37	<b>62,26</b>	29,1	31,2	14,1	13,6
Хвосты ПВС	48,26	15,56	1,38	10,63	7,4	2,0	40,7	22,4	16,5
Исх. питание (концентрат ОВС)	100,0	33,16	6,05	100,0	69,66	16,0	71,9	17,8	30,1

$\beta_{сульф}$  – содержание сульфидных минералов, %;  $\epsilon_{сульф}$  – распределение сульфидных минералов, %;  $\beta_{Вi}$  – содержание биотита, %;  $\epsilon_{Вi}$  – распределение биотита, %.

Таблица 3

Гранулометрическая характеристика гравиконоцентрата  
и распределение компонентов по классам крупности

Класс крупности, мм	Выход, %	Содержание Au, г/т	Распределение Au, %	Содержание сульфидов, %	Распределение сульфидов, %	Содержание биотита, %	Распределение биотита, %
+0,125	7,89	7,69	5,97	28,36	7,69	18,24	10,21
–0,125+0,071	48,67	4,52	21,66	18,64	31,19	7,42	25,62
–0,071+0,04	26,42	7,85	20,4	60,12	54,59	20,17	37,8
–0,04+0,0	17,02	31,04	51,95	11,16	6,53	21,84	26,37
Всего	100,0	10,17	100,0	29,1	100,0	14,1	100,0

Полученные результаты дают возможность расценивать метод винтовой сепарации как альтернативный флотации способ обогащения высокослюдистой Галатуйской руды Дарасунского месторождения золота как с технологической точки зрения – уровень извлечения золота схож с флотацией, а количество биотита перед цианированием уменьшено в 7 раз, так и с экономической – эксплуатационные затраты на ведение процесса флотации значительно превышают эксплуатационные затраты на винтовую сепарацию.

### **Секция 3. КОМПЛЕКСНАЯ ПЕРЕРАБОТКА МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ, ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ**

---

УДК 669.884

**А.В. Курков, С.И. Ануфриева, Е.Г. Лихникевич, А.А. Рогожин**

Федеральное государственное бюджетное учреждение «Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья им. Н.М. Федоровского», Роснедра, Москва, Россия, *kurkov@vims-geo.ru*

#### **НОВЫЕ ВОЗМОЖНОСТИ РАЗВИТИЯ ПРОИЗВОДСТВА ЛИТИЯ НА ОСНОВЕ СОВРЕМЕННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ**

*A set of technologies for enrichment and hydrometallurgical processing various ore lithium raw materials is considered.*

Литиевое сырье с 1995 года в России не производится, потребности российских заводов удовлетворяются за счет импорта карбоната лития из Чили и Китая. Литий был включен в ФЦКП «ЛИБТОН» (1996г) как один из главных элементов, необходимых для развития ядерной энергетики. В ней предполагалось возобновление эксплуатации сподуменного Завитинского месторождения и грейзеновых руд Ачиканского участка вблизи Этыкинского месторождения с содержанием оксида лития 0,7–0,8 %. Однако программа не была осуществлена. В последнее время в связи с ростом спроса на литиевую продукцию и прогнозам дальнейшего его увеличения в мире наблюдается активизация геологоразведочных работ, технологических исследований и разработки новых проектов освоения месторождений лития, изменяется структура потребления лития.

По мере развития технологических разработок отношение к сырьевым источникам лития стало меняться. Получение высокочистых соединений лития, в которых нуждаются производители батарей, повышает роль литиевых пегматитов как источника литиевого сырья. Освоение пегматитовых месторождений дает возможность получить достаточно быстрый результат в увеличении производства лития. Также появились технологические исследования, дающие возможность вовлечения в переработку различных видов бедного сырья, где литий присутствует в виде слюд, в том числе и отходов переработки руд.

В настоящее время создан существенный задел в области обогащения сподуменных руд, в том числе комплексных. Заслуживает внимания ряд технологических решений извлечения сподумена, осуществленный на базе сложных по составу бедных комплексных руд Завитинского месторождения. Важным направлением совершенствования технологии извлечения лития являются работы по фотометрической сепарации товарных и забалансовых руд. Внедрение этого процесса позволит существенно повысить эффективность использования недр при добыче и переработке сподуменных руд. Был введен узел сланцево-шламовой флотации. Флотация сланцев проводится в сильнощелочной среде при pH 10–10,5 со вспенивателем на основе диоксаноновых спиртов (Т-66 или Т-80) и позволяет выделить сланцы и шламы в отдельный продукт, не захватывая сподумен. Внедрение сланцевой флотации позволило снизить содержание сланцев в сподуменном концентрате в 1,5–2,0 раза

и повысить содержание оксида лития в нем на 0,2-0,3 %. В цикле коллективной сподумено-берилловой флотации для стабилизации щелочного режима была применена буферная система: карбонат-бикарбонат натрия. Это позволило стабилизировать рН основной флотации, сократить расход соды в 1,5 раза, вернуть в процесс часть шламов.

В результате проведенного комплекса исследований состава таллового масла лиственной древесины, флотационных свойств этого собирателя и его составляющих был установлен эффект усиления флотационных свойств жирнокислотного собирателя по отношению к сподумену под влиянием высших алифатических изоспиртов. Это определило замену олеиновой кислоты в технологическом процессе на более дешевое сочетание талловых масел лиственной древесины с высшими алифатическими изоспиртами.

Разработка и внедрение узла сланцево-шламовой флотации стабилизировало процесс в целом, но не позволило достаточно полно извлекать в сланцевый продукт слюдистые минералы, которые продолжали концентрироваться в коллективном концентрате и затрудняли его химико-металлургическую переработку. В связи с этим был разработан и внедрен процесс флотации слюд из коллективного сподумено-бериллового концентрата катионным собирателем АНП-2 (расход 0,15 кг/т) в сернокислой среде (рН ~2). Внедрение узла флотации слюд в технологическую схему позволило: расширить диапазон содержания оксида лития в руде, при котором могут быть получены кондиционные концентраты с содержанием оксида лития 4,6–4,8 %, несмотря на существенно сниженное его содержание в самом сподумене (~6,3 %).

Проведенными поисковыми исследованиями по обогащению малообъемной пробы богатой сподуменной руды месторождения Коральпина (Австрия) с содержанием оксида лития 1,8 % по схеме обогащения Завитинской руды подтверждена эффективность разработанных процессов флотации. Получен высококачественный сподуменный концентрат (5,3 % оксида лития) с высоким (на уровне 90 %) извлечением. При переработке сподуменного концентрата по сернокислотной технологии получен карбонат лития, по химическому составу отвечающий требованиям стандарта США на технический карбонат.

За рубежом для обогащения богатых сподуменных руд разработаны эффективные процессы получения высокосортных сподуменных концентратов. Новый проект Pilgangoora (Австралия) предполагает получение из руды с содержанием 1,3 %  $\text{Li}_2\text{O}$  высококачественных сподуменных концентратов с содержанием более 6,0  $\text{Li}_2\text{O}$  с извлечением 77 % оксида лития по схеме с применением тяжелосредней сепарации, флотации, магнитной сепарации в слабом и сильном поле.

В процессе обогащения комплексных редкометалльных, флюорито-редкометалльных отечественных руд литийсодержащие слюды, с которыми обычно связано основное количество оксида лития, на ~90 % переходят в хвосты основного производства с содержанием 0,12–0,15 %  $\text{Li}_2\text{O}$ . В результате проведенных исследований разработана схема и технологический режим получения слюдяного литиевого концентрата из хвостов, содержащих слюды, представленные литийсодержащими разновидностями изоморфного ряда: циннвальдит – криофиллит – лепидолит.

Разработанная технология включает обесшламливание исходного питания по классу 20 мкм в гидроциклоне, флотацию литиевых слюд в щелочной среде (рН 10–11) катионным собирателем АНП-2 и дополнительным собирателем Оксифос-Б, четыре перечистки пенного продукта в щелочной среде с оборотом всех промпродуктов на операцию гидроциклонирования. Использование в процессе флотации небольших количеств дополнительного реагента Оксифос-Б (калилиевая соль эфира фосфорной кислоты) повышает селективность литиевой флотации без снижения извлечения лития в концентрат и стабилизирует процесс. Введение в процесс на ранней стадии подготовительных операций

специального модификатора МКД (класс аминов) в небольшом количестве оказывает дополнительный эффект в виде восстановления извлечения лития на фоне полного оборота воды до уровня, достигаемого со свежей водой. По данной технологии из питания с содержанием оксида лития 0,14 % получен литиевый концентрат с содержанием 2,7 %  $\text{Li}_2\text{O}$  с извлечением 87 % (на свежей воде); концентрат такого же качества с извлечением оксида лития 69 % в условиях полного оборота воды и концентрат с содержанием 2,5 %  $\text{Li}_2\text{O}$  с извлечением 88 % в условиях полного оборота воды при использовании МКД. Технология обеспечивает получение литиевого слюдяного концентрата, несмотря на очень низкое содержание оксида лития в исходном сырье.

Применяемые традиционные методы переработки литиевых концентратов используют высокотемпературные процессы: спекание с известью или известняком при температуре 1200–1250 °С или декрипитацию сподуменового концентрата при температуре 1100 °С с получением  $\beta$ -модификации сподумена. Обжиг является энергоемким, экономически целесообразно перерабатывать только высококачественные сподуменовые концентраты с содержанием оксида лития не менее 5 %. Основные усилия исследователей направлены на поиск процессов с применением более низких температурных режимов.

В настоящее время канадская компания *Stria Lithium Inc.*, специализирующаяся на разработке технологии для проекта Pontax, для переработки сподуменового концентрата с содержанием 6,3 %  $\text{Li}_2\text{O}$  предлагает использовать процесс повторяющегося хлорирования, который обеспечивает более низкие издержки производства и продукцию, по качеству и стоимости отвечающую требованиям производителей батарей.

Для бедных сподуменовых руд Завитинского месторождения установлено, что в условиях автоклавного выщелачивания взаимодействие в системе «руда – раствор NaOH», по данным рентгенографического анализа, сопровождается структурно-фазовыми превращениями, завершающимися образованием в твердой фазе гидроалюмосиликатов типа гидросодалита и канкринита с переходом в щелочной раствор лития, бериллия и части кремния. Эти условия реализуются лишь при жестких режимах обработки руды: температура – 250 °С, концентрация NaOH > 300 г/л. Выделение и разделение лития и бериллия из карбонатно-щелочного раствора осуществляется дробной карбонизацией путем насыщения его углекислым газом. Дробная карбонизация обеспечила получение карбоната лития, содержащего 98,8 % основного вещества при извлечении лития в него 91,41 %, и бериллиевого продукта, содержащего 43,65 % Be при извлечении бериллия 87,6 %. Установлена возможность применения автоклавного чека, как для водоочистки, так и для переработки его на глинозем.

Наиболее впечатляющие результаты получены австралийскими компаниями Lithium Australia и Lepidico – L-Max® для переработки лепидолитовых и циннвальдитовых слюд, а также сподуменосодержащих руд без обжига с получением карбоната лития батарейного сорта. По гидрометаллургической технологии, названной процессом Sileach, галогенсодержащий компонент смешивают со слюдой и выщелачивают в серной кислоте при температуре 95–115 °С в течение 4 ч при атмосферном давлении.

Перспективной технологией, исключая обжиг, является отечественная гидрохимическая технология, разработанная для переработки хвостов обогащения руд Вознесенского месторождения: выщелачивание полезных компонентов щелочно-алюминатным раствором при температуре 180–260 °С и продолжительности процесса 4–5 ч. Технология позволяет полностью разложить руду или продукт обогащения с переводом в раствор Al, Be, Li, Rb, Cs, Ca, которые при последующей карбонизации раствора выделяются в товарные продукты: гидроксиды бериллия и алюминия, карбонаты лития, рубидия, цезия, кальция.

Разработанные процессы обогащения и гидрометаллургической переработки являются важным технологическим резервом для освоения отечественных сырьевых источников. Наиболее перспективными для стратегического развития производства лития в стране является сподуменовые месторождения Кольского полуострова, по качеству не уступающие зарубежным: Колмозерское, Полмостундровское, Вороньтундровское пегматитовое поле. Содержание оксида лития в рудах 1,25–1,5 %. Наиболее доступно Колмозерское месторождение, расположенное недалеко от Ловозерского ГОКа.

При наличии действующей инфраструктуры на первом этапе создания производства лития также перспективно извлечение лития из отходов переработки рудного сырья, содержащего литий в виде слюд, или извлечение его прямой гидрометаллургической переработкой литиевых грейзенов.

УДК 669.213

**Г.В. Седельникова, Д.Х. Ким, Н.В. Ибрагимова**

Федеральное государственное унитарное предприятие Центральный научно-исследовательский геологоразведочный институт цветных и благородных металлов, Москва, Россия,  
*gsedelnikova@mail.ru*

## **ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ БЕДНЫХ УПОРНЫХ ЗОЛОТОСУЛЬФИДНЫХ РУД**

*The technology of heap bacterial leaching poor resistant gold-copper-zinc ore were investigated in comparison with the traditional flotation beneficiation, obtaining concentrates of non-ferrous metals for smelting and cyanidation of flotation tails*

Извлечение золота из упорных золотосульфидных руд осуществляется в основном с помощью методов автоклавного и бактериального выщелачивания и обжига, позволяющих окислить сульфиды, вскрыть тонко вкрапленное золото и извлечь его при последующем цианировании твердых остатков. Процесс бактериального выщелачивания применительно к золотосодержащему сырью получил широкое распространение в мировой практике в варианте чанового биоокисления упорных золотосодержащих концентратов и является наиболее простым, относительно дешевым и экологически безопасным способом переработки по сравнению с другими альтернативными методами.

Анализ работы предприятий чанового бактериального выщелачивания показывает, что минимальное содержание золота в рудах, перерабатываемых по схеме «флотация – биоокисление концентрата – цианирование», составляет порядка 2 г/т. Одним из последних современных реализованных проектов технологии чанового биоокисления концентратов является Rungano в Филиппинах, где перерабатывается концентрат от обогащения руды с содержанием 1,9 г/т золота, 17 % сульфидной серы. Объем производства золота в год – 96 700 унций (3 т).

Применительно к отечественным месторождениям упорных золотосодержащих руд, на которых имеются участки с бедными рудами (менее 2 г/т золота) и высоким содержанием сульфидной серы (свыше 20 %), использование метода чанового бактериального



выщелачивания концентратов, полученных от обогащения бедных упорных руд, вряд ли будет рентабельным в климатических условиях районов основной золотодобычи.

Дешевым методом извлечения золота из не упорных бедных руд является кучное выщелачивание, которое успешно используется за рубежом и в России. Для переработки бедных упорных руд золота применяется предварительное бактериальное выщелачивание сульфидов в кучном варианте с последующим извлечением «вскрытого» золота из остатков биоокисления сульфидов с помощью цианирования на фабрике или кучного выщелачивания золота на месте.

Положительный пример промышленного использования технологии кучного биоокисления бедных упорных золотосульфидных руд продемонстрировала компания Ньюмонт с применением технологии BIOPRO™. В 1988 году вследствие сокращения запасов окисленных и увеличения сульфидных руд золота на руднике Gold Quarry, расположенного вблизи Карлина (штат Невада, США), компанией Ньюмонт были начаты лабораторные исследования процессов биоокисления.

Опытно-промышленные испытания данной технологии начались в 1990 году и по результатам испытаний было принято решения о постройке промышленной кучи и ее переработке. В конце 1999 года было получено первое золото. С 1999 по 2005 год компания успешно перерабатывала упорную руду крупностью (–10 мм) с содержанием 1–3 г/т золота и 1–2,5 % сульфидной серы (пирит и мышьяковистый пирит).

Схема кучного биоокисления упорной руды рудника Gold Quarry включала следующие операции: двухстадиальное дробление – орошение дробленной руды инокулятом (питательной средой с бактериями) – транспортировка руды автосамосвалами – укладка штабеля – орошение бактериальными растворами – аэрация воздухом – сбор растворов от биоокисления руды – промывка кучи водой – транспортировка отмытой руды на фабрику – цианирование с сорбцией на активированный уголь и последующим получением сплава Доре.

В работе находилось 12 коммерческих куч общим объемом 8,8 млн т руды. В процессе кучного бактериального выщелачивания руды участвовала ассоциация мезофильных, умеренно-термофильных и термофильных микроорганизмов. При этом на ранних этапах исследований куча иннокулировалась бактериями *Acidithiobacillus ferrooxidans*, *Leptospirillum* и *Sulfobacillus*.

Однако с увеличением размера кучи стали возникать высокотемпературные зоны, где разогрев доходил до 80 °С и в инокулят были введены термофильные археи *Acidianus*, *Metallosphaera*, *Sulfolobus*. Продолжительность кучного биоокисления составляла 90–250 дней и зависела от вида перерабатываемого сырья. Извлечение золота из остатков биоокисления проводилось цианированием на фабрике по методу «уголь в выщелачивании» (СП). Извлечение золота находилось на уровне 53,8 %. Общий объем произведенного золота составил 12,2 т. Продолжительность кучного бактериального выщелачивания составляет 60–75 дней.

Приведенный пример показывает, что кучное бактериальное выщелачивание является эффективным методом переработки бедных упорных золотосульфидных руд.

Объектом исследований, выполненных в ФГУП ЦНИГРИ, являлась бедная упорная золотосульфидная полиметаллическая (золото, серебро, медь, цинк) руда одного из месторождений РФ.

Технология кучного бактериального выщелачивания бедной упорной золото-медно-цинковой руды была исследована в сравнении с традиционным флотационным обогащением руды получением концентратов цветных металлов для плавки и цианированием хвостов флотации.

Для окисления сульфидов использовалась ассоциация мезофильных и умеренно-термофильных бактерий, имеющихся в лаборатории биотехнологии ФГУП ЦНИГРИ,

(*Acidithiobacillus ferrooxidans*, *Acidithiobacillus thiooxidans*, *Leptospirillum (L.ferrooxidans)*), а также архебактерии, принадлежащие к роду *Ferroplasma*), способные эффективно окислять упорные золотосодержащие сульфиды в условиях кучного бактериального выщелачивания.

Основными компонентами руды являются, %: 8,2 S<sub>общ</sub>; 4,2 S<sub>s</sub>; 0,05 C<sub>орг</sub>; 0,61 Cu; 1,15 Zn; 0,33 Pb; <0,01 As; 0,017 Sb; 2,6 г/т Au; 40,7 г/т Ag. Значительная массовая доля серы (порядка 50 %) представлена сульфатной формой и связана с баритом.

По данным фазового анализа в руде практически отсутствует свободное золото 0,3 %, в открытых сростках (цианируемое) находится 53,5 %. Значительное количество золота находится в упорной форме 46,2 %, в том числе 42,7 % золота заключено в сульфидах, в породообразующих минералах содержится незначительное количество – 3,5 %. Основными сульфидными минералами являются, %: 5,8 – пирит, 1,2 – халькопирит, 1,5 – сфалерит. Осложняющими компонентами – карбонаты и гидроксиды железа, соответственно 31 и 3 %.

Дробленная до крупности –5 мм руда подвергалась окомкованию с известью, закислению и кучному бактериальному выщелачиванию в сернокислой среде в перколяторах в инфильтрационном режиме орошения с интенсивностью 0,20–0,25 м<sup>3</sup>/м<sup>2</sup> в сутки, продолжительность орошения составляла 120 суток. Отмечено, что в процессе окисления сульфидов участвуют все микроорганизмы, состоящие в ассоциации. Доминирующим штаммом бактерий при биоокислении сульфидов в условиях кучного бактериального выщелачивания является *Acidithiobacillus ferrooxidans*.

В условиях кучного бактериального выщелачивания при продолжительности 110 часов степень биоокисления пирита (по железу пиритному) составила 87,4 %, медных минералов (по меди) – 75,8 % и цинковых минералов (по цинку) – 69,9 %.

Извлечение меди из бактериального раствора проводили методом цементации после очистки бактериальных растворов от железа. Полученная медь цементная с содержанием 62,10 % меди при извлечении 73,22 % пригодна к переработке на металлургическом заводе. Цинк осаждали в виде гидроксида и карбоната цинка.

Благородные металлы концентрируются в твердых остатках кучного биоокисления и извлекаются гидрометаллургическими методами. Принимая во внимание «кислый» характер остатков биоокисления (рН = 1,8), в работе исследовано несколько методов извлечения золота из остатков: агитационное цианирование и тиокарбамидное выщелачивание, кучное цианидное выщелачивание и тиокарбамидное выщелачивание.

Наибольшее извлечение золота (85,8 %), серебра (73 %) получено цианированием при степени окисления сульфидов, равной 79,3 %. Извлечение металлов в тиомочевинные растворы несколько ниже и составляет 78,0 % золота и 70,1 % серебра.

Принимая во внимание сульфидный характер руды и преимущественную ассоциацию полезных компонентов с сульфидами, была исследована традиционная флотационно-цианистая схема переработки руды при конечной крупности измельчения 95 % –0,040 мм.

Технологическая схема обогащения руды включала следующие операции:

- основная медная флотация, две контрольные флотации и две перечистки с получением медного концентрата;
- основная цинковая флотация, контрольная флотация и две перечистки с получением цинкового концентрата.

Использовали стандартный набор реагентов для флотации сульфидов (известь, бутиловый ксантогенат, цинковый купорос, вспениватель). Для повышения флотиремости частично окисленных сульфидов применяли сульфидизатор – сернистый натрий. Хвосты флотации с содержанием золота около 1 г/т направляли на сорбционное цианирование для извлечения благородных металлов.

Общее извлечение золота и серебра с применением флотационно-цианистой технологии составило 69,6 и 51,5 % соответственно, в том числе в медный концентрат 30,1 и 21,9 %, цинковый концентрат – 4,2 и 7,4 %, сплав Доре – 35,3 и 22,2 %. Извлечение меди в медный концентрат – 56,0 %, цинка в цинковый концентрат – 47,5 % (таблица).

Таблица

Сравнение кучного бактериального выщелачивания с флотационно-цианистой технологией переработки упорной золотополиметаллической руды

Наименование	Биотехнология (КБВ-цианирование)	Традиционная флотационно-цианистая технология	Увеличение (+), уменьшение (-)
Содержание в руде:			
золото, г/т	2,6	2,6	-
серебро, г/т	40,7	40,7	-
медь, %	0,61	0,61	-
цинк, %	1,15	1,15	-
Конечная крупность перед обогащением, мм	-5 мм	90-95 % -0,044 мм	-
Товарные продукты	Сплав Доре	Сплав Доре	
	Си цементная	Си к-т	
	Zn (гидроксид)	Zn к-т	
Извлечение в товарные продукты, %			
золото	82,7	69,6	+13,1
серебро	74,6	51,5	+23,5
медь	73,2	56,0	+17,2
цинк	64,6	47,5	+17,1
Объем товарной продукции в стоимостном выражении, %	113	100	+13,0 %
Эксплуатационные расходы на 1 т руды, %	82,5	100	-17,5 %
Прибыль от реализации продукции, %	109,3	100	+9,3 %

Сравнение технико-экономических показателей переработки упорной золотополиметаллической руды с применением кучного бактериального выщелачивания-цианирования и традиционной флотационно-цианистой технологии показывает преимущества применения современной технологии кучного бактериального выщелачивания бедной упорной золотополиметаллической руды с последующим цианированием остатков биоокисления по сравнению с традиционной флотационной технологией обогащения руды с последующим цианированием хвостов флотации: извлечение золота повышается с 69,3 до 82,7 %, серебра с 51,5 до 74,6 %, меди с 56 до 73,2 % и цинка с 47,5 до 64,6 %, увеличивается объем товарной продукции и прибыль от ее реализации на 13,0 и 9,3 %, соответственно, эксплуатационные расходы уменьшаются на 17,5 %.

Выполненные в ФГУП ЦНИГРИ исследования показали высокую эффективность и перспективность применения технологии кучного бактериального окисления для извлечения благородных и цветных металлов из бедной упорной золотополиметаллической руды.

УДК 622.367.3

**В.Г. Миненко<sup>1</sup>, Д.В. Макаров<sup>2</sup>, А.Л. Самусев<sup>1</sup>, Е.А. Селиванова<sup>3</sup>,  
Ю.Л. Баюрова<sup>2</sup>, А.Р. Силикова<sup>2</sup>**

<sup>1</sup> Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр им. акад. Н.В. Мельникова РАН, Москва, Россия

<sup>2</sup> Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем промышленной экологии Севера Кольского НЦ РАН, Апатиты, Россия

<sup>3</sup> Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Геологический институт Кольского НЦ РАН, Апатиты, Россия

### **ИССЛЕДОВАНИЕ СОРБЦИОННЫХ СВОЙСТВ ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКИ МОДИФИЦИРОВАННОГО САПОНИТОВОГО ПРОДУКТА ИЗ ТЕХНОГЕННЫХ ВОД ПРЕДПРИЯТИЙ ПАО «СЕВЕРАЛМАЗ»**

*Nickel and copper absorption with electrochemically modified saponite in static conditions has been investigated. The mineral sorption capacity was found to be high, and can be enhanced using thermal activation. The maximal sorption capacity was 189 mg/g relatively the nickel ions and 224 mg/g relatively the copper ions.*

Для извлечения сапонита из техногенных вод предприятий ПАО «Севералмаз» с целью их осветления разработан и апробирован безреагентный электрохимический метод – электрохимическая сепарация.

В методе реализованы процессы электрофоретического извлечения сапонита на аноде и осмотического выделения воды на катоде.

Получаемый концентрат (сгущенный сапонитсодержащий продукт) характеризуется содержанием твердой фазы до 600 г/дм<sup>3</sup>.

На основе исследований минерального состава твердой фазы из концентрата установлено повышение содержания минералов группы смектита с 68 до 74,5 % при снижении содержания кварца и доломита на 4 % по сравнению с твердой фазой, отфильтрованной из исходной техногенной воды.

Известно, что различные слоистые гидросиликаты и материалы на их основе находят применение в качестве сорбентов тяжелых металлов, радиоактивных элементов, нефтепродуктов и т. д.

В этой связи представляло интерес исследование сорбционных свойств продукта, полученного методом электрохимической сепарации техногенных шламсодержащих вод (в дальнейшем «продукта»). Кроме того, известно, что сапонит, который в данном продукте является электрохимически модифицированным, обладает более выраженными сорбционными характеристиками по сравнению с природным материалом.

На первом этапе работы исследовали сорбцию никеля и меди. опыты вели в статических условиях при температуре 20 °С.

Использовали сульфатные растворы, содержащие 100 мг/л никеля и 50 мг/л меди соответственно.

Соотношение продукта, добавляемого к раствору, варьировали от 1 до 40 г/л. Время взаимодействия составляло от 10 минут до 10 суток. Растворы периодически перемешивали и контролировали величину рН.

По окончании опытов растворы отфильтровывали и определяли остаточную концентрацию металлов методом атомно-абсорбционной спектрометрии.

Продукт после взаимодействия с растворами исследовали методами рентгенофазового анализа (РФА) и сканирующей электронной микроскопии (СЭМ).

Проведенные ранее методом дифференциальной сканирующей калориметрии исследования поведения продукта при нагревании показали, что в интервале температур 700–800 °С происходит разрушение структуры входящего в состав продукта сапонита с образованием промежуточных метастабильных фаз.

В ряде исследований было установлено, что подобная термоактивация повышает сорбционные свойства слоистых гидросиликатов, в частности серпентинов. Поэтому наряду с исходным продуктом в экспериментах использовали продукт, обожженный при 700 и 750 °С.

Величина рН раствора сульфата никеля при взаимодействии с продуктом в первые минуты несколько снижалась, затем резко повышалась и далее монотонно росла, оставаясь в слабощелочной области.

Исследования показали, что скорость сорбции никеля максимальна в течение первого часа взаимодействия как с исходным продуктом, так и с обожженными образцами. Зафиксирован значительный рост сорбционной емкости продукта после термоактивации. Для исходного продукта она составила 40 мг/г, после обжига при 700 °С – 76 мг/г, а при 750 °С – 189 мг/г.

РФА твердых продуктов показал, что сорбция никеля на необожженном сапоните может происходить по механизму катионного обмена с размещением катионов никеля между пакетами структуры минерала. Кроме того, фиксируется образование фазы со структурой шпинели, возможно, никельсодержащей.

Образование шпинели имеет место и после взаимодействия раствора сульфата никеля с термоактивированным при 700 и 750 °С продуктом. В этих случаях сапонит трансформируется в слоистую талькоподобную фазу, в которой также возможно размещение никеля в межпакетном пространстве структуры.

В отличие от раствора сульфата никеля величина рН раствора сульфата меди при взаимодействии с продуктом в первые минуты резко, а затем монотонно повышалась, оставаясь в слабощелочной области.

Скорость сорбции меди также максимальна в течение первого часа взаимодействия как с исходным продуктом, так и с обожженными образцами.

Сорбционная емкость продукта по ионам меди также существенно возрастает в результате термоактивации: с 90 мг/г для исходного продукта до 144 и 224 мг/г для обожженных при 700 и 750 °С соответственно.

РФА продукта показал, новообразованные фазы: основные сульфаты меди – познякит  $\text{Cu}_4(\text{SO}_4)(\text{OH})_6\text{H}_2\text{O}$  для исходного и обожженного при 700 °С продукта и брошантит  $\text{Cu}_4(\text{SO}_4)(\text{OH})_6$  для обожженных при 700 и 750 °С.

Образование данных фаз подтверждено и методом СЭМ со съемкой энергодисперсионных спектров.

Длительное взаимодействие обожженного продукта с раствором сульфата меди (в течение 10 суток) приводит к появлению фаз со структурой шпинели, в состав которых, возможно, также входит медь.

Таким образом, продукт, содержащий электрохимически модифицированный сапонит, обладает высокой сорбционной емкостью по отношению к ионам никеля и меди, которая может быть дополнительно повышена путем обжига.

В дальнейшем планируется исследование сорбции в динамических условиях с использованием гранулированного материала.

УДК 669.213

**К.Ш. Ахметова<sup>1</sup>, С.Б. Дюсенова<sup>1</sup>, С.А. Ефремов<sup>2</sup>, С.В. Нечипуренко<sup>2</sup>**

<sup>1</sup>АО «Институт металлургии и обогащения» Казахский Национальный исследовательский технический университет им. К.И. Сатпаева, Алматы, Казахстан

<sup>2</sup>Центр физико-химических методов исследования и анализа Казахского национального университета им. аль-Фараби, Алматы, Казахстан, *kuralai-1950@mail.ru*

## **РЕШЕНИЕ ПРОБЛЕМЫ КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ГЛИНИСТО-УГЛЕРОДИСТОГО ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ С ТОНКОДИСПЕРСНЫМ ЗОЛОТОМ**

*Identify opportunities to ensure the completeness of the opening of grains and aggregates of finely divided gold and silver by mineralogical and technological evaluation and also economic feasibility of processing of sulphide-carbon overburden rocks, together with a particularly stubborn ores of giant Bakyrchik field.*

Крупнотоннажные вскрышные породы, накапливаемые на земельных площадях открытого карьерного разреза гигантского Бакырчикского рудного поля, являются весьма привлекательными техногенными отложениями, содержащими в среднем около 3 г/т золота и до 3–4 % ценного углеродистого вещества (УВ). Сложность вещественного состава геологических пластов, покрывающих и вмещающих минерализованные осадки полезных ископаемых разрабатываемого месторождения, сопряжена с неравномерной вкрапленностью и тесной ассоциацией микроскопического золота в основном с пиритом, имеющим подчиненное значение, арсенопиритом и на 10–15 % с углеродистым веществом, обладающим прег-роббинговой активностью. Технологическую их упорность усугубляет большое, свыше 17 %, содержание глинистой фракции, исключаящее первичную переработку флотацией.

Эффективным технико-экономическим решением проблемы рационального использования уникального месторождения, отнесенного к объекту мирового уровня, является комплексная переработка труднообогатимых вскрышных пород совместно с добываемым не менее упорным рудным сырьем, отличающимся преобладающим почти в 2 раза содержанием кварца, в 5 раз арсенопирита и на 1–1,5 % углеродистого вещества.

Исследованиями, выполненными при финансовой поддержке проекта, разработана оригинальная схема первичной переработки смеси техногенного и рудного сырья наименее затратным экологически чистым методом гравитационного обогащения с переделом хвостов центробежной сепарации совместно с хвостами перерешетки первичных гравиконоцентраторов флотацией вначале углеродистого вещества, затем мелких сростов золота и серебра с сульфидными минералами.

Результативность угольной и сульфидной флотации обеспечивается, прежде всего, за счет меньшего в 2 раза количества в исходной смеси вскрышных пород относительно рудного сырья коренного месторождения, содержащего в среднем до 9 г/т золота и около 14,5 г/т серебра.

Дезинтеграция крупных агрегатов рудных и породообразующих минералов смешанного сырья в щековых и валковой дробилках, мелких сростков в шаровой мельнице не вызывает особых затруднений.

Измельчение смеси техногенного и рудного сырья с любым количественным их соотношением до 70 % класса –0,074 мм позволяет высвободить 36–38 % зерен золота размером

0,001–0,002 мм изометричной (26–28 %) и 0,003×0,001мм пластинчатой формы, практически полностью улавливаемых в центробежном конусном классификаторе Knelson. Помимо свободных зерен золота в гравеоконcentратах стадийной сепарации осаждаются мелкие сростки золота с пиритом крупностью 0,05 мм, арсенопиритом – 0,08 мм и породообразующими минералами 0,06–0,17 мм. Размеры зерен золота в пирите преимущественно изометричной формы 0,008 мм, арсенопирите 0,004 мм, породных минералах – 0,001–0,007 мм, пластинчатого золота в сростках с рудными и нерудными минералами 0,006×0,002 мм. При оптимальных условиях пятиступенчатой сепарации техногенного и рудного сырья извлечение золота в зависимости от количественного их соотношения в смеси достигает 43–55 %. Суммарный выход первичных гравеоконцентратов 3,4–3,64 %, очищенных от породных включений одноразовой доводкой в центробежном классификаторе 0,9–0,92 %, содержание в них золота свыше 138–344 г/т.

Одностадийная флотация с добавлением в пульпу хвостов конечной стадии сепарации смеси сырья и хвостов перераспределения гравеоконцентратов, измельченных до 90 % класса –0,074 мм, 1%-ного водного раствора метилизобутилкарбинола (МИБК) обеспечивает селективный вывод в пенный продукт около 87 % гидрофобного углеродистого вещества; добавление в пульпу хвостов угольной флотации 1%-ных водных растворов МИБК и амилового ксантогената гидрофильных мелких сростков сульфидных минералов с тонкодисперсным и субмикроскопическим золотом и серебром.

Концентрат угольной флотации, содержащий 95 % свободных зерен углеродистого вещества размером 0,003, 0,007, 0,02, 0,03, 0,05, 0,07, 0,1 мм с тонким вкраплением небольшого количества золота и серебра, является перспективным материалом, пригодным для приготовления пористых, термически, химически и механически стойких импрегнированных катализаторов, широко используемых во многих отраслях мировой промышленности.

Экономическая рентабельность флотации вначале углеродистого вещества, затем мелких сростков золота и серебра с сульфидными рудными минералами в отличие от известного многооперационного и очень сложного способа коллективно-раздельной флотации сульфидно-углеродистого сырья заключается в низком потреблении всего двух реагентов, г/т: 160 – вспенивателя и 150 – собирателя.

Разработанная схема с чуть меньшими затратами указанных флотореагентов применима также для индивидуальной переработки добываемого рудного сырья.

Общее извлечение золота в концентраты при обогащении смеси вскрышных пород и рудного сырья составляет не менее 88 %, серебра – 72 %, богатого рудного материала – свыше 90 и 75 % соответственно. Причем остаточное содержание ультрадисперсных вкраплений золота и серебра в микроскопических сростках с арсенопиритом, пиритом и углеродистым веществом с размерами зерен от 0,003 до 0,05 мм в хвостах контрольной сульфидной флотации такое же, как и при переделе смешанного сырья.

Совместное обогащение минерального сырья обеспечивает возможность получения товарных продуктов намного лучшего качества, благодаря существенному – в 2,3 раза сокращению содержания мышьяка и в 2,8 раза серы в очищенных гравеоконцентратах, в 2,5 и 1,9 раза в сульфидных флотоконцентратах.

Переработка вскрышных пород даже при меньшем в 2 раза их количестве в смеси с рудным сырьем позволит увеличить объем добычи золота до 35 %.

Кондиционирование концентратов смеси сырья целесообразно осуществлять автоклавным окислением сульфидных минералов для вскрытия и обеспечения доступа цианида к поверхности мельчайших зерен золота и серебра, деактивации углеродистого вещества и исключения образования токсичных оксидов мышьяка и серы.

При заданном режиме автоклавного кондиционирования: температуре 210 °С, Т:Ж = 2:1, парциальном давлении кислорода 0,5–0,7 МПа, продолжительности 30–45 минут

предварительно измельченных до 90 % класса  $-0,030$  мм и декарбонизированных в течение 45–60 минут в растворе серной кислоты с рН 1,5–2,0 концентратов, полнота окисления сульфидов достигает 99–99,4 %.

Для сорбционного цианирования автоклавных кеков разработаны способы получения дешевых, механически прочных активированных углей с приданной развитой поверхностью и мезо-микропористой структурой из углеродистого концентрата шунгитовых пород Бакырчикского месторождения, отработанного карбонизата малазийского кокосового ореха (отхода пищевой и парфюмерной промышленности), кокса длиннопламенных углей Шубаркольского месторождения и фурфурола, побочного продукта деревообрабатывающей промышленности.

Механическая (структурная) прочность новых активированных углей: шунгитового, фурфурольного и регенерированного кокосового 98 %, шубаркульского каменноугольного – 87 %. Емкость по золоту шунгитового и фурфурольного сорбентов не менее 20–22 мг/г, кокосового 13 мг/г, каменноугольного 7,3 мг/г.

Удовлетворительные показатели сорбционного выщелачивания золота и серебра в присутствии новых активированных углей, не уступающих промышленным аналогам, достигаются в противоточном 4-ступенчатом режиме при концентрации NaCN 0,01–0,02 %, рН 10–10,5, плотности пульпы 40–45 % твердого, единовременной загрузке сорбента 20–50 кг/м<sup>3</sup>.

В оптимальных условиях при 8–12-часовой продолжительности процесса извлекается 93–97 % золота, остаточное содержание его в жидкой части пульпы составляет 0,03–0,05 г/т, хвостах цианирования до 0,7 г/т. Извлечение серебра, частично присутствующего в трудновскрываемых в процессе цианирования теллуридных минералах, достигает 76,8 %.

УДК 622.788.5:549.641

**Е.В. Братыгин, Е.Г. Дмитриева, Д.С. Пешкин**  
ОАО «Уралмеханобр», Екатеринбург, Россия, bev@umbr.ru

### **ТЕРМОДИНАМИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ ПРОЦЕССА ТВЕРДОФАЗНОГО СПЕКАНИЯ ИЛЬМЕНИТОВОГО КОНЦЕНТРАТА МЕСТОРОЖДЕНИЯ ЦЕНТРАЛЬНОЕ**

*The aim of the research was to study the thermodynamic characteristics of high-temperature processing of ilmenite concentrate deposits "Central" in a neutral and oxidizing atmosphere, as well as its interaction with alkaline additives.*

В настоящее время разработка месторождений титан-циркониевых песков на территории России является одной из актуальнейших задач металлургической и химической промышленности. Одним из перспективных месторождений данного типа является месторождение Центральное, расположенное в Тамбовской области.

В лаборатории ОАО «Уралмеханобр» были проведены лабораторные и опытно-промышленные исследования продуктов обогащения представленных титан-циркониевых песков. В результате экспериментов был получен ильменитовый концентрат с содержанием диоксида титана 58,8 %.

Крупность получаемого концентрата составляет 100 % класса менее 0,1 мм. Химический состав концентрата приведен в таблице.



На предварительном этапе были проведены термогравиметрические исследования представленных образцов концентрата с целью определения температурных интервалов процесса их твердофазного спекания. Термогравиметрические исследования ильменитового концентрата проводились на приборе NETZSCH STA 449 F3, результаты представлены на рис. 1–4.

Таблица

Химический состав исходного ильменитового концентрата

Компоненты	Fe <sub>общ</sub>	FeO	TiO <sub>2</sub>	CaO	MgO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	ПМПП
Содержание, %	24,4	5,76	58,8	0,43	0,49	1,44	3,31	0,23	2,29

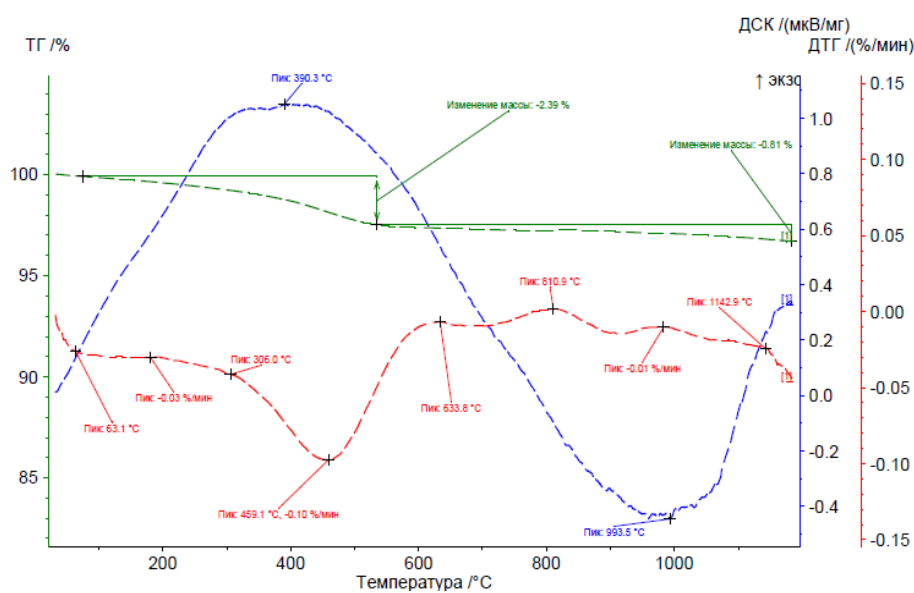


Рис. 1. Результаты ильменитового концентрата при нагреве в среде аргона

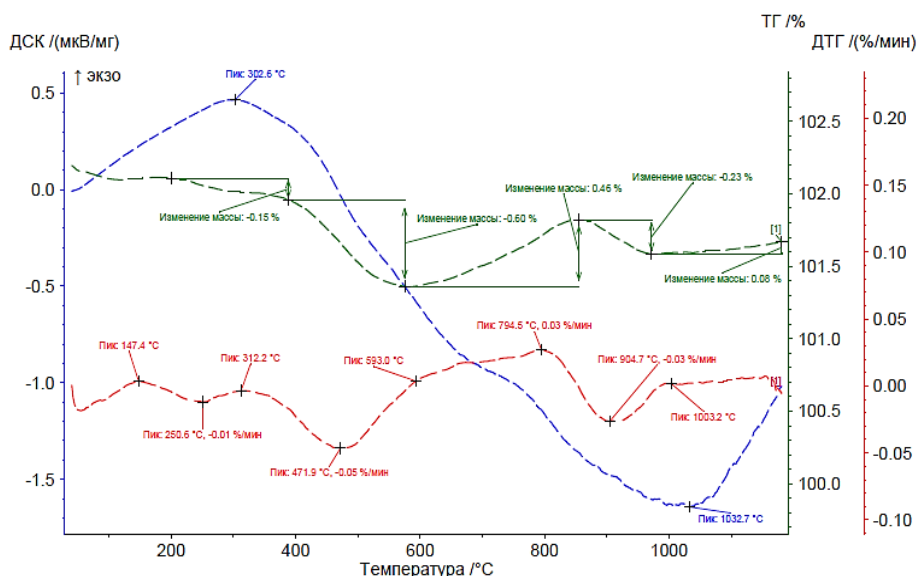


Рис. 2. Результаты ильменитового концентрата при нагреве в токе воздуха

На рис. 1 и 2 показаны результаты анализа концентрата в инертной атмосфере аргона и на воздухе. Сравнение кривых, представленных на рисунках, показало, что в интервале температур 100–550 °С присутствует экзотермический эффект, сопровождаемый потерей массы навески.

Можно предположить, что часть псевдобрукита, представленная в виде  $\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{TiO}_2$  (лейкоксенизированного ильменита, ильменорутила), распадается с образованием ульвошпинели и оксида титана  $\text{TiO}_2$ . При этом гематит частично диссоциирует, так как в атмосфере присутствует недостаток ионов кислорода.

Проведенные расчеты показали, что распадается практически весь ильменорутил, находящийся в концентрате, при этом потери кислорода должны составить 2,75 %. На термогравиметрической кривой эта величина составляет 2,39 %, что практически совпадает с расчетной величиной потерь. При дальнейшем повышении температуры начинается диссоциация оставшегося гематита с образованием твердых растворов между ульвошпинелью и ильменитом.

При нагреве ильменитового концентрата на воздухе (рис. 2) также наблюдается распад ильменорутила, однако эта реакция протекает только до температуры, соответствующей началу окисления магнетита.

Так как парциальное давление кислорода в атмосфере высокое, то весь образующийся при диссоциации гематита магнетит сразу же окисляется, что хорошо видно на гравиметрической кривой. Также окисляется и первичный ильменит, находящийся в концентрате. Затем происходит образование такого же твердого раствора, как и в случае нагрева концентрата в нейтральной атмосфере.

На основе данных рис. 1 можно предположить, что восстановление концентрата углеродом будет происходить из ульвошпинели, а не из псевдобрукита, причем протекание реакции восстановления будет возможно при температурах свыше 900 °С.

В случае выведения части образующихся при распаде ильмениторутила оксидов железа в неактивную форму, например, в оксиды железа (III), можно снизить количество растворившегося ильменита в образующемся расплаве аносовита.

Это хорошо видно на рис. 2 – окисление образующегося оксида железа (II) снижает величину потерь массы навески при образовании твердых растворов. Добавка соды к ильменитовому концентрату существенно изменяет его термические свойства.

На рис. 3 наблюдается три основных пика на кривой ДСК, причем один из них, расположенный в интервале до 100 °С, – эндотермический, соответствующий переходу гидрокарбоната натрия в его карбонат, а остальные экзотермические.

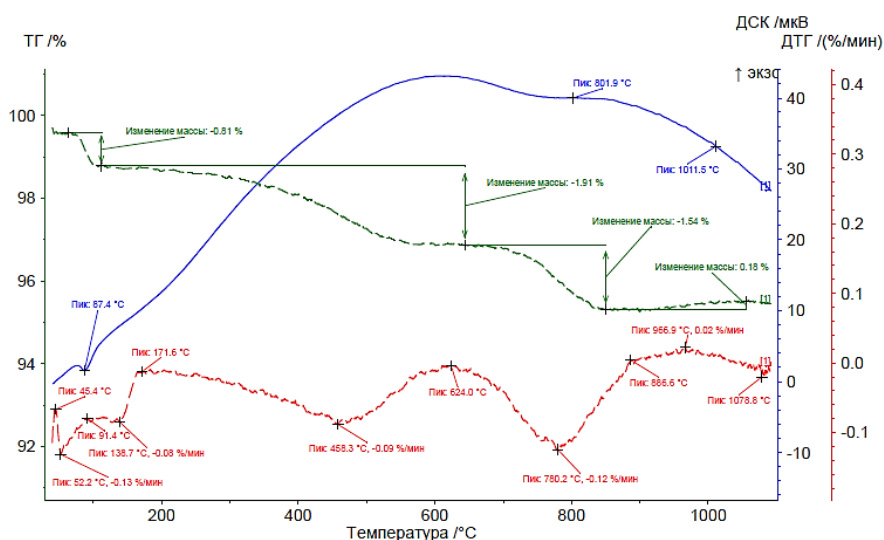


Рис. 3. Результаты ильменитового концентрата с 5 % соды при нагреве в среде аргона

Анализ имеющихся в литературе сведений показал, что первый из них соответствует образованию титаната натрия  $\text{Na}_2\text{TiO}_3$ , а второй – образованию ферратов железа  $\text{NaFeO}_2$  и  $\text{Na}_2\text{FeO}_4$ , причем образование этих веществ должно сопровождаться выделением углекислого газа.

Как видно на термогравиметрической кривой, оба экзотермических пика соответствуют потерям массы, а проведенные расчеты показали, что величина потерь массы соответствует  $\text{CO}_2$ .

Таким образом, при нагреве ильменитового концентрата с содой переход ильмениторутила в ульвошпинель отсутствует, он распадается просто на гематит и оксид титана, которые, в свою очередь, реагируют с содой.

Дальнейший нагрев смеси приводит к поглощению избыточным оксидом натрия части газа (кислорода) и образованию перекиси натрия, что сопровождается ростом массы навески.

При добавке 12,5 % соды к концентрату, рис. 4, поведение смеси при нагреве совпадает со смесью с 5 % соды.

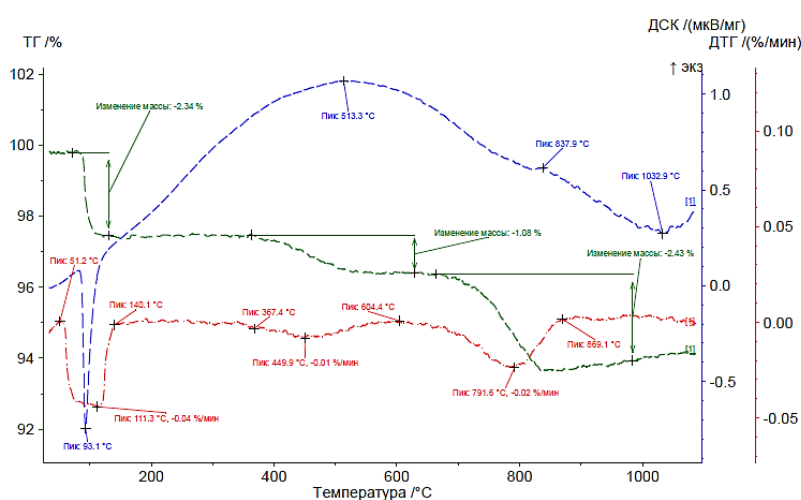


Рис. 4. Результаты ильменитового концентрата с 12,5 % соды при нагреве в среде аргона

Отличием можно считать более глубокий эндотермический пик в области до 100 °С, что связано с большим количеством соды и превалирование реакции образования ферратов железа, так как на третьей ступени гравиметрической кривой потери массы больше, чем на второй. Это может обеспечить полное восстановление оксидов железа в концентрате, которое в составе вторичного ильменита уже не растворится в расплаве, образованном низшими оксидами титана. Кроме того, повышение содержания соды в смеси существенно снижает температуру начала плавления шлаков и облегчает коагуляцию металлического железа.

Таким образом, по результатам термодинамического анализа ильменитового концентрата месторождения Центральное были разработаны следующие рекомендации по проведению твердофазного спекания: в случае проведения процесса без использования щелочных добавок температура процесса должна превышать температуру распада твердых растворов на основе ильменита (1200–1400 °С).

Добавка щелочи, например соды, в количестве более 9 % в шихту для восстановления железа позволит получить гранулы металлического железа размером свыше 1 мм. При содержаниях соды более 10 % температура начала плавления шихты снизится до температуры ниже 1200°С, а степень извлечения титана существенно возрастет.

Далее результаты термодинамических исследований были использованы в разработке технологии металлизации ильменитового концентрата и о проведении полупромышленных исследований, которые показали возможность получения ликвидного железосодержащего продукта и титанового шлака с содержанием оксида титана 77 %.

УДК 669.243.72:549.731.14

**А.А. Ультаракова, М.И. Онаев, М.А. Найманбаев,  
К.К. Касымжанов, Б.Н. Баркытова**

АО «Институт металлургии и обогащения», Алматы, Республика Казахстан, *ult.alma@mail.ru*

## **КИНЕТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОЦЕССА ВОССТАНОВИТЕЛЬНОГО ОБЖИГА ТИТАНОМАГНЕТИТОВОГО КОНЦЕНТРАТА МЕСТОРОЖДЕНИЯ МАСАЛЬСКОЕ\***

*Kinetic studies on the reductive roasting of the Masalskiy titanomagnetite concentrate were carried out. A study of the dependence of the degree of metallization of the reductive roasting of a titanomagnetite concentrate with the Shubarkul special coke from time, and also with the addition of soda. Kinetic parameters of reductive roasting of Masalskoe TMC with Shubarkul special coke, reductive roasting of Masalskoe TMC with Shubarkul special coke and adding of soda are established. In the case of calcination of TMC with the addition of soda, the values of the rate constants, the degrees of reduction of iron, the apparent activation energy were higher than without soda.*

Объектом исследований являлся титаномагнетитовый концентрат (ТМК) Масальского месторождения, имеющий следующий состав, масс. %: 65,2 Fe, 1,1 Ti, 0,4 V, 3,17 SiO<sub>2</sub>, 1,8 Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, 1,1 MgO, 1,13 CaO, 0,082 K<sub>2</sub>O, 0,12 Mn, 0,15 Na<sub>2</sub>O, 0,089 P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, 0,046 SO<sub>3</sub>, 0,025 ZnO, 0,077 Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>. В качестве углеродсодержащего восстановителя использовали шубаркульский спецкокс. Технические характеристики шубаркульского спецкокса, %: 72,3 C, 17,9 влага, 5,8 летучие, 4,0 зола. Шихта состояла из 79 % титаномагнетитового концентрата, 20 % Шубаркульского спецкокса, 1 % связующего мелассы. Из шихты готовили брикеты, которые формировались с помощью ручного таблетпресса. Они имели цилиндрическую форму, диаметром 15 мм и высотой 18 мм, обладали удовлетворительной прочностью за счет сушки при температуре 100–110 °С.

Обжиг проводили в камерной печи «Kejia» (КНР). Нагрев, выдержка при заданной температуре и охлаждение печи проводили в атмосфере аргона. Задавалась программа в печи на нагрев до необходимой температуры, затем выдержка при этой температуре. Полученный огарок состоял из крупных и мелких частиц восстановленного железа, а также мелкой оксидной фракции. Огарок измельчали и просеивали через сито с ячейкой 0,1 мм. Класс –0,1 мм подвергли мокрой магнитной сепарации при напряженности магнитного поля 200 эрстед. Температуры обжига от 1100 до 1500 °С с шагом 100 °С, выдержка для каждой температуры составила 30, 60, 90, 120 мин. Результаты опытов по восстановлению масальского ТМК шубаркульским углем представлены на рис. 1.

При проведении восстановительного обжига масальского ТМК при температуре 1100 °С с выдержкой 30, 60, 90, 120 мин, степень металлизации или восстановления железа составила 85,5, 85,9, 86 и 86,4 % соответственно. После обжига огарки измельчались и просеивались через сито 0,1 мм. Класс –0,1 мм подвергался мокрой магнитной сепарации.

С увеличением продолжительности опыта извлечение железа в магнитную фракцию изменялось от 95,04 до 90,3 %, ванадия – от 92,8 до 89,4 %, титана – от 92,8 до 89,4 %, в немагнитную фракцию извлечение железа составило от 4,6 до 9,7 %, ванадия – от 7,2 до 10,6 %, титана – от 14,8 до 18,8 %.

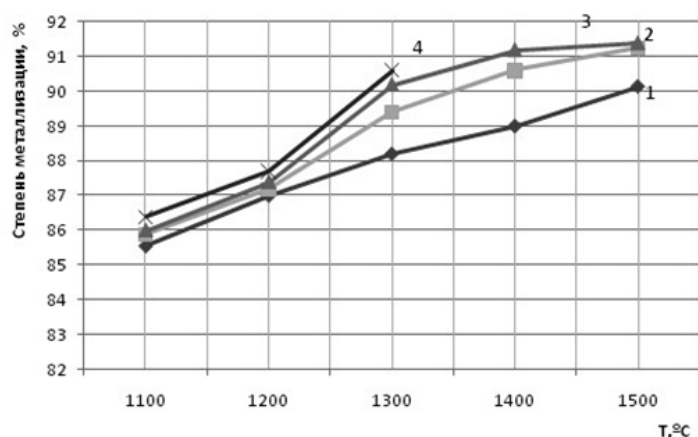


Рис. 1. Влияние температуры на степень восстановления оксида железа масальского ТМК при разном времени выдержки: 1 – 30 мин; 2 – 60 мин; 3 – 90 мин; 4 – 120 мин

При температуре 1200 °С восстановительного обжига для каждой выдержки 30, 60, 90, 120 мин определялась соответственно степень металлизации железа 87,0, 87,2, 87,4, 87,7 %. С увеличением продолжительности выдержки извлечение железа в магнитную фракцию менялось от 93,9 до 95,8 %, ванадия от 92,9 до 95,6 %, титана от 86,8 до 93,4 %, в немагнитную фракцию извлечение железа составило от 6,1 до 4,2 %, ванадия от 7,1 до 3,2 %, титана от 13,2 до 6,6 %.

При температуре 1300 °С каждой выдержке 30, 60, 90, 120 мин соответствовала степень металлизации железа 88,2, 89,4, 90,2, 90,6 %. С увеличением выдержки опыта извлечение железа в магнитную фракцию составляло от 94,9 до 56,5 %, ванадия от 95,2 до 75,8 %, титана от 90,5 до 73,9 %, в немагнитную фракцию извлечение железа составило от 5,1 до 22,0 %, ванадия от 4,8 до 24,2 %, титана 9,5 до 26,1 %.

При температуре 1400 °С каждой выдержке 30, 60, 90 мин соответствовала степень металлизации железа 89,0, 90,6, и 91,7 %. С увеличением выдержки опыта извлечение железа в магнитную фракцию увеличивалось от 87,1 до 89,6 %, ванадия от 78,9 до 87,6 %, титана от 77,9 до 82,5 %, в немагнитную фракцию извлечение железа уменьшалось от 12,9 до 10,4 %, ванадия от 21,1 до 12,1 %, титана от 22,1 до 17,5 %. Восстановительный обжиг титаномагнетитового концентрата при температуре 1500 °С с выдержками 30, 60, 90 мин характеризовался соответствующей степенью металлизации 90,14, 91,24, и 92,1 %.

С изменением продолжительности опыта извлечение железа в магнитную фракцию варьировалось от 92,8 до 94,9 %, ванадия от 93,5 до 93,2 %, титана от 84,8 до 89,6 %, в немагнитную фракцию извлечение железа составило от 7,2 до 5,1 %, ванадия от 6,5 до 6,8 %, титана от 15,2 до 10,4 %.

Для обработки экспериментальных данных уравнением Колмогорова – Ерофеева:  $\alpha = 1 - e^{-k\tau^n}$ , это уравнение преобразовывается в линейное посредством логарифмирования:  $\ln[-\ln(1 - \alpha)] = \ln k + n \ln \tau$ . При нахождении константы скорости реакции строили график от  $\ln[-\ln(1 - \alpha)]$  и  $\ln \tau$ , где  $\alpha$  – степень восстановления железа при обжиге, в долях,  $\tau$  – время выдержки при заданной температуре, мин. Графически был вычислен  $\operatorname{tg} \varphi = 0,1$  для каждой температуры, где значение тангенса есть параметр  $n$ , по отсеченным отрезкам определили значение  $\ln k$ . В уравнении Колмогорова – Ерофеева по параметру  $k$  можно определить истинную константу скорости реакции выражением:  $K = nk^{1/n}$ . Энергию активации определяли из преобразованного уравнения Аррениуса:

$$E = R \frac{\ln k_1 - \ln k_2}{\frac{1}{T_1} - \frac{1}{T_2}} = 8,314 \frac{\lg k_1 - \lg k_2}{\frac{1}{T_1} - \frac{1}{T_2}}, \text{ где } R = 8,314.$$

Рассчитанные кинетические параметры восстановительного обжига масальского ТМК с шубаркульским спецкоксом представлены в табл. 1.

Были проведены аналогичные кинетические исследования масальского титаномагнетитового концентрата по восстановительному обжигу с добавлением соды при температурах 1100, 1200, 1300, 1400 и 1500 °С. При каждой температуре время выдержки составляло 30, 60, 90 и 120 мин. Шихта состояла из 75 % титаномагнетитового концентрата, 20 % шубаркульского спецкокса, 4 % соды и 1 % связующего мелассы. Определялась степень металлизации железа.

Таблица 1

Кинетические параметры восстановительного обжига масальского ТМК с применением шубаркульского спецкокса

Температура, °С	tgφ	Константа скорости	Кажущаяся энергия активации для температур, Дж/моль·град
1100	0,1	0,000430804	$E_{1100/1200} = 19237,63$
1200	0,0811	0,000482965	$E_{1200/1300} = 28087,34$
1300	0,4	0,070710678	$E_{1300/1400} = 35069,24$
1400	0,5217	0,098934527	$E_{1400/1500} = 40245,23$
1500	0,4286	0,110780149	–

Результаты опытов по восстановлению масальского ТМК шубаркульским спецкоксом с добавлением соды представлены на рис. 2.

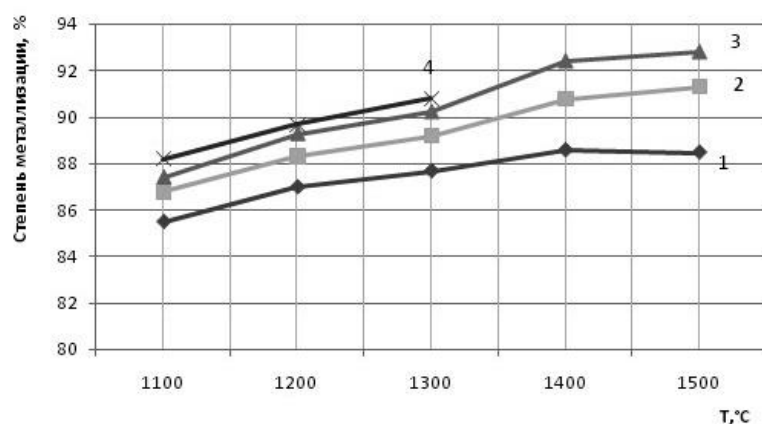


Рис. 2. Влияние температуры на степень восстановления оксида железа масальского ТМК с содой при разном времени выдержки: 1 – 30 мин; 2 – 60 мин; 3 – 90 мин; 4 – 120 мин

Рассчитанные кинетические параметры восстановительного обжига масальского ТМК с шубаркульским спецкоксом представлены в табл. 2.

Таблица 2

Кинетические параметры восстановительного обжига масальского ТМК с шубаркульским спецкоксом и содой

Температура, °С	tgφ	Константа скорости	Кажущаяся энергия активации для температур, Дж/моль град
1100	0,385	0,03563283	$E_{1100/1200} = 20109,69$
1200	0,4	0,054336452	$E_{1200/1300} = 29936,61$
1300	0,5	0,09245	$E_{1300/1400} = 38841,47$
1400	0,6154	0,116994938	$E_{1400/1500} = 43856,16$
1500	0,875	0,123279515	–

Таким образом, установлены кинетические параметры восстановительного обжига масальского ТМК с шубаркульским спецкоксом, восстановительного обжига масальского ТМК с шубаркульским спецкоксом и добавлением соды.

В случае обжига ТМК с добавлением соды значения констант скоростей, степеней восстановления железа, кажущейся энергии активации были выше, чем без соды.

УДК 669.213:622'15

**А.В. Епифоров, Ч.Т. Дзгоев, С.В. Баликов**

Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов (ОАО «Иргиредмет»), Иркутск, Россия, *epiforov@irgiredmet.ru*

**ТЕРМОДИНАМИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА  
ВЫСОКОТЕМПЕРАТУРНОГО АВТОКЛАВНОГО ОКИСЛЕНИЯ  
ЗОЛОТОСУЛЬФИДНОГО КОНЦЕНТРАТА С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ  
ПК «СЕЛЕКТОР»**

*This paper presents the results of thermodynamic modelling of POX of pyrite and arsenopyrite gold-bearing flotation concentrate using software package Selektor. It was found that POX solid residues contains iron antimonate and basic iron sulfate.*

Термодинамическое моделирование процесса автоклавного окисления (АО) исследуемых концентратов проводили с использованием метода минимизации свободной энергии Гиббса при помощи программного комплекса «СЕЛЕКТОР». В данном методе не требуется составление стехиометрических уравнений реакций и расчет констант равновесия. Зная исходный состав системы, непосредственно получаем конечный результат.

Для расчетов термодинамической модели (ТДМ) процесса высокотемпературного АО были приняты следующие параметры:  $t = 220$  °С,  $P_{\text{общ}} = 30$  бар.

Расчеты проводили на упрощенном минералогическом составе золотосульфидного флотоконцентрата (табл. 1).

Таблица 1

Минералогический состав золотосульфидного концентрата

Минерал	Формула	Массовая доля, %
Кварц	SiO <sub>2</sub>	11,9
Мусковит	KAl <sub>2</sub> AlSi <sub>3</sub> O <sub>10</sub> (OH) <sub>2</sub>	6,5
Стибнит	Sb <sub>2</sub> S <sub>3</sub>	5,2
Пирит	FeS <sub>2</sub>	60,7
Арсенопирит	FeAsS	14,5
Золото	Au	22,1
Серебро	Ag	9,0

Результаты моделирования показали, что при полном окислении исследуемого концентрата состав твердого остатка будет представлен кварцем, гематитом и антимонатом железа (рис. 1, а).

Составы образующихся растворов по данным ТДМ, представлены в табл. 2.

Показано, что основными компонентами раствора будут являться сульфат- и арсенатионы. Из металлов наибольших концентраций достигают катионы двух- и трехвалентного железа, калия и алюминия. В растворе присутствует кремний в форме аморфного кремнезема и силиката.

Полученная модель описывает равновесие системы, когда вероятность протекания каких-либо превращений равна нулю, т. е. все компоненты твердой фазы являются нерастворимыми соединениями.

На практике окисление золото-пиритных концентратов не всегда протекает с образованием нерастворимого гематита, часто железо осаждается в форме различных ярозитов и основных сульфатов железа. Данное равновесие системы является локальным (промежуточным). В этом случае пространственно-временное изменение системы аппроксимируется совокупностью равновесных состояний систем, составы которых связаны между собой, помимо кинетических, еще и динамическими соотношениями.

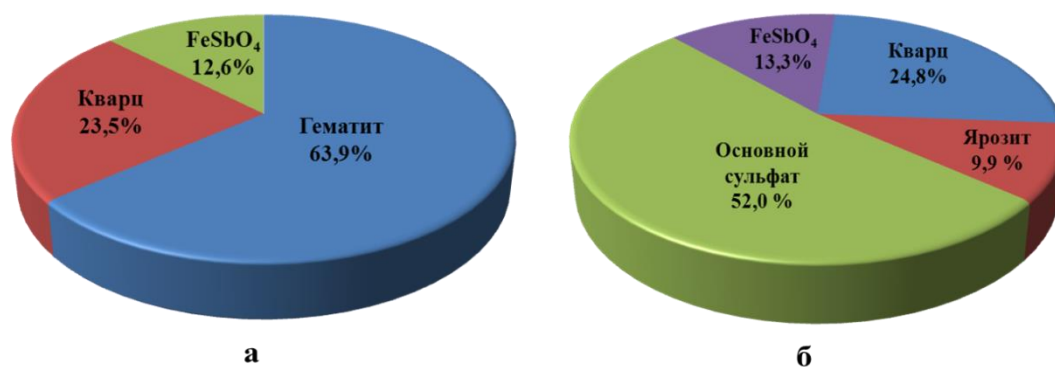


Рис. 1. Прогнозируемый состав кеков АО

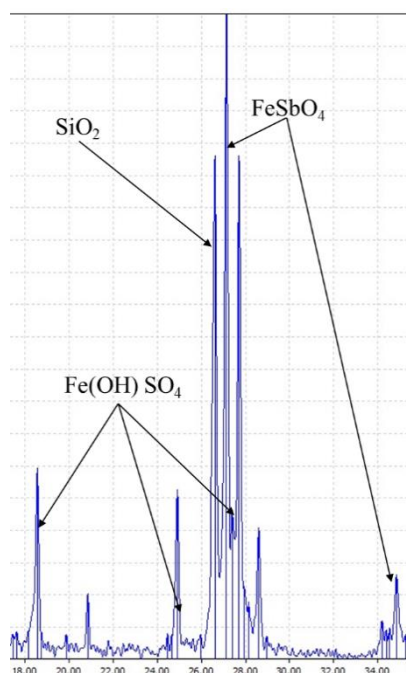


Рис. 2. Фрагмент дифрактограммы кека автоклавного окисления исследуемого золотосульфидного флотоконцентрата



Таблица 2

Состав раствора АО золотосульфидного концентрата (ТДМ)

ТДМ	Концентрация ионов в растворе, г/л								
	$H_3AsO_4$	$K^+$	$SO_4^{2-}$	$HSO_4^-$	$Al^{3+}$	$AlSO_4^+$	$Fe^{3+}$	$FeSO_4^+$	прочие
а	6,7	0,0	16,9	87,1	0,6	1,32	10,6	2,08	1,5
б	6,7	0,43	1,14	11,01	0,78	0,52	7,4	0,22	2,33

Для моделирования таких равновесий предложено использовать равновесно-динамические модели физико-химических процессов.

В нашем случае для построения модели, описывающей локальное равновесие системы в условиях высокотемпературного АО, использован прием искусственного ограничения процесса образования гематита в соответствии с данными, полученными при автоклавном окислении аналогичных по составу концентратов.

В результате вычислений получена модель, в соответствии с которой твердый остаток АО будет состоять из кварца, сульфатных соединений железа и антимоната железа ( $FeSbO_4$ ).

Показано, что состав жидкой фазы системы при образовании основных сульфатов железа, практически не отличается от состава, полученного при конечном равновесии данной системы. Основными компонентами раствора будут также являться сульфат- и арсенат- ионы, катионы двух- и трехвалентного железа, и алюминия, однако катион  $K^+$  практически отсутствует, так как весь калий переходит в ярозит.

Проведенные в вышеуказанных условиях опыты по АО исследуемого концентрата показали, что окисление материала происходит по модели «б».

По данным XRD-анализа твердый остаток окисления состоит из основного сульфата железа ( $FeOHsO_4$ ), антимоната железа ( $FeSbO_4$ ) и кварца (рис. 2).

Таким образом, полученные ТДМ позволяют спрогнозировать поведение основных элементов флотоконцентрата при жестких условиях процесса АО. Данные, полученные при моделировании процесса АО, могут быть использованы для расчетов и изучения направления протекания химических превращений компонентов системы, что может пригодиться для предварительных расчетов массы и состава твердого осадка, кислотности и состава жидкой фазы, распределения компонентов по продуктам окисления и теплового баланса процесса.

УДК 669.213.6

**Б.Н. Суримбаев<sup>1,2</sup>, Л.С. Болотова<sup>1</sup>, А.О. Байконурова<sup>2</sup>, Б. Мишра<sup>3</sup>**

<sup>1</sup> Филиал РГП «НЦ КПМС РК» Государственное научно-производственное объединение промышленной экологии «Казмеханообр», Алматы, Казахстан, *surimbaev@gmail.com, L\_bolotova@yahoo.com*

<sup>2</sup> Казахский национальный исследовательский технический университет имени К.И. Сатпаева, Алматы, Казахстан, *a.baikonurova@yandex.kz*

<sup>3</sup> Вустерский политехнический институт, Бостон, США, *bmishra@wpi.edu*

## ИССЛЕДОВАНИЯ ПО ИНТЕНСИВНОМУ ЦИАНИРОВАНИЮ ЗОЛОТА ИЗ ГРАВИТАЦИОННЫХ КОНЦЕНТРАТОВ

*Shows the results of intensive cyanidation gold-bearing gravity concentrates using a new reagent. The most famous were used for intensive cyanidation reactors – ILR Gekko and Acacia. High rates were obtained from cyanidation gravity concentrate using a new reagent in two different machines.*

Для цианирования гравитационных концентратов в промышленном масштабе наиболее распространены аппараты конусного типа – реактор Асасиа и аппарат барабанного типа – реактор ILR Gekko. Также для интенсификации процесса выщелачивания золота используются химические добавки, которые очень дороги, и требуется повышенная концентрация цианида  $\text{NaCN}$  2–3 %.

Представляло интерес изучить показатели интенсивного цианирования золотосодержащего концентрата с новой химической добавкой при пониженной концентрации цианида. Содержание золота в гравитационном концентрате колеблется от 77 до 92 г/т. Химический состав гравитационного концентрата, %:  $\text{Cu}$  – 0,11;  $\text{Zn}$  – 0,025;  $\text{Fe}$  – 35,02;  $S_{\text{общ}}$  – 32,14;  $S_{\text{сульфат}}$  – 0,034;  $S_{\text{сульфид}}$  – 32,106. Ранее в исследованиях при цианировании исходной руды было установлено, что золото находится в свободном виде и хорошо растворяется.

Реактор ILR Gekko является простым аппаратом для цианирования гравитационных концентратов: один насос и один двигатель для барабана, вращающегося с небольшой скоростью. Параметры лабораторной установки барабанного типа ILR Gekko (рис. 1): диаметр барабана – 98 мм; длина барабана – 214 мм; полный объем – 1,6 дм<sup>3</sup>; полезный рабочий объем – 0,38 дм<sup>3</sup>, скорость вращения барабана агитатора – 4,25 оборотов в минуту.

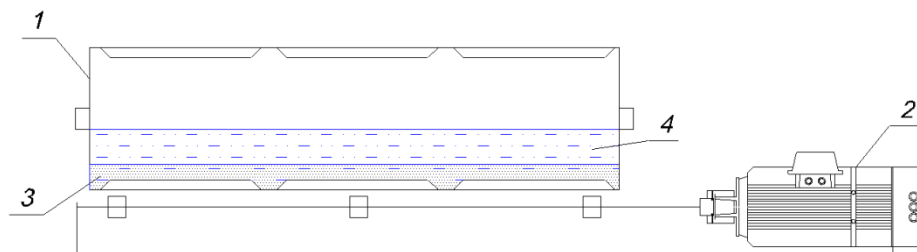


Рис. 1. Агитатор барабанного типа для цианирования гравитационного концентрата: 1 – реактор барабанного типа; 2 – двигатель; 3 – концентрат; 4 – раствор

Условия проведения тестов в аппарате ILR Gekko: масса гравитационного концентрата – 0,05 кг; Т:Ж = 1:6; объем цианосодержащего раствора 0,3 дм<sup>3</sup>; концентрация NaCN – 0,1 % (1 г/дм<sup>3</sup>); рН – 10,50 единиц. В качестве добавки использовали новый реагент с расходом 1,5 и 3,0 кг/т.

По окончании выщелачивания отделяли раствор и анализировали его на содержание золота и основных сопутствующих элементов – серебра, меди и цинка атомно-абсорбционным методом. Твердую фазу хвостов промывали водой, сушили и анализировали на содержание золота. Результаты тестов приведены в табл. 1.

Таблица 1

Показатели цианирования гравитационного концентрата в аппарате ILR Gekko

Наименование показателей	Показатели		
Загрузка нового реагента, кг/т	–	1,5	3,0
Содержание в жидкой фазе пульпы, мг/дм <sup>3</sup>			
Au	12,2	13,7	12,4
Ag	2,20	2,54	2,63
Cu	48,0	34,7	32,2
Zn	5,70	2,70	1,75
Содержание Au в твердой фазе хвостов, г/т	4,33	3,80	3,90
Расчетное содержание Au в концентрате, г/т	77,53	86,00	78,30
Степень растворения Au, %	94,42	95,58	95,02

Из полученных данных видно, что извлечение золота из гравитационного концентрата в аппарате ILR Gekko с добавкой реагента составило 95,02–95,58 %. Содержание золота в хвостах после интенсивного цианирования с использованием нового реагента ниже на 0,4–0,5 г/т, чем без использования данного реагента.

Реактор Асасиа является комплексной компактной установкой, ядром которой служит конусообразный реактор со взвешенным слоем концентрата за счет восходящего потока раствора. Лабораторная установка конусного типа Асасиа (рис.2) состоит из конуса для концентрата, насоса и емкости для оборотного раствора.

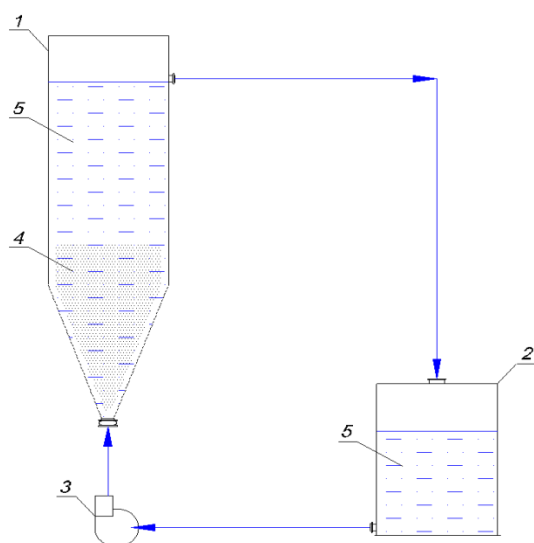


Рис. 2. Агитатор конусного типа для цианирования гравитационного концентрата: 1 – реактор конусного типа; 2 – емкость для оборотного раствора; 3 – насос; 4 – концентрат; 5 – раствор

Параметры лабораторной установки конусного типа Асасiа: высота конуса – 210 мм; диаметр верхней части конуса – 40 мм; диаметр нижней части конуса – 4 мм; скорость подачи раствора – 15–18 дм<sup>3</sup>/ч; полный объем конуса – 0,15 дм<sup>3</sup>; полезный рабочий объем конуса – 0,10–0,12 дм<sup>3</sup>.

Условия проведения тестов в аппарате Асасiа: масса гравитационного концентрата – 0,05 кг; Т:Ж = 1:14; объем цианосодержащего раствора 0,7 дм<sup>3</sup>; концентрация NaCN – 0,1 % (1 г/дм<sup>3</sup>); рН – 10,50 единиц. В качестве добавки использовали новый реагент с расходом 1,5 и 3,0 кг/т.

Результаты тестов приведены в табл. 2.

Таблица 2

Показатели цианирования гравитационного концентрата в аппарате Асасiа

Наименование показателей	Показатели		
Загрузка нового реагента, кг/т	–	1,5	3,0
Содержание в жидкой фазе пульпы, мг/дм <sup>3</sup>			
Au	6,01	6,06	6,30
Ag	1,34	1,11	1,50
Cu	14,7	15,1	15,7
Zn	1,85	1,21	0,75
Содержание Au в твердой фазе хвостов, г/т	4,45	3,90	3,70
Расчетное содержание Au в концентрате, г/т	88,59	88,74	91,90
Степень растворения Au, %	94,98	95,61	95,97

Извлечение золота из гравитационного концентрата в аппарате Асасiа с добавкой реагента составило 95,61–95,97 %. Содержание золота в хвостах после интенсивного цианирования с использованием нового реагента также на 0,4–0,6 г/т ниже, чем без использования данного реагента.

Представленные данные показывают, что использование нового и дешевого реагента в качестве химической добавки при интенсивном цианировании золотосодержащих концентратов снижает потери золота с хвостами даже при использовании низкой концентрации цианида натрия.

УДК 669.213.1:544.723

**П.О. Коблова, Г.И. Войлошников**

АО «Иргиредмет», Иркутск, Россия, [greg@irgiredmet.ru](mailto:greg@irgiredmet.ru); [polinka.84@mail.ru](mailto:polinka.84@mail.ru)

## ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ПОВЕРХНОСТНО-АКТИВНЫХ ВЕЩЕСТВ ДЛЯ СНИЖЕНИЯ ПРИРОДНОЙ СОРБЦИОННОЙ АКТИВНОСТИ УГЛИСТЫХ РУД

*Application of surfactants to reduce the natural sorption activity of carbonaceous ores. Studies was conducted on the addition of surfactants to the pulp to determine the principal possibility of suppressing the adsorption activity of a sample of preg-robbing ore.*

Золотосодержащие руды нередко содержат углистое вещество, обладающее значительной сорбционной активностью по отношению к золотоцианистому комплексу. Это создает существенные трудности при переработке таких руд. Отрицательное действие углеродистого материала при цианировании может происходить из-за формирования

стабильных его комплексов с золотом, при ассоциации золота с углеродистым материалом или при адсорбции комплекса цианида золота из цианистого раствора на природное сорбционно-активное вещество руд, что, как правило, является наиболее распространенной проблемой при переработке углистых руд. Вследствие этого потери золота с отвальными хвостами могут достигать значительных величин.

Объектом исследований для определения влияния поверхностно активных веществ на руды с повышенной природной сорбционной активностью проводились на пробе, химический состав которой представлен в таблице.

Таблица

Химический состав исследуемой пробы руды

Элементы	Массовая доля, %	Элементы	Массовая доля, %
SiO <sub>2</sub>	67,7	S <sub>общ</sub>	0,16
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	13,8	S <sub>сульфид</sub>	0,15
TiO <sub>2</sub>	0,73	S <sub>окисл</sub>	0,01
MgO	4,0	As <sub>общ</sub>	0,107
CaO	2,6	As <sub>сульф</sub>	0,103
K <sub>2</sub> O	2,8	As <sub>окис</sub>	0,004
Na <sub>2</sub> O	1,8	C <sub>кар</sub>	6,20
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,15	C <sub>орг</sub>	2,49
Fe <sub>общ.</sub>	3,62	Zn	0,009
Au, г/т	1,32	Ag, г/т	<0,5

По данным химического анализа исследуемая проба руды в основном состоит из кремния и алюминия (81,5 %), сульфидной серы (0,15 %) и имеет повышенное содержание органического углерода (2,49 %).

Проведенные результаты по прямому цианированию пробы руды показали извлечение золота в раствор на уровне 2,14 %, при цианировании в присутствии сорбента (процесс СІР) извлечение золота составило – 73,24 %.

По разработанной методике в институте «Иргиредмет» относительная сорбционная активность изучаемой пробы руды составила 97,08 %.

С целью снижения сорбционной активности исследуемой пробы руды к цианистому процессу проведены эксперименты по влиянию поверхностно активных веществ (ПАВ) марки D-1 и D-2.

Результаты показали, что предварительная обработка пробы руды ПАВ перед прямым цианированием позволяет снизить сорбционную активность. При обработке реагентом D-1 сорбционная активность снизилась до 12,90 %, в то время как извлечение золота поднялось до 67,92 %. При предварительной обработке реагентом D-2 сорбционная активность снизилась до 6,0 %, в то время как извлечение золота поднялось до 69,63 %.

Полученные результаты показывают актуальность данного направления исследований при переработке углеродсодержащих руд, так как в настоящее время золотопромышленникам все чаще приходится сталкиваться с таким видом сырья.

УДК 669.34

**С.А. Мастюгин, Р.С. Воинков, Н.А. Волкова**

АО «Уралэлектромедь», Верхняя Пышма, Россия, *s.mastugin@elem.ru*

## **О ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ПЕРЕРАБОТКЕ МЕДЕЭЛЕКТРОЛИТНЫХ ШЛАМОВ**

Шламы электролитического рафинирования меди – уникальное сырье для извлечения не только благородных металлов, но и халькогенов, которые в мировой практике получают, главным образом, из медьсодержащего первичного сырья. С учетом проводимых разработок по созданию гидрометаллургической технологии переработки данного сырья четко определилась перспектива извлечения из него также сурьмы, свинца и олова.

Разработанная технология обогащения шламов по схеме «автоклавное выщелачивание-флотация» (рисунок) позволяет извлечь в концентрат 96–98 % элементного и халькогенидного золота и серебра, получить флотоконцентрат с содержанием компонентов Au + Ag + Se более 80–85 % и камерный продукт флотации (40 % Pb и 20 % Sb), при переработке которого получена товарная сурьма и кондиционный свинцовый концентрат.

Разложение флотоконцентрата, полученного в результате глубокого удаления меди и последующего флотационного обогащения шлама, является наиболее сложным этапом получения пригодного для прямого аффинажа драгметаллов продукта, основная составляющая которого – селенид серебра – характеризуется низким произведением растворимости ( $-\lg \text{PR} = 58,6$ ) и высокой химической устойчивостью. Приемлемые для извлечения селена продукты выщелачивания  $\text{Ag}_2\text{Se}$  – селенит-ион в кислых растворах или селенид натрия в щелочных – в соответствии с диаграммой Пурбэ могут быть получены на границе или за пределами области устойчивости воды, поэтому интерес представляет использование сильных окислителей или восстановителей для разложения флотоконцентрата.

Восстановлением селенида серебра в щелочной среде можно получить элементное серебро, при этом селен переходит в растворе в виде легко разлагаемого селенида щелочного металла. Проведенные опыты по выщелачиванию флотоконцентрата с такими восстановителями, как гидразингидрат и гидроксилламин, показали возможность перевода в раствор только элементного селена из состава флотоконцентрата до селенид-иона. Использование порошка алюминия, несмотря на получение металлической фазы с содержанием серебра 93 %, является весьма затратным процессом из-за отсутствия приемлемой технологии регенерации используемых реагентов.

Перспективен метод катодного (восстановительного) выщелачивания флотоконцентрата в щелочной среде. При выщелачивании полученного гидрохимическим способом чистого селенида серебра в раствор переходит более 96 % селена, образующийся катодный осадок содержит 98,5 % серебра.



Рисунок. Технологическая схема гидрометаллургической переработки медьэлектролитных шламов

Результаты аналогичных опытов с реальным флотоконцентратом в качестве катода более скромные: содержание селена в катодном осадке снизилось с 38–39 % до 3,4–17,6 %, а серебра с 36,9 % повысилось лишь до 63,4–79,2 %. Основными причинами низкого извлечения серебра и селена является не только низкая растворимость селенида натрия в щелочных растворах, но и несовершенная конструкция электролизера. В настоящее время работа в данном направлении продолжается.

Для гидрохимического разложения селенида серебра используют сильные реагенты-окислители: дымящую азотную кислоту, смеси соляной или серной кислот с хлоратом натрия. Взаимодействие с ними сопровождается выделением токсичных газов, для защиты от коррозии необходимо использовать дорогостоящее титановое оборудование. Возможен вариант разложения флотоконцентрата в серной кислоте с добавлением азотной кислоты для увеличения окислительного потенциала системы, что повысит переход серебра и селена в раствор, далее серебро можно выделить в виде его малорастворимого хлорида, а селен восстановить до элементного состояния известными приемами.

Окислительное выщелачивание флотоконцентрата при комнатной температуре в щелочной среде с использованием пероксида водорода лишено вышеприведенных

недостатков. Отрицательными моментами данного способа являются значительные затраты на реагенты, кроме того, в результате операции не исключено получение селена в высшей (+6) степени окисления, что требует дополнительных операций для восстановления селена из раствора.

Поведение золота, а также основных примесей – свинца и сурьмы – в процессе выщелачивания и осаждения компонентов флотоконцентрата является важным в плане исключения потерь по экономическим и экологическим аспектам и требует особого внимания при проведении исследований.

В перспективе внедрение новой гидрометаллургической технологии шламового производства взамен существующей плавки шлама на сплав серебряно-золотой позволит не только повысить комплексность использования полиметаллического минерального сырья, но и снизить количество получаемых отходов – шлаков, пылей, печных выломов. Для существующего медеэлектролитного производства – это повышение качества готовой продукции со снижением циркуляции вредных примесей в металлургии меди и сопутствующих цветных и драгоценных металлов.

УДК 622.346

**И.В. Шадрунова<sup>1</sup>, Е.В. Колодежная<sup>2</sup>, М.С. Гаркави<sup>3</sup>, О.Е. Горлова<sup>3</sup>**

<sup>1</sup> Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр им. акад. Н.В. Мельникова РАН, Москва, Россия

<sup>2</sup> ЗАО «Урал-Омега», г. Магнитогорск, Россия

<sup>3</sup> Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», Магнитогорск, Россия, [kev@uralomega.ru](mailto:kev@uralomega.ru)

## **ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ ВОЗДУШНОЙ КЛАССИФИКАЦИИ ХРОМИТОВОЙ РУДЫ**

*The article presents the results of the evaluation of selectivity of the classification crushed in a centrifugal-impact mill poor chrome ore. In the research was developed pilot scheme, to produce a chrome concentrate.*

На отечественных обогатительных фабриках в большинстве случаев используются процессы, в которых вода является как разделительной средой, так и средством транспортирования продуктов. Расход воды при обогащении полезных ископаемых составляет 5–10 м<sup>3</sup> на тонну руды, что обуславливает ежегодное ее потребление более 2 млрд м<sup>3</sup>. Проблемы водоснабжения практически невозможно решить при освоении отдаленных мелких месторождений, при расположении месторождений в безводных горных районах или в северных районах с суровыми климатическими условиями. Поэтому, значительно упрощая всю технологическую цепочку, сухое обогащение руд и техногенного сырья становится всё более востребованным, а получаемые при этом сухие хвосты обогащения, также могут найти применение в качестве песка различной крупности для строительных работ.

Обзор развития техники и технологии дезинтеграции природного и техногенного сырья показывает, что рудоподготовка с применением центробежно-ударной техники хорошо



встраивается в технологические схемы сухого обогащения. Принцип разрушения на основе удара свободнолетающего с большей скоростью куска о материал или о броню реализован в центробежно-ударных дробилках ДЦ и мельницах МЦ производства ЗАО «Урал-Омега». При ударном воздействии на минералы разрушение происходит, как правило, по микротрещинам и ослабленным плоскостям на границах срастания минеральных фаз, обладающих контрастными физико-механическими свойствами, за счет чего возникают сдвиговые и растягивающие напряжения на интеркристаллитных поверхностях раздела раскрываемых минералов. Это предопределяет наиболее полное извлечение свободных зерен ценных компонентов в дальнейших разделительных процессах и качество получаемых концентратов, что особенно актуально при разработке технологии обогащения бедного или труднообогащаемого сырья.

Российский рынок хромовых соединений характеризуется стабильно растущим спросом и недостаточным предложением отечественных производителей, что определяет необходимость вовлечения в переработку редко и убоговкрапленных хромовых руд месторождений Урала. При петрографическом изучении хромовой руды одного из месторождений Урала было установлено, что основным рудным минералом является хромовая шпинель в срастании с серпентином, оливином и пироксеном. Нерудная часть представлена серпентином и серпентизированным перидотитом.

При изучении образцов измельченной руды с помощью рентгеноспектрального микроанализа были получены данные о неоднородном, переменном составе зерен шпинели, концентрации элементов и их пространственном распределении в руде. Разновидности зерен хромшпинелида руды данного месторождения, отличающиеся степенью метаморфизации и содержанием хрома от 22,6 % (более темные зерна) до 41,7 % (светлые зерна). Бедные зерна шпинели имеют множество дефектов и трещин, заполненных вторичными минералами, и будут разрушаться и ошламомываться (рис. 1).

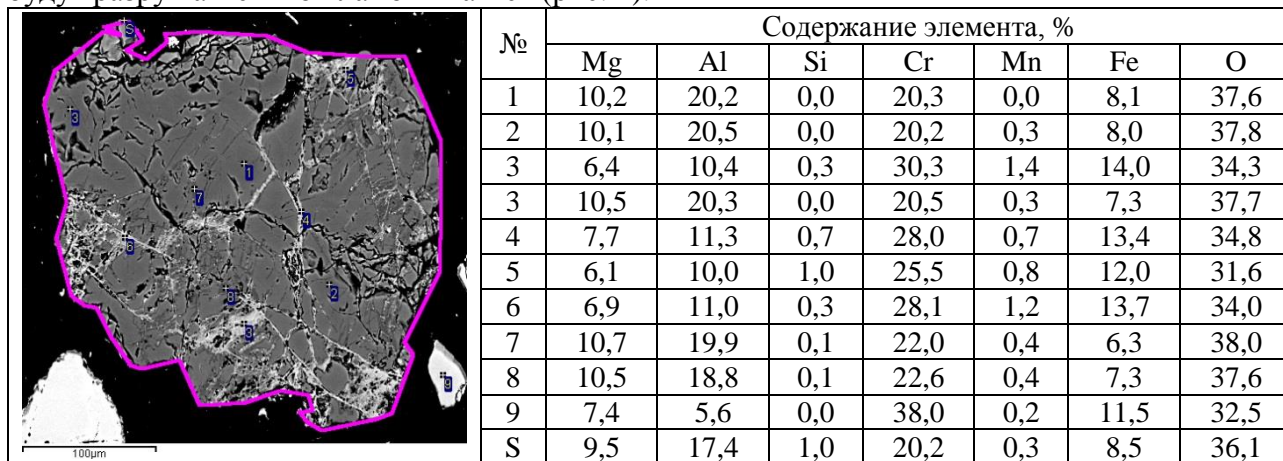


Рис. 1. Бедное зерно хромшпинелида

Результаты анализа хромшпинелида руд данного месторождения позволяют предположить возможность получения при переработке данного сырья концентрата низкого или среднего качества.

Для обогащения хромовая руда была раздроблена до крупности 0–10 мм и затем измельчена до требуемой крупности в центробежно-ударной мельнице. Измельченный до требуемой крупности материал был изучен с помощью системы анализа изображений SIAMS Photolab™ и комплекса **Минерал С7** (таблица).

В процессе анализа была выявлена контрастность крупности рудных и нерудных минералов в продукте измельчения, по-видимому обусловленная разнопрочностными свойствами хромшпинелида и нерудных минералов. По результатам анализа видно, что граничной крупностью разделения при воздушной классификации данного материала является 0,074 мм. При последующей воздушной классификации измельченной руды в центробежном классификаторе получены «крупный» и «мелкий» продукты.

Таблица

Распределение размеров зерен минералов в измельченной руде

Хромшпинелид			Серпентинит		
Свободные зерна, %	Распределение по размерам		Свободные зерна, %	Распределение по размерам	
	Класс крупности, мм	Содержание, %		Класс крупности, мм	Содержание, %
95,0	+0,19	18,1	98,0	+0,19	0,0
	0,125–0,19	38,6		0,125–0,19	1,7
	0,074–0,125	24,3		0,074–0,125	2,3
	0,044–0,074	7,5		0,044–0,074	71,3
	0,01–0,044	10,2		0,01–0,044	8,1
	0,0–0,01	1,3		0,0–0,01	16,6

Эффективность обогащения измельченного материала при воздушной классификации будет зависеть от вероятности попадания частиц определенного размером более 0,074 мм в «крупный» продукт, а это, в свою очередь, определяется конструктивными особенностями самого аппарата и режимами его работы. При этом, необходимо не только перевести как можно больше частиц заданного размера в готовый продукт, но и возвращать на домол как можно меньше тонких частиц, поскольку они снижают эффективность работы классификатора. Для оценки селективности разделения современных классификаторов используется кривая Тромпа, которую можно представить как вероятность того, что частица данного размера попадет в готовый продукт.

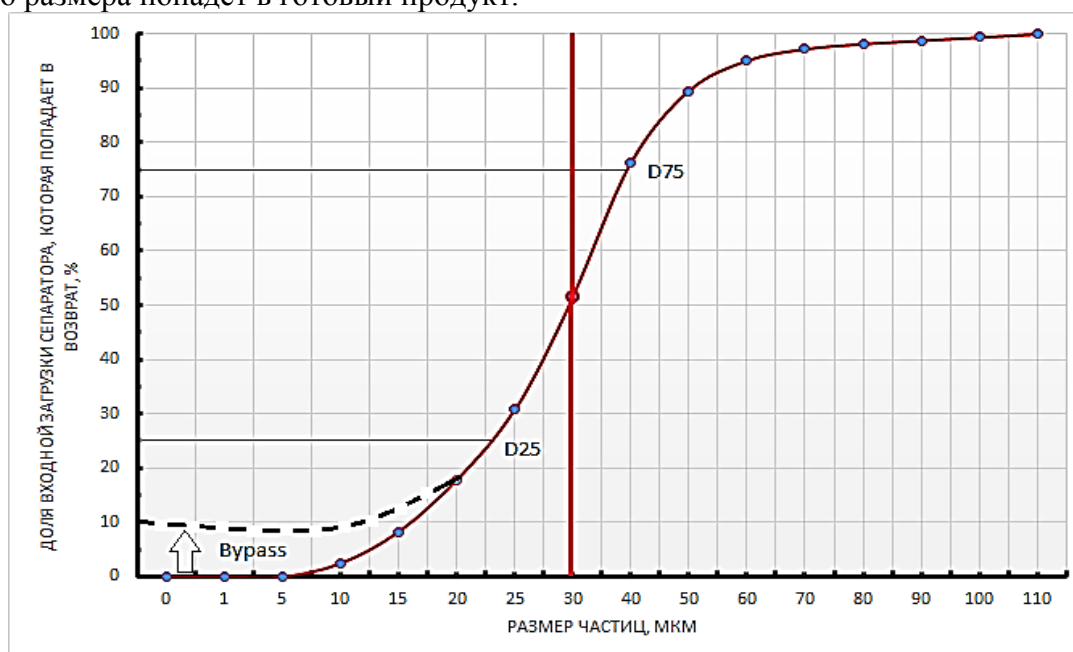


Рис. 2. Кривая разделения хромовой руды при воздушной классификации

Кривая Тромпа (рис. 2) рассчитывается на основе количества материала, отвечающего каждому из приращений размера частиц. Для определения гранулометрического состава исходного материала, поступающего на классификацию и «мелкого», и «крупного» продуктов, используется лазерный анализатор. Координаты точек кривой Тромпа рассчитываются для каждого приращения с использованием формулы

$$T = (\Delta r / \Delta f) \cdot (1 - 1/c),$$

где  $\Delta r$  – количество материала, отвечающего каждому из приращений размера частиц в «крупном» продукте классификации;  $\Delta f$  – количество материала, отвечающего каждому из приращений размера частиц в питании сепаратора;  $C$  – коэффициент циркуляции.

Данная кривая разделения характеризуется «фактор не идеальности»  $I = 0,25$ .

$$I = (D75 - D25) / (2D50),$$

где  $D75$ ,  $D50$  и  $D25$  – размеры в микрометрах, соответствующие значениям 75, 50 и 25 % на оси ординат графика.

Значение данного параметра для хорошего сепаратора – 0,3 и меньше.

Еще одним параметром, характеризующим эффективности процесса воздушной классификации, является Вурасс – самая низкая точка графика, которая соответствует доле мелкого материала, уходящего на возврат, и должна быть минимальной. Количество возвращаемого материала при классификации хромовой руды составило менее 10 %, что характерно для сепараторов современных конструкций.

Таким образом, оценка аппарата центробежной классификации показала эффективность работы данного оборудования, который находится на уровне современных зарубежных аналогов. Поэтому применение реализованной технологии сухого обогащения хромосодержащего сырья является экономически обоснованным при переработке бедного хромосодержащего сырья.

УДК 622.346.1:549.731.15

**М.И. Онаев, С.М. Уласюк, М.А. Найманбаев, К.К. Касымжанов, Е.К. Маркаев**  
АО «Институт металлургии и обогащения», Алматы, Республика Казахстан, [ulasyuks@mail.ru](mailto:ulasyuks@mail.ru)

### **ВЛИЯНИЕ ДОБАВКИ СОДЫ НА ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ ПРИМЕСЕЙ ИЗ ИЛЬМЕНИТОВОГО ХРОМСОДЕРЖАЩЕГО КОНЦЕНТРАТА**

*The effect of soda additive on the leaching of chromium and vanadium from ilmenite chromium-containing concentrate is studied. The optimum consumption of soda is 20 % of the mass of the concentrate, the time of sintering of the charge is 2 hours, at a temperature of 850°C. Leaching conditions: S:L= 1:4, leaching temperature – 95°C, leaching time – 2 hours. In these conditions, when leaching the cinder with water, the following is extracted into the solution, %: 78.6 vanadium, 83.6 chromium.*

Высокое содержание хрома в ильменитовом концентрате затрудняет процессы дальнейшей переработки его на титаносодержащий шлак, тетрахлорид титана и губчатый титан из-за перехода хрома в отходы производства, что осложняет условия их хранения и

утилизации. В связи с этим возникает необходимость предварительной глубокой очистки таких концентратов от вредных примесей.

Как известно, окислительный обжиг псевдорутитовых концентратов позволяет перевести двухвалентное железо в трехвалентное и тем самым ослабить структуру минерала, что приводит к повышению его химической активности.

Добавка солей щелочных металлов на окислительной стадии обжига при 850–950 °С способствует образованию титанатов, алюминатов, силикатов, хромитов, ванадатов, которые хорошо растворяются в воде или водном растворе соляной кислоты.

Объектом исследования являлся ильменитовый концентрат Обуховского месторождения, имеющий следующий химический состав, мас. %: 58,8 TiO<sub>2</sub>; 26,29 Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; 3,08 FeO; 4,39 Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; 1,24 SiO<sub>2</sub>; 2,76 Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; 1,03 MgO; 1,18 MnO; 0,13 V<sub>2</sub>O<sub>5</sub>; 0,58 ZrO<sub>2</sub>; 0,32 P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>; 0,20 прочие. По результатам химического анализа ильменитовый концентрат состоит на 88,17 % из оксидов титана и железа. В качестве примесей в нем присутствуют оксиды хрома, алюминия, марганца, кремния.

По минералогическому анализу определено, что концентрат представлен железотитановыми минералами в виде ильменита и псевдорутита – 87 %, рутила – 1 %, циркона – 2 %, хром-минералами группы шпинели, а именно алюмохромитом и хромитом – 8 %, остальное нерудные минералы – кварц, полевые шпаты и др.

Опыты по окислительному обжигу ильменитового концентрата с добавкой соды проводили в камерной печи SNOL-7,2/1300 при температуре 850 °С с выдержкой в течение 60, 120 и 180 мин в воздушной атмосфере. Вес исходной навески составлял 100 г. Расход соды составлял 10, 15 и 20 % от массы концентрата.

Навеску порошковой шихты, состоящей из ильменитового концентрата и заданного количества соды, помещали в алундовую лодочку, которую устанавливали в печь. Печь закрывали и нагревали до заданной температуры. При достижении заданной температуры проводили выдержку в течение заданного времени. После этого тигель извлекали из печи и охлаждали. Химический состав огарков приведен в таблице.

Таблица

Химический состав огарков

Огарок	Расход соды, %	Содержание, %							
		Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	TiO <sub>2</sub>	V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	Na <sub>2</sub> O
1	10	31,71	56,0	0,18	3,86	1,68	2,75	1,01	3,0
2	15	29,57	53,0	0,17	3,94	1,68	2,59	0,98	4,5
3	20	25,42	53,0	0,17	3,65	1,61	2,55	0,98	6,0

Огарок измельчали до крупности 80 % класса –0,044 мм и выщелачивали водой при непрерывном перемешивании. Условия выщелачивания: Т:Ж = 1:4, температура выщелачивания – 95 °С, время – 2 ч. Перемешивание пульпы осуществляли со скоростью 500 об/мин при использовании механической мешалки марки ИКА RW 14 basic. После окончания опыта пульпу отфильтровывали. Кек промывали на фильтре и после высушивания взвешивали. Раствор после выщелачивания и кек подвергали химическому анализу для определения содержания железа, ванадия, хрома и титана. Результаты выщелачивания огарка водой приведены на рис. 1.

Из рис. 1 видно, что при повышении расхода соды в шихте от 10 до 20 % от массы концентрата увеличивается извлечение в раствор ванадия с 46,8 до 78,3 % и хрома с 9,2 до 52,3 % при выщелачивании огарка водой. При этом железо и титан почти полностью остаются в кеке.

Время спекания концентрата с содой также влияет на извлечение ванадия и хрома в раствор при выщелачивании огарка водой. С увеличением времени спекания концентрата

с содой от 60 до 180 мин также увеличивается извлечение в раствор ванадия и хрома (рис. 2). Так, при выщелачивании огарка, полученного спеканием шихты, содержащей 20 % соды, в течение 60 мин, извлечение в раствор составляет, %: ванадия 78,3, хрома 52,3.

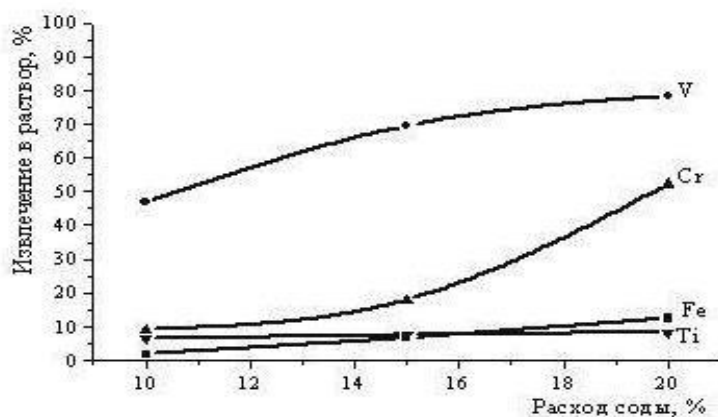


Рис. 1. Влияние расхода соды (время спекания 60 мин) на извлечение в раствор ванадия, хрома, железа и титана при выщелачивании огарка водой



Рис. 2. Влияние времени спекания ильменитового концентрата с содой и расхода соды на извлечение в раствор хрома и ванадия при выщелачивании водой огарка

При выщелачивании огарка, полученного спеканием шихты, содержащей 20 % соды, в течение 180 мин, извлечение в раствор составляет, %: ванадия 81,3, хрома 83,2, но при этом увеличивается извлечение в раствор железа 17,1 и титана 14,2, что нежелательно. Оптимальное время спекания шихты с 20 % соды составляет 120 мин. В этих условиях, при выщелачивании огарка водой, в раствор извлекается, %: ванадия 78,62, хрома 83,65.

Для сравнения были проведены исследования по выщелачиванию огарка 15%-ным раствором соляной кислоты. Результаты выщелачивания огарка 15%-ным раствором соляной кислоты представлены на рис. 3.

Из рис. 3 видно, что расход соды в шихте влияет на извлечение ванадия и хрома в раствор при выщелачивании огарка 15%-ным раствором соляной кислоты. Время спекания концентрата с содой также оказывает влияние на извлечение в раствор ванадия и хрома. Ванадий извлекается в раствор соляной кислотой почти полностью (86,5–88,1 %).

Выщелачивание хрома из ильменитового концентрата при температуре 95 °С 15 %-ным раствором соляной кислоты не зависит от продолжительности спекания концентрата с содой, но зависит от количества соды. Так, если при спекании концентрата с содой (10 %) в течение 120 мин, при выщелачивании огарка в раствор переходит 19,7 % хрома, то при добавлении 20 % соды в раствор переходит уже 82,5 % хрома (рис. 3).

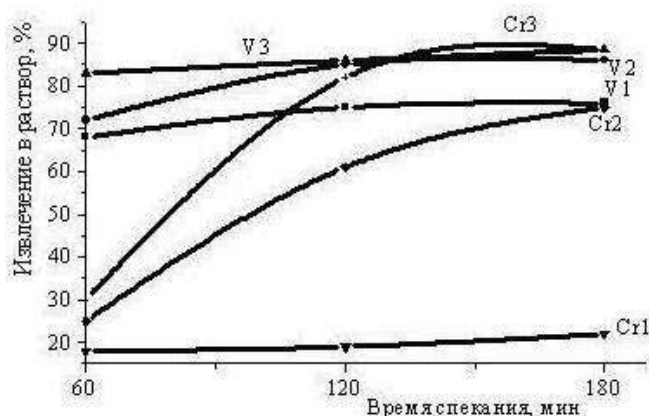


Рис. 3. Влияние времени спекания ильменитового концентрата с содой и расхода соды на извлечение в раствор хрома и ванадия при выщелачивании огарка 15% раствором соляной кислоты.

Расход соды: 1 – 10 %, 2 – 15 %, 3 – 20 %.

### Выводы

1. Количество соды, добавляемой в шихту, оказывает влияние на извлечение ванадия и хрома в раствор при выщелачивании огарка, как водой, так и 15 %-ным раствором соляной кислоты. Время спекания концентрата с содой также оказывает влияние на извлечение в раствор ванадия и хрома.

2. Оптимальный расход соды составляет 20 % от массы концентрата, оптимальное время спекания шихты – 2 часа, при температуре 850 °С. Условия выщелачивания: Т:Ж = 1:4, температура выщелачивания – 9 5°С, время выщелачивания – 2 ч. В этих условиях при выщелачивании огарка водой в раствор извлекается, %: 78,6 ванадия, 83,6 хрома.

3. При выщелачивании огарка 15%-ным раствором соляной кислоты в раствор извлекается, %: 88,1 ванадия, 88,3 хрома.

УДК 622.346.1'17

Г.И. Газалеева, В.Н. Шигаева, Н.В. Шихов, Л.Н. Назаренко

ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия, [umbr@umbr.ru](mailto:umbr@umbr.ru)

## ЭФФЕКТИВНАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ОБОГАЩЕНИЯ ХРОМИТОВЫХ ХВОСТОВ

*The article shows the results of the research for elaboration of the beneficiation waists technology of Donskaya plant. The scheme makes it possible to reach the conditions when the chromite concentrate has the content of Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> – 49,08 %. The scheme has high technical-economic indexes.*

Переработка рудного сырья неизбежно сопровождается образованием техногенных отходов. В большинстве случаев они не используются, а их хранение несет в себе несомненную угрозу окружающей среде.

Так, в процессе обогащения хромитовых руд на обогатительных производствах образуются отходы, содержание окиси хрома в которых может достигать 30 % и выше. Такие отходы, согласно Методическим рекомендациям по применению Классификации запасов месторождений и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых, относятся к техногенным месторождениям.

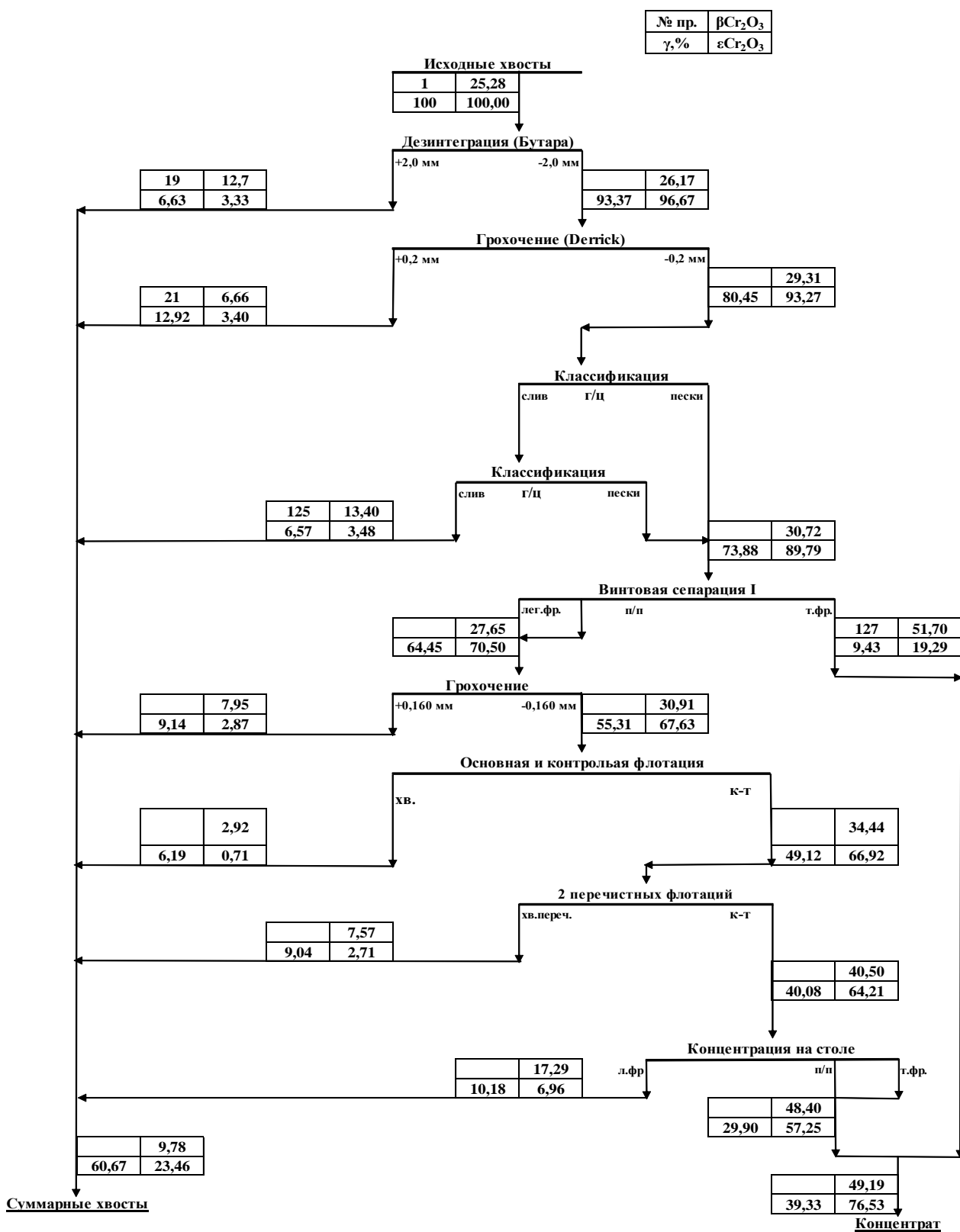


Рис. 1. Флотационная схема обогащения хвостов ДОФ-1 Донского ГОКа

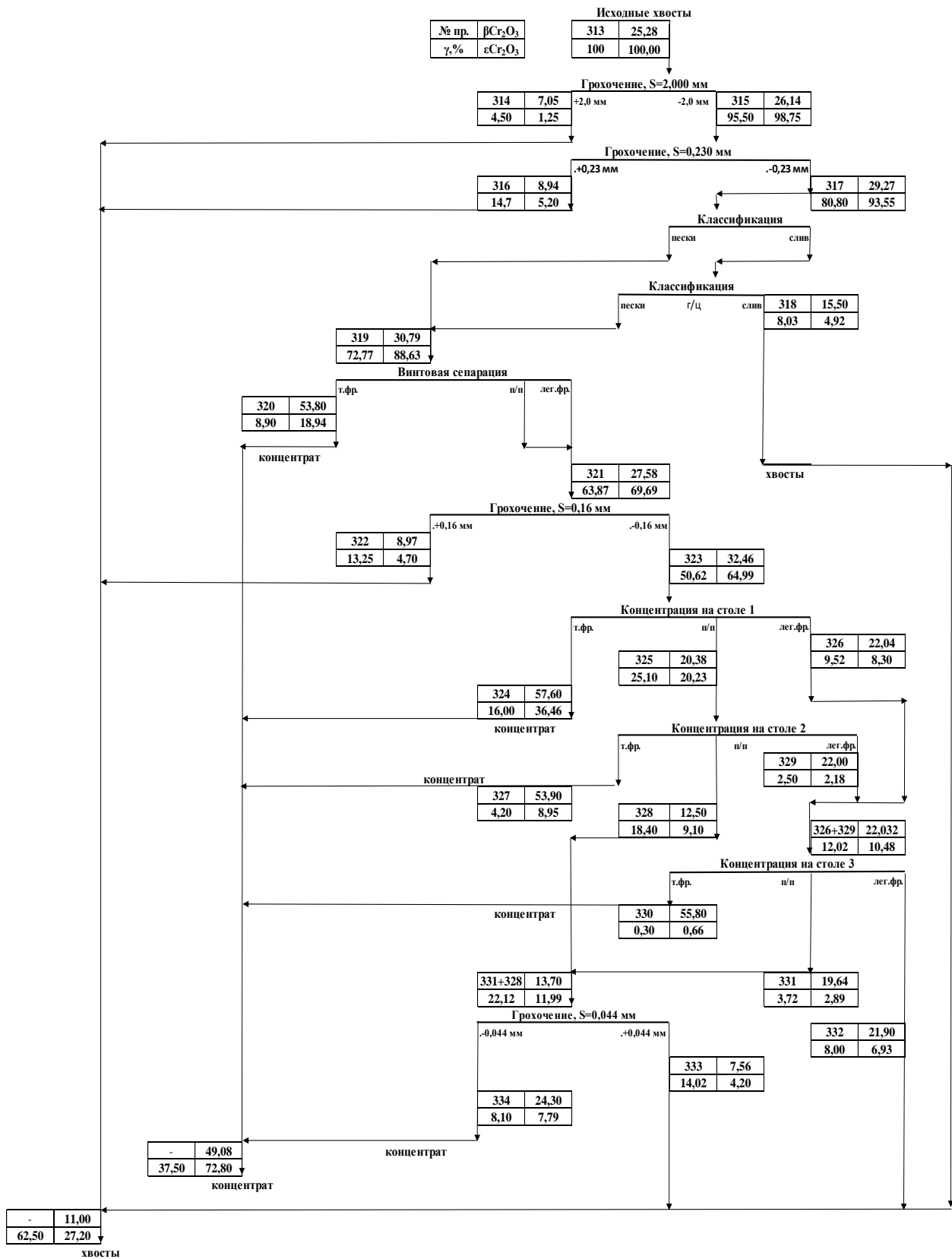


Рис. 2. Гравитационная схема обогащения хвостов ДОФ-1 Донского ГОКа



В 2016 году в институте «Уралмеханообр» были проведены исследования по разработке эффективной технологии обогащения хвостов Донского ГОКа с получением концентрата с содержанием оксида хрома не менее 49 %. Объектом исследований служила исходная проба гравитационных хвостов, отобранная на Донской обогатительной фабрике – 1 с массовой долей  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  – 25,28 %.

Был изучен химический, минералогический и фазовый состав исходных хвостов, а также степень раскрытия минералов хрома в них. Исследования показали, что рудные минералы раскрыты на 95 % и более в классе крупности менее 0,2 мм. Анализ спектров пробы в различных точках по данным электронной микроскопии показал, что в исходном продукте в некоторых частицах содержание окиси хрома достигает 48,2 %, что практически соответствует качеству конечного хромитового концентрата и указывает на возможность его выделения в голове процесса. Анализ распределения оксида хрома по классам крупности в исходных хвостах дает право делать вывод о возможности вывода части их в голове процесса.

Экспериментальная проверка показала, что тонкое грохочение по классу 0,2 мм позволило выделить 19,5 % хвостов в голове процесса. Содержание  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  в них составило 8,7 %. Далее были проведены исследования по изучению возможности использования различных методов обогащения: гравитации, флотации, мокрой магнитной сепарации, для разработки окончательного варианта технологической схемы с получением концентрата с содержанием оксида хрома не менее 49 %. В крупно-лабораторных условиях было испытано 5 вариантов схем. Наиболее эффективными по технологическим показателям оказались две из них – гравитационная и флотационная. Схемы приведены на рис. 1, 2. Окончательная схема позволила получить кондиционный хромитовый концентрат с содержанием  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  – 49,08 % при выходе 37,50 % и извлечении  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  – 72,80 %.

Расчет экономической эффективности был сделан для двух схем обогащения хромитовых хвостов ДОФ-1 на АО «Донской ГОК», флотационной и гравитационной. Обе схемы рассматривались при размещении их в новом, отдельно стоящем корпусе. Срок окупаемости проекта не превышает года. Оба варианта с экономической точки зрения рентабельны, выдерживают значительные колебания стоимости товарной продукции и целесообразны к реализации. Но гравитационная схема более экологична и имеет более низкий срок окупаемости – 0,54 года.

УДК 669.713.17

**Б.К. Кенжалиев, Е.И. Кульдеев, Р.А. Абдулвалиев, К.О. Бейсембекова,  
В.А. Позмогов, Е.А. Тастанов**

Акционерное общество «Институт металлургии и обогащения», Алматы, Казахстан,  
*k.o.beisembekova@mail.ru*

## **ПЕРЕРАБОТКА ВЫСОКОЖЕЛЕЗИСТЫХ БОКСИТОВ ПО БАЙЕР-ГИДРОГРАНАТОВОЙ ТЕХНОЛОГИИ**

*This article presents the results of studies on the development and implementation of a new non-waste Bayer-hydrogarnete technology for processing ferruginous Koptal bauxites. The technology provides for obtaining alumina, along with cast iron, building materials and others.*

Мировое производство глинозема базируется в основном на высококачественных бокситах, перерабатываемых по способу Байера, за исключением России, перерабатывающей

бокситы и нефелины по способу спекания, а также Казахстана и некоторых заводов Китая, перерабатывающих бокситы по последовательной схеме Байер-спекание.

В Казахстане бокситы перерабатываются на Павлодарском алюминиевом заводе по последовательной схеме Байер-спекание. Производство базируется на бокситах Западно-Торгайского и Амангельдинского бокситоносных районов со сравнительно низким содержанием вредных примесей, запасы которых постепенно исчерпываются.

Запасы качественных бокситов в мире ограничены. Ухудшение качества бокситов приводит к увеличению расхода сырья, вспомогательных материалов, энергоресурсов, транспортных затрат по их перевозке, а также приводит к образованию большого количества отходов – шламов и выбросов в атмосферу.

Актуальны задачи по расширению сырьевой базы глиноземного производства за счет использования низкокачественных бокситов и применения высокорентабельной технологии их переработки.

Существующие технологические схемы производства глинозема, включающие переделы спекания, становятся все менее рентабельными с ростом цен на энергоносители и ужесточению требований по экологии и охране окружающей среды.

Современному глиноземному производству требуются инновационные технологические решения, позволяющие вовлекать в переработку низкокачественные бокситы при обеспечении низкого потребления энерго- и материальных ресурсов.

В рамках выполнения Государственной программы индустриально-инновационного развития в АО «Институт металлургии и обогащения» (АО «ИМиО», г. Алматы) разработана безотходная, инновационная Байер-гидрогранатовая технология комплексной переработки низкокачественных бокситов.

Для исследований были отобраны высокожелезистые бокситы Кокतालского месторождения Костанайской области, которые характеризуются высоким содержанием окислов железа (до 26 %), двуокиси титана (до 5 %), кремнезема (4-8 %), глинозема (38-42 %), а также содержанием скандия (10-30 г/т), галлия (5-30 г/т) и ванадия (10-150 г/т). Кремневый модуль  $\mu_{Si}$  – 4,8-9,0. Повышенные содержания в бокситах железа, титана и ряд других ценных компонентов указывают на комплексный характер руд и необходимость разработки технологии, предусматривающей извлечение всех ценных компонентов.

Химический состав исследуемой пробы бокситов Кокतालского месторождения, масс. %:  $Al_2O_3$  – 39,53;  $SiO_2$  – 6,18;  $Fe_2O_3$  – 23,12;  $TiO_2$  – 4,37;  $CaO$  – 1,1; S – 0,1; C – 0,8;  $V_2O_5$  – 0,026;  $\mu_{Si}$  6,2 .

Технологическая схема Байер-гидрогранатовой технологии переработки высокожелезистых кокतालских бокситов приведена на рис. 1.

В схеме представлены четыре ветви переработки бокситового сырья: Байера; получения клинкера; выщелачивания красного шлама и конверсии высокомолекулярного раствора. Функционально схема объединяет четыре процесса:

- схему Байера с получением алюминатного раствора и извлечением из него глинозема и красного шлама;
- технологию получения клинкера, необходимого для обеспечения баланса по каустической щелочи и вовлечения в процесс переработки золы от сжигания углей ТЭС, снабжающей энергией все производство;
- технологию совместного автоклавного выщелачивания клинкера и красного шлама высокомолекулярным алюминатным раствором, получения среднемолекулярного алюминатного раствора (СМР) и глубокой переработки гидрогранатового шлама;
- технологию конверсии среднемолекулярного щелочно-алюминатного раствора в высокомолекулярный оборотный раствор для возвращения в начало технологической схемы.

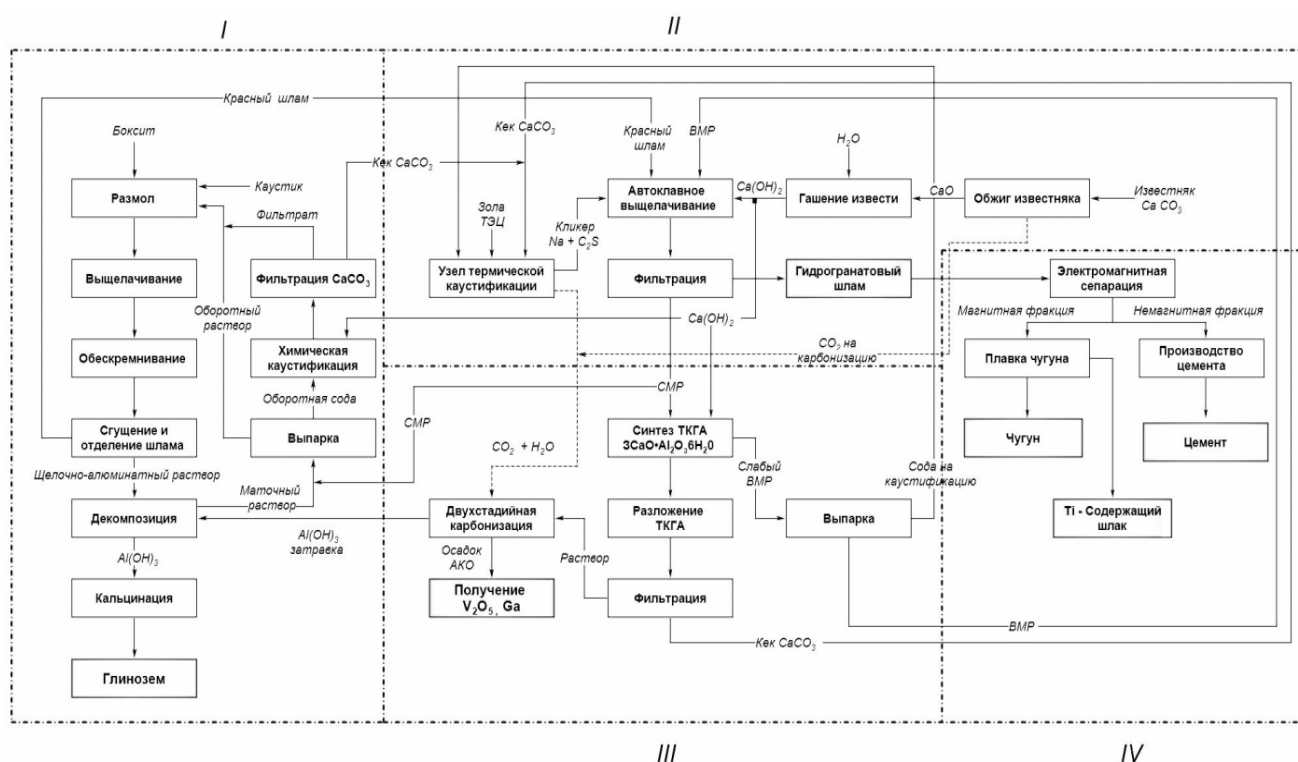


Рис. 1. Схема Байер-гидрогранатовой технологии переработки высокожелезистых кокталяских бокситов

Разработанная Байер-гидрогранатовая технология переработки высокожелезистых бокситов дает возможность получения, наряду с металлургическим глиноземом, галлия, ванадия, и экологически безвредного гидрогранатового шлама, пригодного для получения чугуна, строительного материала и титансодержащего шлама. Технология и отдельные её пределы защищены 8 патентами Республики Казахстан.

Для решения проблемы промышленной переработки высокожелезистых кокталяских бокситов в АО «ИМиО» результаты фундаментальных и прикладных исследований казахстанских ученых прошла испытания на лабораторной пилотной установке (рис. 2).

Проведенные испытания показали, что извлечение  $Al_2O_3$  из боксита в раствор составило 85,40 %, извлечение  $Al_2O_3$  из красного шлама в раствор составило 69,1 %, сквозное извлечение  $Al_2O_3$  из боксита – 95,63 %.



Рис. 2. Пилотная установка по апробации Байер-гидрогранатовой технологии

Химический состав полученного глинозема, %:  $Al_2O_3$  – 99,0;  $Na_2O_{ку}$  – 0,36;  $SiO_2$  – 0,02; прочие (п.п.п.,  $Fe_2O_3$  и др.) 0,62.

В результате переработки гидрогранатового шлама методом восстановительной плавки на чугун и шлак получены следующие показатели: выход железа в чугун 88,0 %, в магнитную

фракцию шлака – 11,9 %, в немагнитную фракцию – 0,1 %. Шлак саморассыпающийся. Содержание железа в магнитной фракции шлака составляет 37,56 %, оксида титана – 23,5 %, в немагнитной фракции железа – 0,22 %, оксида титана – 0,78 %, оксида кальция – 50,32 %. Товарными продуктами могут служить чугун и магнитная фракция шлака, а немагнитную фракцию шлака можно использовать как сырье для производства строительных материалов.

Для испытания технологии в укрупненном масштабе на опытно-экспериментальном металлургическом производстве АО «ИМиО» создана опытная установка переработки кокталяских высокожелезистых бокситов по Байер-гидрогранатовой технологии с расчетной производительностью 50 кг боксита в час.

Опытная установка располагается на двух ярусах и занимает общую площадь 540 м<sup>2</sup>. Нулевой уровень – 450 м<sup>2</sup> и второй ярус на металлической площадке (+4 м) – 90 м<sup>2</sup>. Панорамный вид опытной установки приведен на рисунке 3. Практически вся аппаратура опытной установки выполнена из нержавеющей стали марки 12Х18Н10Т. Аппараты всех узлов подключены к автоматической системе управления и контроля.



Рис. 3. Опытная установка на ОЭМП с общей площадью 540 м<sup>2</sup>

Таким образом, разработана и апробируется инновационная безотходная Байер-гидрогранатовая технология, позволяющая эффективно перерабатывать низкокачественные, высокожелезистые бокситы на глинозем, чугун, строительные и другие материалы.

УДК 549.3:542.943-92

**Л.Н. Крылова, Чжихун Чжэн**

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Москва, Россия, [krulov@yandex.ru](mailto:krulov@yandex.ru)

### **РЕЖИМЫ ПОЛУЧЕНИЯ БИОРЕАГЕНТА-ОКИСЛИТЕЛЯ СУЛЬФИДНЫХ МИНЕРАЛОВ ИММОБИЛИЗОВАННЫМИ МИКРООРГАНИЗМАМИ**

*In order to develop a technology for the production of an oxidizer of sulfide minerals used to extract metals from mineral raw materials and man-caused waste, the regimes of immobilization of bacteria on immobile solid supports and the oxidation of iron (II) with immobilized biomass were studied. The dependence of the oxidation rate of immobilized biomass on air aeration, the flow rate of the solution, the method of supplying the solution, and the carrier material for attachment of microorganisms are established.*

При окислении железа микроорганизмами в сернокислой среде образуется эффективный биореагент-окислитель, который все шире используется в гидрометаллургию для

выщелачивания цветных металлов из сульфидных руд, концентратов обогащения и техногенных отходов. Скорость окисления железа микроорганизмами, сконцентрированными адсорбционной иммобилизацией на твёрдых материалах-носителях, значительно повышается – в 3-50 раз, по сравнению со свободно плавающими в растворе, не прикрепленными клетками.

Исследованы режимы процесса иммобилизации железоокисляющих микроорганизмов из культурального раствора на различных твердых материалах-носителях и режимы процесса биоокисления железа иммобилизованной биомассой.

Исследования проводились в аппаратах из оргстекла колонного типа объемом 1,1 л, высотой 550 мм и диаметром 50 мм. Для иммобилизации микроорганизмов применялись активированный уголь, пирит, ионообменная смола, цеолит и древесная стружка. Раствор в биореактор подавался насосом, аэрация воздухом обеспечивалась компрессором. Иммобилизация биомассы проводилась за несколько циклов, прокачиванием культуральной среды через материалы-носители до стабильного увеличения средней скорости окисления железа в цикле, раствор циркулировал через биореактор в каждом цикле до почти полного окисления железа. При изучении процесса биоокисления, синтеза биореагента иммобилизованными микроорганизмами раствор прокачивался через биореактор один раз.

Для биоокисления использовалась ассоциация мезофильных ацидофильных аэробных хемолитоавтотрофных железоокисляющих микроорганизмов с доминированием бактерий вида *Acidithiobacillus ferrooxidans* (87–94 %). Концентрация растворенного кислорода в растворах определялась оксиметром WTW Oxi 3310 с электрохимическим датчиком DurOx 325 со встроенной термокомпенсацией (Германия).

Степень концентрирования микроорганизмов и окислительная активность иммобилизованной биомассы в процессе иммобилизации оценивалась по средней скорости окисления  $Fe^{+2}$  в растворе за цикл. Скорость биоокисления в процессе синтеза биореагента иммобилизованной биомассой определялась по разнице концентраций  $Fe^{+2}$  в исходном и вытекающем растворах, измеренных одномоментно, делённой на время протекания раствора через биореактор после установления постоянной концентрации  $Fe^{+2}$  в вытекающем растворе.

Установлено, что скорость концентрирования микроорганизмов повышается при подаче культурального раствора и аэрации снизу биореактора, применения для прикрепления клеток цеолита и древесной стружки – достигается большая скорость окисления железа за цикл 0,86 г/(л·ч), что объясняется большим контактом раствора с иммобилизатором и обеспечения кислородом жизнедеятельности микроорганизмов.

Количество прикрепленных микроорганизмов и прочность образованной биопленки на материале-носителе повышаются при увеличении продолжительности иммобилизации микроорганизмов, и при увеличении скорости протекания раствора через биореактор скорость окисления иммобилизованной биомассой увеличивается, клетки меньше смываются с материала при увеличении скорости протока.

Скорость биоокисления ионов железа и синтеза биореагента иммобилизованной биомассой выше в 1,8–2,6 раз при иммобилизации с подачей раствора сверху в биореактор, чем при иммобилизации с подачей раствора снизу биореактора. Разница концентраций железа в исходном и вытекающем растворах и скорость биоокисления при подаче раствора снизу биореактора, закрытого крышкой, низкие даже при небольшой скорости подачи раствора: при подаче раствора 0,2 л/ч окисляется 0,45 г/л железа, скорость биоокисления 0,23 г/(л·ч).

Скорость биоокисления иммобилизованной биомассой при подаче раствора сверху биореактора в 4-9 раз выше, чем при подаче снизу в диапазоне подачи раствора 0,2–3,0 л/ч (рис. 1), что объясняется большей в 7–15 раз концентрацией растворенного кислорода, остающегося из-за более быстрого под действием силы тяжести протекания раствора через биореактор и растворяющегося из промежутков между частицами не заполненных раствором.

Время прохождения раствора через биореактор сверху вниз в 2,2 раза меньше, чем при подаче раствора снизу со скоростью 3,0 л/ч – 2,8 и 6,2 минут. После биоокисления концентрация растворенного кислорода в исходном растворе (7,6 мг/л) уменьшается до 1,5–2,8 мг/л при подаче раствора сверху биореактора и до 0,1–0,4 мг/л снизу биореактора. При движении раствора в биореакторе сверху-вниз максимальная скорость биоокисления достигает 35,5–37,6 г/(л·ч), что почти в 2,5 раза больше, чем при движении снизу вверх, и не превышает 14,3 г/(л·ч) (рис. 1).

Разница концентраций железа (II) в подаваемом в биореактор и вытекающем из биореактора растворах больше до 30 % при окислении биомассой на стружке, чем на цеолите, при одинаковой скорости подачи раствора сверху биореактора, аэрации в биореактор с расходом воздуха 1,5 л/мин (рис. 2). Скорость биоокисления ионов железа иммобилизованными на древесной стружке микроорганизмами в 1,65 раз больше, чем на цеолите.

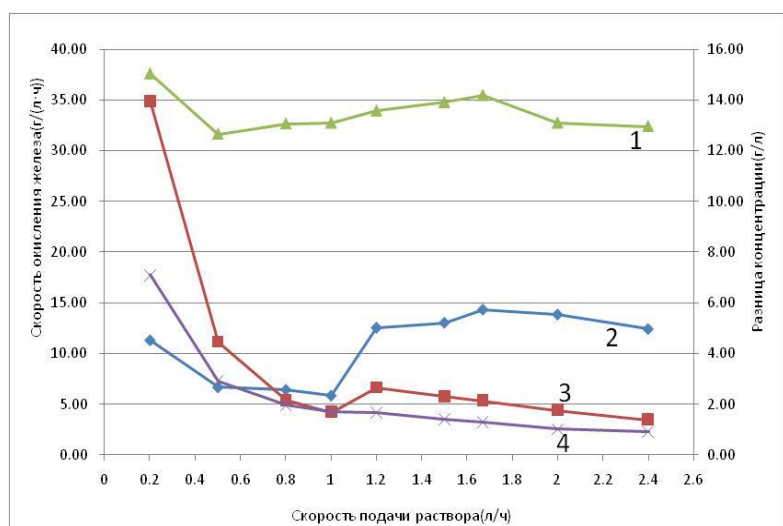


Рис. 1. Влияние способа подачи раствора на процесс биоокисления, аэрация в биореактор 1,5 л/мин):  
1, 2 – скорость окисления железа;  
3, 4 – разница [Fe<sup>+2</sup>] в подаваемом и вытекающем растворах;  
1, 4 – подача раствора сверху биореактора; 2, 3 – подача раствора снизу биореактора

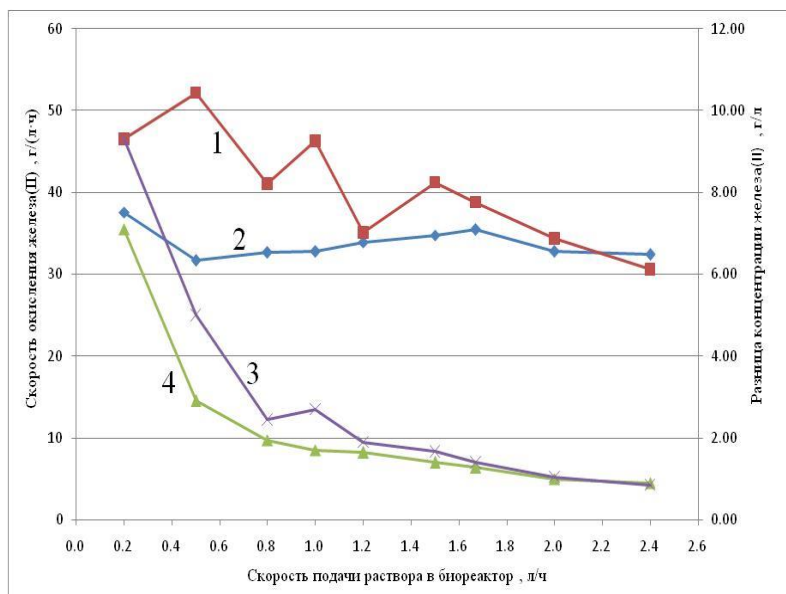


Рис. 2. Влияние скорости подачи раствора на показатели биоокисления (раствор поступает сверху биореактора, аэрация в биореактор 1,5 л/мин):  
1, 2 – скорость окисления железа;  
3, 4 – разница [Fe<sup>+2</sup>] в подаваемом и вытекающем растворах;  
1, 3 – иммобилизация на древесной стружке; 2, 4 – иммобилизация на цеолите

Скорость биоокисления микроорганизмами, иммобилизованными на древесной стружке, при увеличении скорости подачи раствора непостоянна, но в среднем тенденция её снижения сохраняется, и в большей степени, чем иммобилизованными на цеолите (рис. 2). Этот результат объясняется тем, что древесная стружка более легкая и крупная, занимает меньший объем в биореакторе, чем цеолит (свободный объем, не занятый стружкой, составляет 83 %, цеолитом – 34 %, при увеличении скорости подачи раствора стружка колеблется и образованные биопленки бактерий на материале разрушаются, микроорганизмы «вымываются» из биореактора с потоком раствора, и скорость биоокисления снижается. Колебания скорости биоокисления при увеличении скорости подачи и протекания раствора могут объясняться нестабильностью процесса разрушения биопленок на стружке. Показатели окисления биомассой, иммобилизованной на цеолите, более стабильны, чем на стружке.

Интенсивность синтеза биореагента, иммобилизованного биомассой, зависит от способа и режима аэрации: при подаче раствора снизу биореактора аэрация в биореактор более эффективна, чем аэрация поступающего раствора, – скорость окисления выше в 11,1–26,3 раз в зависимости от скорости подачи раствора насосом.

Большая скорость синтеза биореагента 32,7 г/(л·ч) при расходе воздуха 1,5 л/мин микроорганизмами, иммобилизованными на древесной стружке, достигается при подаче раствора сверху биореактора и аэрации биореактора и сохраняется достаточно высокой после прекращения принудительной аэрации – 27,3 г/(л·ч).

При поступлении раствора снизу биореактора наибольшая скорость биоокисления 14,3 г/(л·ч) достигается биомассой, иммобилизованной на цеолите с аэрацией раствора и биореактора при скорости подачи раствора 1,6 л/ч.

Исследованные материалы по максимальной скорости биоокисления располагаются в следующем порядке, г/(л·ч) [ $Fe^{+2}$ ]: древесная стружка 46–52 > цеолит 38 > активированный уголь 23,48 > пирит 11,95 > ионообменная смола 10,22. Удельная скорость биоокисления на единицу массы древесной стружки более чем на порядок выше, чем других материалов, г/(л·ч)/кг: древесная стружка 660,8 > активированный уголь 39,1 > цеолит 20,96 > ионообменная смола 14,48 > пирит 5,98. Применение для иммобилизации клеток древесной стружки вместе с цеолитом позволяет суммировать преимущества этих материалов и нивелировать их недостатки.

В результате исследований разработан эффективный способ иммобилизации железоокисляющих микроорганизмов на твердых материалах-носителях, определены закономерности и режимы интенсификации синтеза биореагента иммобилизованными микроорганизмами, материалы-носители для иммобилизации, применение которых повышает производительность и экономичность получения биореагента-окислителя.

Скорость концентрирования железоокисляющих бактерий повышается при подаче культурального раствора и аэрации снизу биореактора, применении для прикрепления клеток цеолита и древесной стружки; биореагент-окислитель с наибольшей скоростью до 46–52 г/(л·ч) синтезируется клетками, иммобилизованными на древесной стружке при подаче раствора сверху в аппарат, когда принудительная аэрация воздухом процесса не требуется.

УДК 669.046.42

**П.А. Гуляшинов, П.Л. Палеев, А.Н. Гуляшинов**

ФАНО России, Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Байкальский институт природопользования Сибирского отделения РАН, Улан-Удэ, Россия, *gulpasha@mail.ru*

## **СОВМЕСТНЫЙ ОБЖИГ ОКИСЛЕННЫХ И СУЛЬФИДНЫХ РУД В АТМОСФЕРЕ ВОДЯНОГО ПАРА**

*Currently, more than 85 % of gold-bearing ores are processed by cyanidation, but in the case of processing of refractory ores, the extraction of precious metals by this method is difficult and unprofitable. The possibility of joint burning of sulphide and oxidized ores in an atmosphere of water vapor is shown.*

В настоящее время более 85 % золотосодержащих руд перерабатываются методом цианирования, но в случае переработки упорных руд извлечение драгоценных металлов этим методом затруднено и нерентабельно. Сульфидные руды являются наиболее распространенным типом упорных руд, для их переработки разработаны и широко применяются различные способы: автоклавное окисление, бактериальное выщелачивание и др. Существует второй тип упорных руд – окисленные. К особому классу упорных можно отнести арсенопиритные и скородитовые руды с повышенным содержанием мышьяка.

При переработке золотомышьяковистых руд невозможно достичь высокой степени извлечения золота методом традиционного цианирования из-за повышенного содержания мышьяка, а также требуются дополнительные технологические приемы для перевода мышьяка в малотоксичные соединения.

Одним из перспективных способов переработки упорных золотомышьяковистых руд является сульфидизирующий обжиг в атмосфере перегретого водяного пара.

Данный способ позволяет совместно перерабатывать сульфидные и окисленные руды с повышенным содержанием мышьяка.

Обжиг в атмосфере перегретого водяного пара обеспечивает перевод мышьяка в малотоксичную сульфидную форму и сопровождается декрипитацией минералов, что значительно улучшает дальнейшее извлечение золота.

В качестве исходного материала для проведения исследований по сульфидизирующему обжигу в атмосфере водяного пара использовали пробу окисленной и сульфидной руд.

По данным минералогического анализа окисленная (скородитовая) руда содержит: кварц – 54 %, скородит – 35 %, алюмосиликатные соединения, глина – 11 %. В исследуемой пробе руды мышьяка содержится – 5,6 %, золота – 16,9 г/т. Сульфидная руда представлена золотосодержащей арсенопиритной рудой: золота – 44,5 г/т, серебра – 26,2 г/т.

Исследования по обжигу золотомышьяковистых руд с сульфидизатором были проведены на лабораторной установке проточного типа. Установка состоит из четырех основных узлов – электропечи, парогенератора, реактора и поглотителей газов. Температура в печах измеряется термопарами типа ХА и регулируется микропроцессорным электронным терморегулятором МПРТ-22, который был установлен для автоматизации процесса обжига. Реактор соединен с системой очистки отходящих газов.

Лабораторные исследования проводили при соотношении окисленная руда : сульфидная руда : пиритный концентрат ( $\text{FeAsO}_4 : \text{FeAsS} : \text{FeS}_2$ ) 1:1:1. Температура обжига 650–700 °С, продолжительность 25 мин, при данных условиях обеспечивается максимальная возгонка и выделение мышьяка в малотоксичной сульфидной форме.



Фазовые составы образующихся твердых продуктов реакций определяли на рентгеновском дифрактометре D8 ADVANCE фирмы Bruker AXS. Расшифровка данных рентгенофазового анализа огарка показала, что основными продуктами обжига являются FeS, SiO<sub>2</sub> и магнетит Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub>, фазы мышьяка не идентифицируются. Мышьяк удаляется в возгоны в форме малотоксичного тетрасульфида (As<sub>4</sub>S<sub>4</sub>). Исследования огарка проводились также на электронном растровом микроскопе JSM-6510LV JROL (Япония) с системой микроанализа INPA Energy 350, Oxford Instruments (Великобритания). По данным спектрального анализа мышьяк в огарке не обнаружен.

Для подтверждения полученных результатов рентгенофазового и спектрального анализов был проведен химический анализ фотометрическим методом по определению содержания мышьяка с гипофосфитом натрия, по окраске коллоидного раствора. Степень деарсенизации составляет 99,7–99,9 %.

Таким образом, показана принципиальная возможность совместной переработки сульфидных и окисленных золотомышьяковистых руд на основе обжига в атмосфере перегретого водяного пара с использованием в качестве сульфидизатора некондиционного пиритного концентрата.

УДК 622.765:549.521.53

**М.К. Мухымбекова, А.А. Мухтар, А.С. Макашев, А.Д. Момынбеков,  
Е.В. Кочегина, Б.К. Касымова<sup>1</sup>**

Химико-металлургический институт им. Ж. Абишева, Караганда, Республика Казахстан,  
bkosimova@mail.ru

### **КОМБИНИРОВАННАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ОБОГАЩЕНИЯ ГИДРОГЕТИТОВОЙ РУДЫ\***

*Considered the results of experimental researches of process of hard-to-enrichment gidrogrotite ores in the presence water-salt coal with subsequent wet magnetic separation and leaching with an aqueous solution of sulphuric acid. Is shown the possibility of obtaining a standard magnetic concentrate .*

В современных условиях уменьшение доступного качественного железорудного сырья для черной металлургии становится актуальной проблемой вовлечения в переработку многомиллиардных ресурсов бурожелезняковых руд, разведенные запасы их в Казахстане составляют более 12 миллиардов тонн, которые в основном сосредоточены на месторождениях Лисаковское, Аятское, Приаральское и др. Сравнительно неглубокое залегание этих руд позволяет разработать их открытым способом, а низкая прочность – без применения буровзрывных работ. Добыча и переработка бурожелезняковых руд в настоящее время осуществляются в недостаточном объеме, по причине невысокого содержания железа и присутствия вредных компонентов, а также значительного количества шлакообразующих примесей, вследствие чего часть запасов их требует технологии магнетизирующего обжига

---

© Мухымбекова М.К., Мухтар А.А., Макашев А.С., Момынбеков А.Д., Кочегина Е.В., Касымова Б.К., 2017

\* Исследования выполнялись в рамках грантового финансирования МОН РК № 2706/ГФ-4 «Разработка комбинированной технологии обогащения труднообогатимого железорудного сырья Казахстана».

для последующего магнитного обогащения. Магнетизация руд производится разными способами, в качестве восстановителя применяются природный, генераторный газ, продукты пиролиза жидких углеводородов, а также углеродсодержащие твердые восстановители – уголь, кокс и др. Наибольший интерес представляет применение низкоконцентрированной водносолевой угольной суспензий в процессе магнетизирующего обжига бурых железняков.

Целью данных исследований являлось изучение закономерностей процесса обогащения гидрогетитовой руды в присутствии водносолевой угольной суспензии с получением кондиционного магнитного концентрата.

Эксперименты проводили на гидрогетитовом бурожелезняковом сырье Приаральского месторождения (Кок-Булак) с содержанием основных компонентов, в %: Fe – 44,98; SiO<sub>2</sub> – 10,44; Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> – 4,35; P – 0,93. Основными фазами руды являются гидрогетит и кварц.

Гидрогетитовая руда в присутствии солевой угольной суспензии (1–5 %) после измельчения до крупности класса –0,2 мм и смешивания подвергался обжигу при температуре 750 °С и продолжительности 60 минут.

Полученный обожженный продукт имеет следующий химический состав: Fe – 53,98 %; SiO<sub>2</sub> – 12,63 %; Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> – 6,56 %; P – 1,12 %. В обожженном продукте происходит повышение содержания железа, фосфора и диоксида кремния по сравнению с исходной рудой. Процессы дегидратации и магнетизации руды в присутствии водносолевой угольной суспензии протекают интенсивнее, основными фазами огарков являются магнетит и кварц. Магнитную сепарацию обожженных магнетизированных продуктов проводили при напряженности магнитного поля 0,18 Тл с целью изучения влияния концентрации солевой и угольной суспензии на повышение выхода магнитной фракции.

С повышением количества водносолевой угольной суспензии на 2–4 % выход магнитной фракции увеличивается до 88,86–89,13 %. О влиянии газообразного восстановителя в случае смеси гетита с углеродом свидетельствует образование магнитной фазы. На отдельных активных участках возможна реакция:  $H_2O + C \rightarrow CO + H_2$ . Установлено, что добавки соли щелочных металлов ускоряют восстановление гетита, гидрогетита с образованием магнитной фазы. Особенно, если они вводятся в виде водносолевой угольной суспензии. На рис. 1 приведено извлечение железа в магнитную фракцию при мокрой магнитной сепарации.

Данные лабораторных исследований показали (рис. 1), что оптимальной концентрация угля и соли – 2 %. Извлечение железа в магнитную фракцию соответственно составляет 96,17 и 96,68 %, т. е. имеет близкие величины. Далее с увеличением количества угля происходит повышение извлечения железа до 98,05 %.

Изучено влияние количества угля и соли на извлечение железа в кек при выщелачивании. Условия выщелачивания: концентрация серной кислоты – 5 %, температура – 20–25 °С, крупность проб –0,071 мм. Результаты эксперимента показаны на рис. 2.

Из данных рис. 2 видно, что с увеличением дозировки угля в руду извлечение железа в кек из магнитных продуктов снижается до 95 %. Тогда как при снижении количества угля до 1 %, извлечение железа в кек увеличивается до 99,05 %.

Наряду с углем в качестве восстановителя была использована соль, установлено, что соль оказывает существенное влияние на результаты восстановительного процесса. При повышении количества соли до 5 % наблюдается тенденция к увеличению извлечения железа в кек. На рис. 3 приведено влияние концентрации соли (1–5 %) на степень извлечения диоксида кремния при выщелачивании из магнитных продуктов.

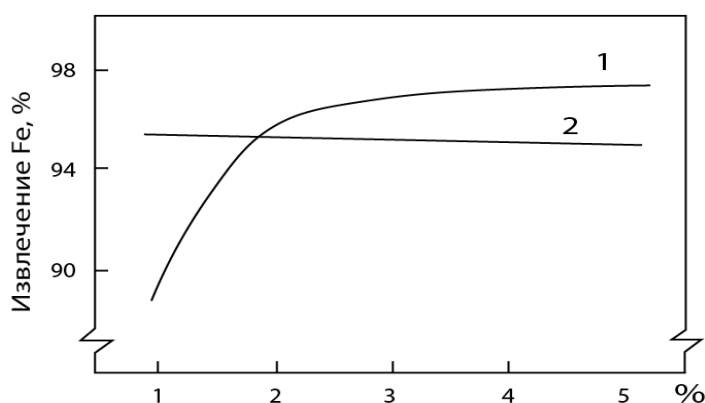


Рис. 1. Извлечение железа в магнитную фракцию в зависимости от концентрации угля (1) и соли (2)

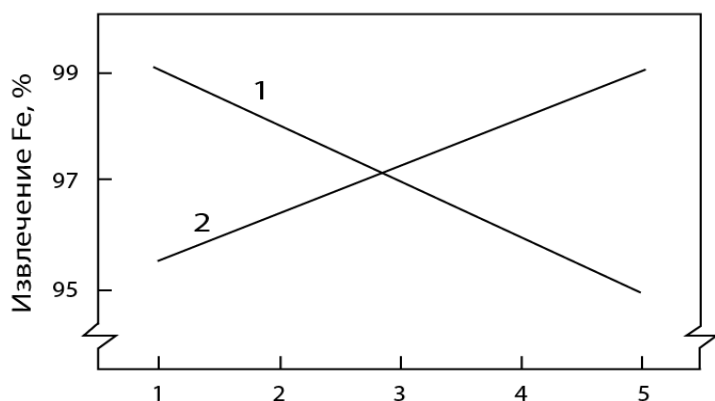


Рис. 2. Извлечение железа в кек в зависимости от концентрации угля (1) и соли (2)

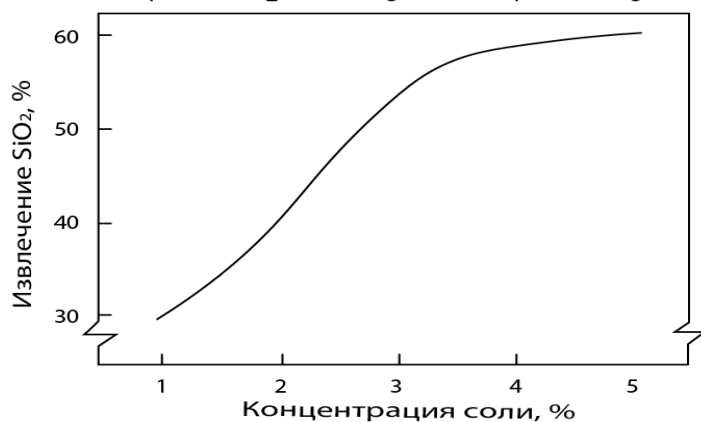


Рис. 3. Извлечение диоксида кремния в раствор от концентрации соли

Из данных рис. 3 видно, что с повышением концентрации соли извлечение диоксида кремния в раствор увеличивается от 30,09 до 61,10 %. Обнаружено, что в присутствии соли в шихте при обжиге на процесс обескремнивания действует как активизирующая добавка, ускоряющая образования растворимых кремнеземсодержащих соединений при выщелачивании. Преимуществом шихты этого состава является более низкое содержание диоксида кремния в кек и, как следствие этого, одновременное повышение содержание железа в магнитном концентрате.

Результаты исследований показывает, что применение водносолевой угольной суспензии обеспечивает максимальную однородность магнитных свойств продуктов обжига, максимальное извлечение железа в концентрат, высокую скорость магнетизации при умеренно низких температурных областях, значительное снижение шлакообразующих примесей.

УДК 662.929.7:66.061.34

**И.В. Кунилова, Г.Ю. Гольберг, О.Г. Лусинян, А.А. Лавриненко**

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр им. акад. Н.В. Мельникова Российской академии наук, Москва, Россия, [ira\\_kunilowa@mail.ru](mailto:ira_kunilowa@mail.ru)

## **ОБОСНОВАНИЕ ВЫБОРА УСЛОВИЙ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЦЕННЫХ ЭЛЕМЕНТОВ ИЗ ТОНКОДИСПЕРСНОЙ ЗОЛЫ УНОСА СЖИГАНИЯ УГЛЯ**

*The analysis of the conditions of hydrometallurgical recycling of ash CHP has been carried out with the aim of additional extraction of valuable elements, especially, rare earth metals, based on data on the composition of the ash, environmental, and economic feasibility.*

Накопление золошлаковых отходов в золотвалах угольных теплоэлектростанциях России становится все более острой проблемой угольной отрасли. Количество накопленных отходов составляет порядка 1,5 млрд т, ежегодно образуется около 25 млн т. Из них утилизируются не более 2 млн т в год, т. е. 7–8 %, в то время как за рубежом использование золы достигает 35–60 % (в Дании – до 100 %). Состав и свойства золошлаковых отходов ТЭС зависят от минерального состава топлива и способа его сжигания. Угли разных месторождений и, соответственно, золы, образующиеся при их сжигании, существенно различаются по составу минеральной части – содержанию и соотношению основных элементов. Они содержат оксиды ряда таких элементов, как кремний, алюминий, кальций, железо, магний, натрий, калий, а также микрокомпоненты, содержание которых менее 0,1 %. Это германий, галлий, ванадий, титан, стронций, скандий, литий, молибден, бериллий, кобальт, цирконий, хром, никель, золото, серебро, редкоземельные металлы (лантан, иттрий, иттербий). Золой являются тонкодисперсными продуктами, пригодными для выщелачивания ценных элементов. Тем не менее до настоящего времени в России внедрена только одна технология попутного извлечения ценного компонента – германия.

Объектом исследования являлась зола уноса, уловленная в циклоне при сжигании бурого угля Приморья. Анализ химического состава образцов золы уноса показал, что она содержит такие потенциально ценные элементы, как Zr, Y, Ce, La, Pt и др., с содержаниями, доказывающими перспективность изучения возможности их экономически эффективного извлечения. В связи с этим явилось целесообразным исследовать процессы выщелачивания ценных элементов для выбора условий выщелачивания.

Технология переработки золы сжигания бурых углей с целью получения только глинозема и цементного клинкера (используемых в строительной отрасли) основана на содовом выщелачивании с предварительным обжигом. Однако большинство известных способов гидрометаллургической переработки золошлаковых отходов с целью извлечения ценных элементов основано на их кислотной обработке, в процессе которой кислоторастворимые соединения щелочных, щелочноземельных и редкоземельных элементов переходят в раствор. В качестве кислот используют соляную, серную, азотную, фтористоводородную кислоту и их смеси. Степень извлечения в раствор может достигать 75–99 %. Для повышения извлечения предложено проводить выщелачивание в 2–3 стадии путем повторного использования фильтратов для выщелачивания в режиме противотока. Следует отметить, что высокая концентрация солей кальция, алюминия и железа

в получаемых суспензиях может затруднять процесс разделения жидкой и твердой фаз. Для увеличения степени перевода ценных элементов из твердой фазы применяют различные способы интенсификации процесса – повышенную температуру, выщелачивание в автоклавах, ультразвуковую обработку, механоактивацию, а также предварительные операции обжига, флотации, магнитной сепарации. Дальнейшее выделение ценных элементов осуществляется методами осаждения, цементации, сорбции, экстракции.

Основу золы составляет аморфная алюмосиликатная фаза, состоящая из сферических агрегатов-микросфер с примесями внутри сфер и в поверхностной пленке. Кристаллические фазы представлены кварцем и его модификациями, минералами класса силикатов с непостоянным составом, ангидритом  $\text{CaSO}_3$ , примесями магнетита и гематита. Примеси цветных металлов и железа поступают в золу при сгорании органического вещества, где они находятся в виде сульфидов (галенита, пирита). Также в золе содержатся частицы оксидов кальция и магния, железа, титана, марганца, сульфидов, несгоревшие углеродные частицы.

Исследуемая зола уноса, полученная при сжигании бурого угля, характеризуется большим количеством несгоревших частиц углерода (недожега), кокса и полукокса. Это, во-первых, не позволяет более полно извлекать ценные компоненты выщелачиванием из-за их сорбции частицами углерода и, во-вторых, препятствует последующему использованию в качестве наполнителей и добавок при производстве строительных материалов. Поэтому целесообразным явилось проведение предварительной флотации углерода с целью его отделения и дальнейшего использования углеродного концентрата в качестве дополнительного топлива. При наличии в исходной золе золота в виде сорбированных углеродом частиц и органоминеральных комплексов с содержанием порядка 1 г/т оно также концентрируется в углеродном концентрате, и целесообразным будет его улавливание при сжигании полученного углеродного концентрата.

Хвосты флотации представляют собой в основном алюмосиликатный продукт. Низкое содержание магнетита в пробе (менее 2 %) обусловило отсутствие необходимости проведения магнитной сепарации. При более высоком содержании магнитной фракции возможно получение магнитного концентрата, состоящего из железа с легирующими примесями марганца, никеля, титана, кобальта, хрома, ванадия и вольфрама, который может быть использован в производстве чугуна или ферросилиция.

Поскольку алюмосиликатный продукт при кислотном выщелачивании выделяет в раствор различные вещества основного характера, это потребовало применения стадийной схемы выщелачивания. Сильные колебания химического состава и особенно содержания таких ценных компонентов, как редкоземельные, платиновые, благородные металлы, а также низкие содержания ценных компонентов в растворах выщелачивания обусловили целесообразность проведения противоточной схемы движения растворов на второй стадии. Исследование стадийного выщелачивания золы уноса от сжигания бурых углей Приморья 8,75%-ным раствором серной кислоты показало возможность извлечения в раствор на первой стадии кислотной обработки ценных элементов Zr, Y, Ce, La в концентрациях порядка 1 мг/л, а также более половины выщелоченной платины. На второй стадии выщелачивания сернокислым раствором, содержащим 1 % тиокарбамида и 0,25 % сульфата железа, извлекается в основном платина и остальное количество ценных элементов Y, Ce, La. При этом кальций уже не переходит в раствор. Также установлено, что более высокое извлечение достигается при использовании солянокислого раствора по сравнению с сернокислым при прочих равных условиях. В результате исследований были разработаны режимы двухстадийного выщелачивания, оптимизированные по концентрациям реагентов (тиокарбамида, соляной кислоты), соотношения твердой и жидкой фаз, скорости перемешивания и времени обработки, позволяющие получить продуктивные растворы, которые могут быть направлены на концентрирование и выделение ценных компонентов известными способами.

УДК 669.223.442

**Н.В. Фомченко, М.И. Муравьев, Т.К. Уварова**

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт микробиологии им. С.Н. Виноградского, ФГУ Федеральный исследовательский центр «Фундаментальные основы биотехнологии РАН», Москва, Россия, *natalya.fomchenko@gmail.com*

**ДВУХСТАДИЙНОЕ БИОГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЕ  
ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ МЕДНО-ЦИНКОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ –  
ОСНОВА ДЛЯ МОДЕРНИЗАЦИИ ПЕРЕРАБОТКИ  
ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ СУЛЬФИДНЫХ РУД\***

*Biohydrometallurgical treatment of copper-zinc concentrates can be a perspective method for recovery of non-ferrous metals from them. The copper concentrate and leach solutions with the sufficient concentration of non-ferrous metals for their extraction were obtained. Two-step biohydrometallurgical technology for modernization of sulfide ore processing is proposed.*

Запасы сульфидных руд в эксплуатируемых месторождениях постепенно уменьшаются, качество их ухудшается. Задержка разведки и разработки новых месторождений в России привели к необходимости вовлечения в переработку более бедных и сложных по вещественному составу руд. Уже сейчас сырьевая база обогатительных комбинатов Урала на 70–75 % представлена труднообогатимыми рудами, для которых применение технологий флотации не позволяет получать кондиционные концентраты.

Решение проблемы повышения качества сульфидных концентратов связывается в основном с совершенствованием процессов флотации. При этом получаемые медные концентраты, как правило, содержат 2 % и более цинка. При пирометаллургической переработке цинк полностью теряется со шлаками, откуда извлечь его современными способами невозможно. Значительно дешевле флотацией получать коллективные концентраты, например, медно-цинковые.

Целью представленной работы являлось исследование высокотемпературного химического выщелачивания медно-цинкового концентрата в двухстадийной биогидрометаллургической технологии, которая может служить основой для модернизации переработки сульфидного сырья.

В качестве объектов исследования был использован коллективный медно-цинковый концентрат, полученный из сульфидной руды Гарньерского месторождения (Свердловская область, Россия) в производственных условиях на горно-обогатительном комбинате. Содержание элементов в концентрате, %: медь – 10,1, цинк – 7,36, железо – 36,1, сера – 34,5.

Выщелачивающий раствор был наработан путем биоокисления соли  $\text{FeSO}_4$  мезофильной железooksисляющей культурой на среде 9К с концентрацией  $\text{Fe}^{2+}$  около 20 г/л. Для опытов по химическому выщелачиванию была создана ассоциация ацидофильных хемолитотрофных микроорганизмов, включающая две мезофильные культуры (температура культивирования – 30 °С): бактерии *Acidithiobacillus ferrooxidans* и *Leptospirillum spp.* В полученном растворе после полного биоокисления субстрата концентрация ионов  $\text{Fe}^{3+}$  составила 19.6 г/л.

Анализ минерального состава сульфидов исследуемого медно-цинкового концентрата позволяет предположить, что при гальванических взаимодействиях между сульфидными минералами (халькопирит, сфалерит, пирротин, пирит) в процессе окисления пирит и

халькопирит, имеющие наиболее высокий электродный потенциал, преимущественно будут служить катодом, а сфалерит и пирротин, имеющие низкие значения электродного потенциала, – растворяющимся анодом.

Основные результаты химического выщелачивания медно-цинкового концентрата представлены в таблице.

Таблица

Влияние продолжительности химического выщелачивания медно-цинкового концентрата на извлечение меди и цинка в жидкую фазу и содержание их в осадках после выщелачивания (температура 80 °С, плотность пульпы 100 г/л).

Время, час	Извлечение, %		Содержание в осадке, %	
	Cu	Zn	Cu	Zn
0,75	17,4	48,0	11,8	4,41
1,5	28,8	77,4	10,4	2,41
5,66	40,2	96,1	10,4	0,50

Показано, что содержание меди в осадках менялось незначительно – от 10,1 до 10,4 %, а содержание цинка снизилось очень заметно: с 7,36 % в исходном концентрате до 0,5 % в конечном продукте после химического выщелачивания. Время выщелачивания при этом составило всего около 6 часов. При этом максимальная концентрация меди в выщелачивающем растворе достигала 4,1 г/л, а цинка – 7,1 г/л, что является достаточным для выделения металлов в товарной форме.

Полученные результаты свидетельствуют о высокой эффективности удаления цинка из медно-цинкового концентрата при высокотемпературном химическом выщелачивании, но при этом получены достаточно высокие показатели по извлечению меди в жидкую фазу – до 40 %. Однако вся выщелоченная медь может быть выделена из раствора цементацией и присоединена к полученному после выщелачивания продукту. Ожидаемое содержание меди в смеси цементной меди с осадком после выщелачивания может составить около 16 %.

Результаты сравнительного анализа исходного концентрата и осадка после химического выщелачивания (медного концентрата) представлены на рис. 1.

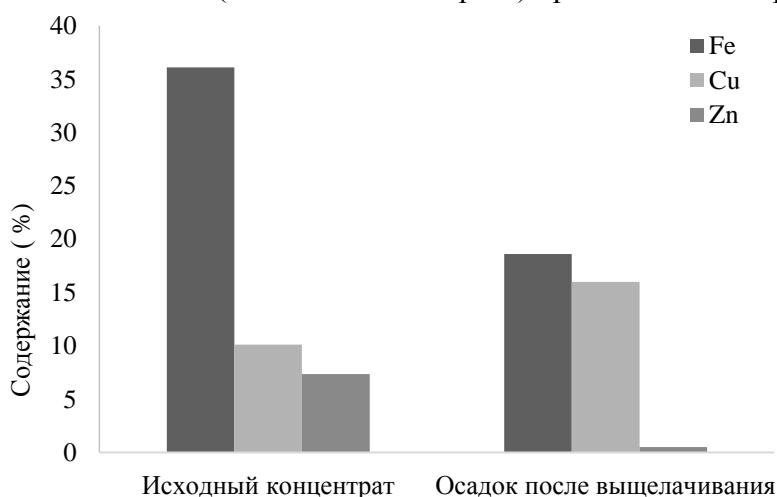


Рис. 1. Изменение содержания элементов при химическом выщелачивании медно-цинкового концентрата



Рис. 2. Схема переработки медно-цинковых сульфидных концентратов с применением двухстадийной биогидрометаллургической технологии

Из представленных данных следует, что качество твердой фазы, полученной после химического выщелачивания, значительно меняется. При этом содержание железа снижается почти в 2 раза – с 36,1 % в исходном концентрате до 18,6 % в целевом продукте – медном концентрате, содержание меди может быть повышено с 10,1 до 16 %, а содержание цинка снижено с 7,36 до 0,5 %, выход полученного продукта составил около 60 % от медно-цинкового. Дальнейшая пирометаллургическая переработка этого концентрата сделает потери цинка со шлаками очень незначительными вследствие низкого содержания в нем цинка и железа.

Работа опытной установки с использованием биорегенерации жидкой фазы показала принципиальную возможность работы двухстадийной биогидрометаллургической технологии в полунепрерывном режиме с замкнутым циклом технологических потоков. При этом скорость биоокисления ионов двухвалентного железа, поступающих с химической стадии, в биореакторе достигала  $1,3 \text{ г л}^{-1} \cdot \text{ч}^{-1}$ .

По результатам проведенных исследований предлагается принципиальная технологическая схема переработки коллективных медно-цинковых концентратов (рис. 2).

При этом после первой стадии химического выщелачивания образуются растворы сульфатов цветных металлов вместе с сульфатами двухвалентного железа. Концентрация получаемых цветных металлов позволяет селективно выделить их в товарные продукты с использованием традиционной технологии. На стадии высокотемпературного химического выщелачивания предполагается использовать избыток серной кислоты, образующейся в пирометаллургических процессах. Богатые медные концентраты с относительно небольшим выходом могут быть переработаны с использованием пирометаллургических способов. Снижение нагрузки на пирометаллургию позволит снизить экологическую опасность металлургических предприятий вследствие уменьшения выбросов диоксидов серы и других токсичных веществ.

Внедрение предлагаемой технологии в обогатительно-металлургический комплекс может привести к модернизации существующих технологий производства цветных металлов и к повышению их извлечения из перерабатываемого сырья при снижении экологической



опасности промышленных предприятий.  
УДК 669.2/.8:66.097

**С.Б. Дюсенова, Н.К. Тусупбаев, Б.К. Кенжалиев**

АО «Институт металлургии и обогащения», Алматы, Казахстан, *dusenova\_s@mail.ru*

## ИСПОЛЬЗОВАНИЕ КАТАЛИЗАТОРА ОКИСЛЕНИЯ ДЛЯ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ПОЛЕЗНОГО КОМПОНЕНТА ИЗ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ

*Effective exposure to the leaching processes are characterized by chemical methods by introducing into intensifying leaching medium catalysts. The maximum concentration of copper in the leaching solution with the oxidation catalyst is 0,14 g/l, while the oxidation catalyst without 0.07 g/l.*

Для интенсификации процесса выщелачивания применяют окисление кислородом, солями трехвалентного железа, гипохлоридом. Все эти процессы протекают при высоких концентрациях реагентов в химических аппаратах. Технологические свойства техногенноизмененных в результате выветривания и естественного выщелачивания минералов в отходах металлургической переработки изучены недостаточно. Изучение особенностей технологических свойств таких минералов позволит выбрать эффективную технологию переработки некондиционных георесурсов с учетом больших объемов некондиционного бедного сырья.

Одним из основных препятствий на пути развития метода выщелачивания является низкая скорость растворения, обусловленная нахождением металлов в труднорастворимых соединениях. В связи с этим большое внимание уделяется разработке способов интенсификации процесса. Эффективным воздействием на процессы выщелачивания характеризуются химические способы интенсификации путем введения в выщелачивающую среду различных реагентов, катализаторов, окислителей с высоким содержанием кислорода, поверхностно-активных веществ, микроорганизмов.

Основными факторами, определяющими выбор метода выщелачивания, являются характер руды и способность ценного компонента растворяться в том или ином растворителе.

Были изучены возможности гидрометаллургического извлечения медного сырья Актогайского месторождения. Вещественный состав пробы представленной руды приводится табл. 1.

Таблица 1

Химический состав пробы руды Актогайского месторождения, в %

SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	Cu	S	SO <sub>4</sub>
66,9	13,61	0,67	2,42	1,31	0,3	2,54	3,16

Рудные минералы рассеяны отдельными вкраплениями во вмещающих породах. Рудная минерализация представлена халькопиритом и пиритом. Халькопирит оставляет 85–90 % медных минералов. В незначительном количестве присутствует халькозин и борнит.

Другим важным фактором при выщелачивании является выбор растворителя. Халькопирит (CuFeS<sub>2</sub>) не взаимодействует с серной, соляной, сернистой, синильной кислотами, а также с аммиачной водой. С другой стороны, с халькопиритом взаимодействуют

азотная кислота, сернокислые и хлоридные растворы трехвалентного железа, т. е. соединения, обладающие окислительными свойствами. В целом для выщелачивания сульфидов меди необходимо применение окислителя.

По результатам исследований в качестве растворителя был выбран тиосульфат натрия ( $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$ ). Были проведены исследования по определению влияния растворителя и катализатора окисления на выщелачивание меди. Результаты экспериментов приведены в табл. 2 и 3.

Таблица 2

Выщелачивание меди тиосульфатом натрия с концентрацией 10 г/л без катализатора окисления

Сутки	-5+4		-20+15		-30+25	
	Конц. меди, г/л	Ост. конц. кислоты, г/л	Конц. меди, г/л	Ост. конц. кислоты, г/л	Конц. меди, г/л	Ост. конц. кислоты, г/л
1	0,008	6,96	0,0042	8,7	0,0045	7,43
2	0,03	4,59	0,0045	8,27	0,0045	6,96
3	0,04	8,7	0,005	6,01	0,004	6,96
4	0,035	9,49	0,0045	6,32	0,0045	7,91
5	0,04	9,33	0,004	7,59	0,004	7,91
6	0,045	9,57	0,004	7,98	0,0045	8,06
7	0,04	9,45	0,004	10,44	0,0035	10,44
8	0,05	9,7	0,0045	8,46	0,004	9,49
9	0,06	9,6	0,0045	8,54	0,004	9,01
10	0,05	9,75	0,004	8,49	0,004	8,7
11	0,05	11,7	0,006	8,45	0,0045	9,01
12	0,055	9,96	0,005	9,1	0,005	8,88
13	0,06	10,83	0,005	9,26	0,0045	9,3
14	0,07	8,93	0,0055	8,98	0,005	9,1

Таблица 3

Выщелачивание меди тиосульфатом натрия с концентрацией 10 г/л в присутствии катализатора окисления

Сутки	-5+4		-20+15		-30+25	
	Конц. меди, г/л	Ост. конц. кислоты, г/л	Конц. меди, г/л	Ост. конц. кислоты, г/л	Конц. меди, г/л	Ост. конц. кислоты, г/л
1	0,03	9,64	0,025	9,64	0,03	9,72
2	0,04	9,41	0,04	9,64	0,05	9,8
3	0,05	10,04	0,05	10,12	0,06	10,12
4	0,07	10,12	0,04	10,12	0,08	9,01
5	0,09	10,44	0,05	10,44	0,09	10,12
6	0,08	10,75	0,06	10,75	0,07	10,44
7	0,08	10,91	0,1	10,75	0,06	10,59
8	0,1	11,07	0,12	10,91	0,14	10,59
9	0,09	11,23	0,11	11,07	0,12	10,59
10	0,11	11,54	0,1	11,3	0,12	10,91
11	0,12	12,17	0,08	12,1	0,11	11,07
12	0,11	12,1	0,07	11,86	0,06	11,62
13	0,1	12,17	0,05	11,94	0,05	12,02
14	0,1	12,65	0,04	12,02	0,05	12,33

Данные табл. 2, 3 показывают определяющую роль кислорода в окислении халькопирита с последующим переводом в раствор меди. Растворение меди раствором тиосульфата натрия без катализатора окисления не идет. Максимальная концентрация меди в растворе при выщелачивании с катализатором окисления составила 0,14 г/л, в то время как без катализатора окисления – 0,07 г/л.

Таким образом, показана принципиальная возможность гидрометаллургического извлечения меди из руды Актогайского месторождения раствором тиосульфата натрия с применением катализатора окисления.

УДК 669.33

**Д.А. Рогожников, С.В. Мамяченков, О.С. Анисимова, О.А. Дизер**

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Уральский федеральный университет им. первого Президента России Б.Н. Ельцина», Екатеринбург, Россия, [darogozhnikov@yandex.ru](mailto:darogozhnikov@yandex.ru)

### **КОМПЛЕКСНАЯ ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКАЯ ПЕРЕРАБОТКА НИЗКОСОРТНОГО МЕДЬСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ\***

*Thermodynamic features studies of polymetallic sulfide raw material nitric acid leaching were carried out. Calculations of the Gibbs energy change for the likely reactions of sulfide minerals with nitric acid were performed.*

Объектами исследований являются труднообогатимые полиметаллические сульфидные промпродукты, представляющие собой тонкие полиминеральные сростки, выводимые из цикла селективной флотации медно-цинковых руд Уральского региона с целью повышения качества монометаллических концентратов.

В общем объеме перерабатываемых руд по мере отработки легкообогатимых верхних слоев возросла доля трудноскрывааемых разновидностей, отличающихся скрытокристаллическим строением. Ухудшение качества полиметаллических руд, особенно с переходом на выработку нижних горизонтов, происходит в направлениях как снижения количественного содержания металлов, так и увеличения доли руд с тонкой и эмульсионной вкрапленностью сульфидов меди, цинка, пирита друг в друге и последних в минералах пустой породы, преобладания в их составе широкой гаммы продуктов глубокого окисления и вторичного минералообразования сульфидов (ковелин, дигенит, халькозин).

Вследствие неравномерного пространственного развития процессов диагенеза и метаморфизма рудообразующих минералов в пределах одной рудной залежи обнаруживаются технологические сорта руд, существенно отличающиеся по обогатимости, что осложняет их переработку на отдельном обогатительном предприятии. В среднем в последние десятилетия содержание металлов в рудах уменьшилось в 1,3–1,5 раза, а доля труднообогатимых разновидностей в общем объеме сырья возросла с 15 до 40 %.

Наблюдаемые изменения в состоянии ресурсно-сырьевой базы дестабилизируют работу

---

© Рогожников Д.А., Мамяченков С.В., Анисимова О.С., Дизер О.А., 2017

\* Исследование выполнено при финансовой поддержке РФФИ в рамках научного проекта № 16-38-00536 мол\_а.

обогащательных предприятий, приводят к частым отклонениям от нормативных режимов по расходам флотореагентов, объемам циркулирующих флотопопотоков и, как следствие, от регламентированных технико-экономических показателей. За последние десятилетия сквозное извлечение благородных металлов из рудного сырья снизилось с 85–90 до 60–70 % за счет наличия большого количества примесных элементов, затрудняющих вскрытие, более глубокой вкрапленности в минералы цветных металлов и, как следствие, необходимости дорогостоящего сверхтонкого измельчения.

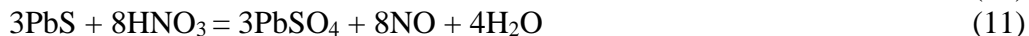
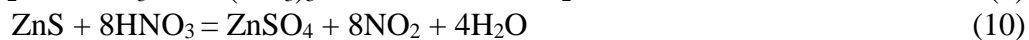
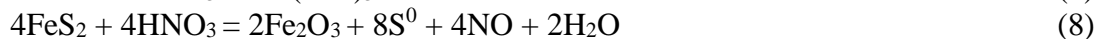
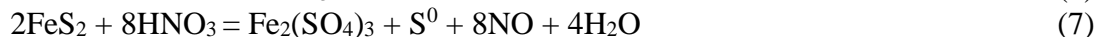
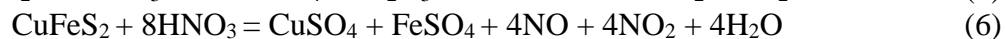
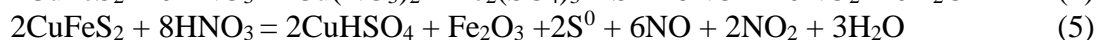
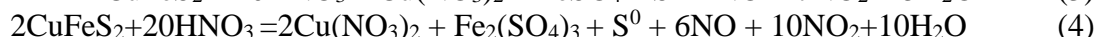
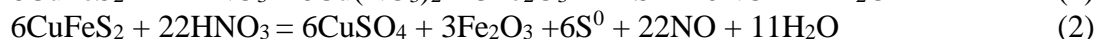
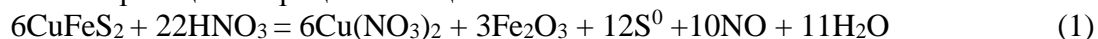
Для обеспечения стабильности работы действующих металлургических переделов медеплавильного и цинкэлектролитного производств проводят модернизацию технологических схем флотоселекции на основе внедрения интенсивных режимов измельчения и классификации, различных приемов кондиционирования (окислительное, электрохимическое, тепловое), новых реагентных составов.

Однако данные меры не обеспечивают кардинального решения проблем селективного и количественного извлечения металлов из труднообогатимых видов полиметаллического сырья и одновременно из-за увеличения энерго- и материалоемкости (из-за многократной рециркуляции флотопопотоков), сопровождаются существенным удорожанием и снижением производительности.

Для исследуемых материалов промпродукта ОАО «Святогор» получены результаты химического, фазового, минералогического, микроструктурного (рис. 1) анализов при помощи атомно-абсорбционного, рентгенофлуоресцентного, рентгеноспектрального, электронно-микроскопического методов, исследуемые материалы представляют собой сложные тонковкрапленные полиминеральные сростки.

В результате проведенных исследований установлено, что халькопирит, сфалерит, пирит, марказит, галенит являются наиболее распространенными минералами в изучаемом сырье. Проведены термодинамические расчеты значений изменения энергии Гиббса (табл. 1) и логарифмов констант равновесия (табл. 2) для вероятных реакций взаимодействия сульфидов исследуемых промпродуктов с азотной кислотой.

В результате установлена достаточно высокая термодинамическая вероятность протекания желаемых реакций в процессе выщелачивания:



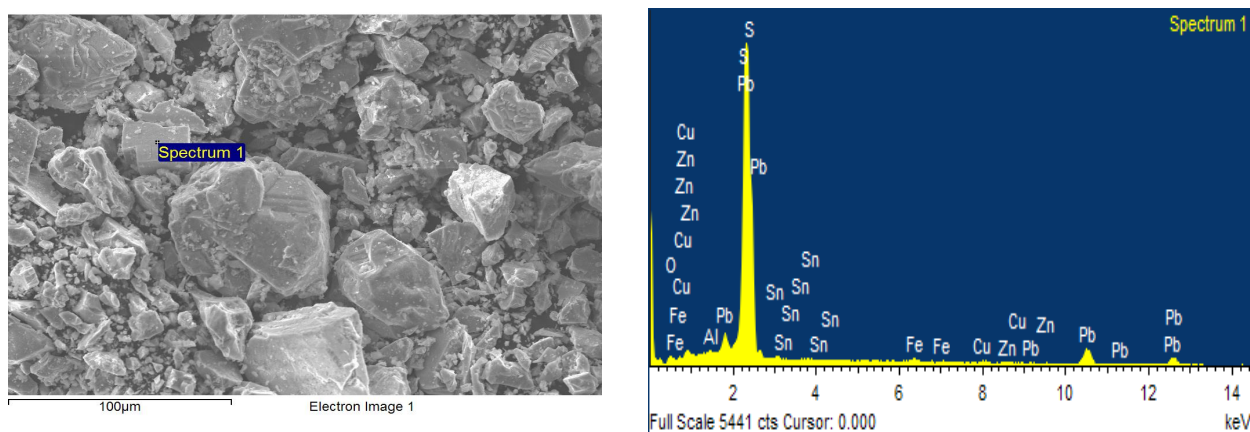


Рис. 1. Результаты изучения состава массива зерен исследуемого промпродукта

Таблица 1

Значения изменений энергии Гиббса реакций 1-11

Температура, К	Номер реакции, $\Delta G$ , кДж/моль				
	1	2	3	4	5
373	-1717,37	-4139,89	-738,77	-1942,85	-2886,42
353	-1712,37	-4076,61	716,77	-1898,84	-2625,61
<b>6</b>	<b>7</b>	<b>8</b>	<b>9</b>	<b>10</b>	<b>11</b>
-1116,75	-1624,31	-695,74	-1292,13	-636,699	-1829,38
-1071,04	-1598,14	-679,49	-1013,24	-587,827	-1805,36

Таблица 2

Значения логарифма константы равновесия реакций 1-11

Температура, К	Номер реакции, $Lg K_p$				
	1	2	3	4	5
373	235,66	308	101,27	266,28	211,34
353	235,66	308	105,88	280,88	217,62
<b>6</b>	<b>7</b>	<b>8</b>	<b>9</b>	<b>10</b>	<b>11</b>
152,11	222,21	95,35	113,74	87,99	260,72
161,57	236,54	101,31	119,63	90,27	867,05

Построенные при помощи диаграмм Пурбэ E – pH (рис. 2) термодинамические модели поведения основных компонентов исследуемого сырья в изучаемых системах показали, что для максимального перевода сульфидных компонентов коллективного промпродукта в сульфатную форму необходимы начальные высокие окислительные потенциалы системы порядка 0,9 В.

При проведении лабораторных исследований процесса азотнокислотного выщелачивания полиметаллического сульфидного промпродукта ОАО «Святогор» установлена принципиальная возможность ведения процесса в рассматриваемых условиях. Результаты исследований показали, что оптимальными параметрами ведения процесса азотнокислотного выщелачивания медно-цинкового промпродукта ОАО «Святогор» являются: соотношение Ж:Т = 4:1; концентрация азотной кислоты 13 моль/дм<sup>3</sup>; продолжительность эксперимента 90 минут. Извлечение меди и цинка в раствор составило 95,14 и 91,72 % соответственно.

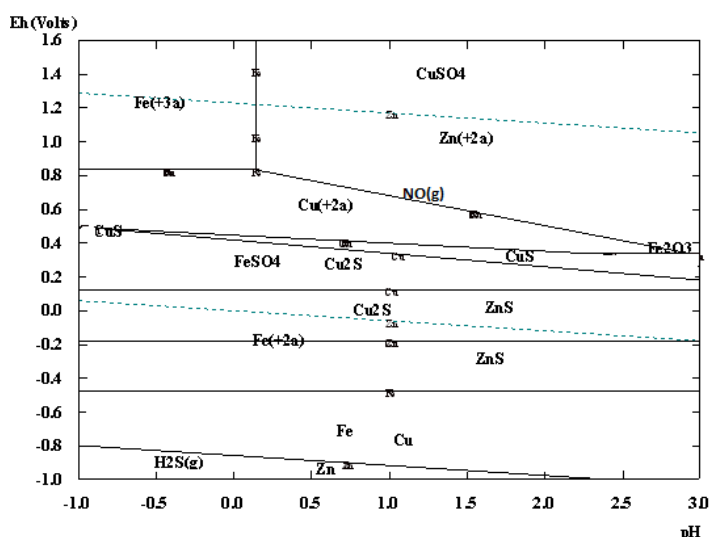


Рис. 2. Совместная диаграмма существования соединений меди, цинка и железа при азотнокислом окислении их сульфидов

Проведены исследования по возможности максимальной регенерации азотной кислоты в процессе выщелачивания медно-цинковых сульфидных промпродуктов посредством улавливания образующихся нитрозных газов с одновременным их окислением кислородом воздуха и последующей абсорбцией. Степень регенерации азотной кислоты в процессе выщелачивания в ходе проведения лабораторных экспериментов с учетом использования нитрозных газов как в качестве окислителей в реакционном объеме, так и при их абсорбции с получением смеси азотной и азотистой кислот достигала 94,6 %.

УДК 669.24/.29

**С.И. Ануфриева, Е.Г. Лихникевич, А.С. Фатов**

Федеральное государственное бюджетное учреждение «Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья им. Н.М. Федоровского», Москва, Россия, [anufrieva.05@mail.ru](mailto:anufrieva.05@mail.ru)

### ВЫБОР СПОСОБА РАЦИОНАЛЬНОЙ ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ПЕРЕРАБОТКИ КОМПЛЕКСНЫХ ТРУДНООБОГАТИМЫХ РЕДКОЗЕМЕЛЬНО-РЕДКОМЕТАЛЛЬНЫХ РУД

*Various methods of hydrometallurgical processing of complex rare-earth-rare-metal ores and concentrates of enrichment are offered depending on the type of rare-earth and rare-metal mineralization, the material composition and structure of ores.*

Химическая переработка редкоземельно-редкометалльных руд и концентратов обогащения сопряжена с целым рядом особенностей, обусловленных сложностью и нестандартностью их вещественного состава. Большинство продуктов обогащения содержит в своем составе до 20 и более различных минералов разнообразных классов – силикаты, карбонаты, простые и сложные оксиды, сульфиды и др. Одни и те же полезные компоненты, как правило, связаны с разными минералами. Так, минералами-концентраторами в пегматитах одновременно являются танталит-колумбит, микролит, воджинит, иксиолит, в карбонатитах-пироклор, гатчеттолит, циркелит, луешит, ферсмит, перовскит и др. Характерна

комплексность состава и тонкая вкрапленность рудных минералов, а также рассеяние последних в различной форме по пороодообразующим, часто до 20–40 % от общего количества металла в концентрате.

Приоритетным направлением переработки комплексных труднообогатимых редкометалльно-редкоземельных руд и продуктов их обогащения является гидрометаллургия, обеспечивающая непосредственно либо в сочетании с методами обогащения существенное повышение полноты и комплексности использования сырья. Для технологической оценки руд подобного состава с учетом современных достижений в области химии и химической технологии особое значение имеют процессы, основанные на глубоком разложении руд или концентратов, обеспечивающие возможность формирования соединений заданного состава и различной растворимости в зависимости от вещественного состава и условий проведения процесса.

Для выбора способа рациональной гидрометаллургической переработки комплексных труднообогатимых редкоземельно-редкометалльных руд необходимы данные о минеральном составе исходного сырья с диагностикой всех минеральных фаз, количественной оценкой их содержания, форм нахождения полезного компонента (образование им собственной минеральной фазы или соединения, изоморфное вхождение в состав другой фазы), предопределяющие пути извлечения ценного компонента при переработке сырья.

*Также необходимо изучение кинетики и химизма взаимодействия минералов с используемыми реагентами, обладающими высокой избирательностью к извлекаемому компоненту, исследование влияния сопутствующих минералов и возможности попутного извлечения ценных компонентов.*

В зависимости от типа редкоземельной и редкометалльной минерализации, вещественного состава и текстурно-структурного строения руд предложены различные способы гидрометаллургической переработки комплексных труднообогатимых редкоземельно-редкометалльных руд и концентратов обогащения:

*сульфатизация* основана на вскрытии редкоземельно-редкометалльных руд и концентратов серной кислотой и разделении редкоземельных металлов, титана, ниобия, тантала и др. с использованием различий в растворимости двойных сульфатов этих элементов. Сульфатизация может быть использована для переработки руд и концентратов, содержащих силикаты, алюмосиликаты, фосфаты, сложные оксиды и др. Использование сульфатизации для переработки колумбитового концентрата (Улуг-Танзекское месторождение), пирохлорового концентрата (Большетагнинское месторождение), бериллиевого концентрата (Урминское месторождение), гагаринитового концентрата (Катугинское месторождение) и др. обеспечила улучшение технико-экономических показателей их комплексной переработки;

*агитационное выщелачивание* – избирательное извлечение одного или нескольких компонентов из исходного сырья растворами щелочей или минеральных кислот, является одним из перспективных методов вследствие возможности непосредственного получения из растворов выщелачивания редкоземельной продукции и отделения радиоактивных компонентов. Последовательное щелочно-кислотное выщелачивание при переработке пирохлор-монацит-крандаллитовых руд (Томторское рудное поле) обеспечивает селекцию редкоземельных элементов от ниобия и фосфора с получением продуктивного раствора для выделения из него РЗМ. Выщелачивание эвдиалитового концентрата (месторождение Аллуайв) растворами минеральных кислот ( $\text{HNO}_3$ ,  $\text{HCl}$ ) с последующим экстракционным переделом получаемых растворов обеспечивает получение концентрата РЗМ соединений, циркония и гафния;

*автоклавно-выщелачивание* позволяет осуществлять вскрытие, выщелачивание и осаждение в полностью закрытой аппаратуре без выделения в атмосферу летучих соединений,

получило широкое развитие в схемах переработки редкоземельно-редкометалльных руд и продуктов обогащения. Рекомендовано как для доводки промпродуктов (автоклавно-щелочно-кислотная доводка промпродуктов обогащения руд Вишняковского и Улуг-Танзекского месторождения с повышением извлечение Та и Nb в товарную продукцию от руды на 15–20 %), кондиционирования по примесям и повышения сортности танталитовых концентратов, так и для переработки бериллиевых, перовскитовых, сфеновых, лопаритовых концентратов и непосредственно руд (Томторское, Чуктуконское рудные поля).

Таким образом, благодаря применению гидрометаллургических процессов могут быть эффективно решены многочисленные проблемы комплексной переработки различных типов единого, сложного по вещественному составу минерального сырья.

На основании проведенных экспериментальных исследований составлены и утверждены методические рекомендации НСОМТИ по использованию гидрометаллургических технологий для переработки редкоземельно-редкометалльных руд.

УДК 669.2/.8:622.7.017.24

**Е.Г. Бочевская<sup>1</sup>, З.Б. Каршигина<sup>1</sup>, З.С. Абишева<sup>2</sup>, Э.А. Саргелова<sup>1</sup>**

<sup>1</sup>АО «Институт металлургии и обогащения» (Министерство образования и науки РК), Алматы, Республика Казахстан, [elena\\_bochevskaya@mail.ru](mailto:elena_bochevskaya@mail.ru)

<sup>2</sup>Казахский национальный исследовательский технический университет имени К.И. Сатпаева (Министерство образования и науки РК), Алматы, Республика Казахстан

## **КОМПЛЕКСНАЯ ПЕРЕРАБОТКА ТРУДНООБОГАТИМОЙ МИНЕРАЛЬНОЙ РУДЫ И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ С ИЗВЛЕЧЕНИЕМ РЗМ И ОСАЖДЕННОГО ДИОКСИДА КРЕМНИЯ**

*The report presents flowsheets for complex processing of the mineral ore and phosphorus slag to produce a concentrate of rare-earth metals and highly dispersed silicon dioxide ("white soot"). The main technological operations for their processing are presented. Technological parameters for all operations in each scheme are established.*

Современный мир характеризуется коренными преобразованиями во всех сферах жизни, связанными с развитием науки и техники, что в свою очередь, определяет рост потребностей в материалах и продуктах, имеющих зачастую ключевое значение для создания различных технических новинок и всевозможных благ.

В настоящее время предметами растущего спроса являются такие продукты, как редкоземельные металлы (РЗМ) и осажденный диоксид кремния («белая сажа»).

Республика Казахстан располагает значительными запасами минерального сырья, содержащего РЗМ. Из собственно редкоземельных месторождений наиболее перспективным является месторождение Кундыбай, расположенное в Северном Казахстане. Содержание суммы оксидов редких земель в руде находится в пределах 0,052–0,17 %, среди которых наиболее дефицитные неодим, европий, тербий. В месторождении заметно преобладают элементы цериевой группы (La, Nd, Ce, Sm, Pr), а иттриевая группа в большем количестве представлена иттрием, гадолинием и диспрозием.

В настоящее время имеется большой опыт промышленной переработки таких техногенных отходов, как фосфорные шлаки. Они используются в основном для производства



широкого ассортимента строительных материалов. В то же время эти отходы представляют собой потенциальный сырьевой источник редкоземельных металлов, содержание которых порядка 0,05–0,07 %  $\Sigma$ РЗМ.

Высококремнистые руды месторождения Кундыбай и шлаки фосфорного производства, содержащие в своем составе соответственно около 60 и 30–40 мас. % кремния в пересчете на его диоксид, могут стать перспективными сырьевыми источниками получения не только редкоземельных металлов, но и высокодисперсного диоксида кремния.

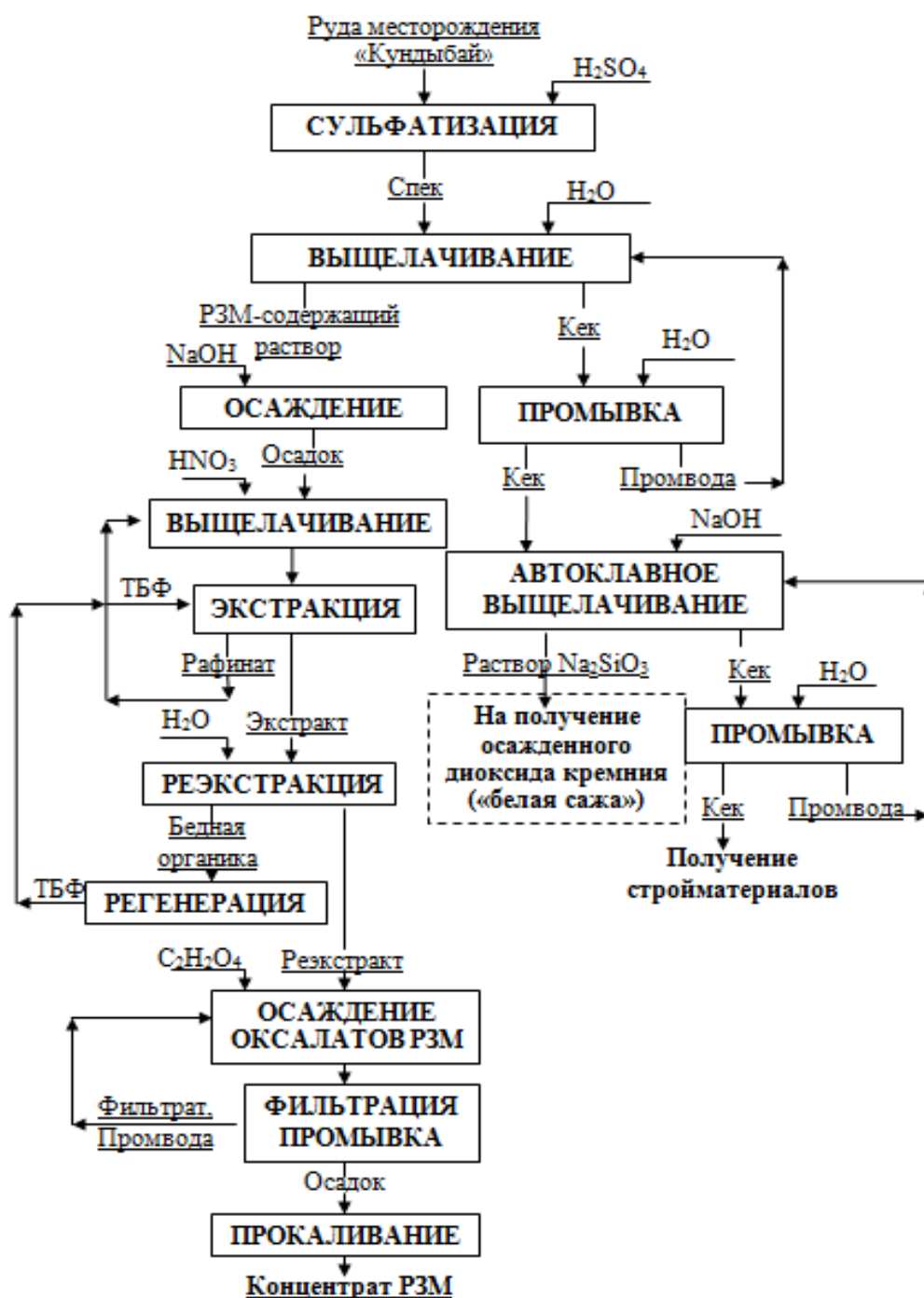


Рис. 1. Схема переработки труднообогатимой минеральной руды с получением концентрата РЗМ и осажденного диоксида кремния

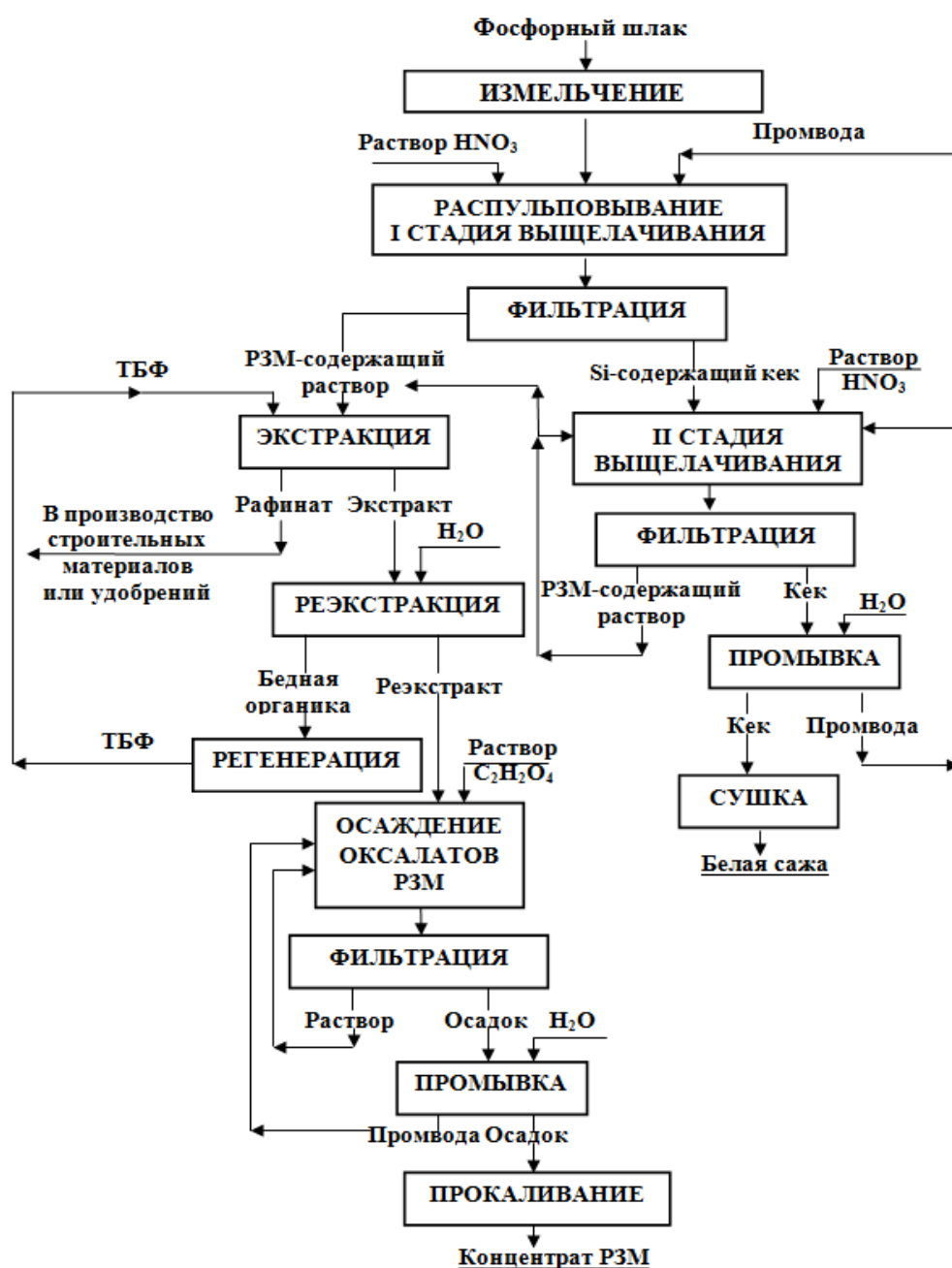


Рис. 2. Схема переработки фосфорного шлака с получением концентрата РЗМ и осажденного диоксида кремния

Увеличение объема собственного производства осажденного диоксида кремния, базирующееся на использовании недорогих, менее энергозатратных гидрометаллургических способов, может пополнить наш рынок дополнительным востребованным продуктом.

В Казахстане, несмотря на имеющийся потенциал, переработка собственных редкоземельных ресурсов находится на начальном этапе. Имеющееся предприятие ТОО «Иртышская редкоземельная компания» (IRESCO), где перерабатывают привозные концентраты с Соликамского магниевого завода с получением редкоземельных металлов, не загружена в полную мощность в связи с недостаточностью обеспечения сырьем – кондиционными редкоземельными концентратами.

Создание производства с извлечением редкоземельных металлов и получением осажденного диоксида кремния на основе низкокачественного, дешевого сырья позволит расширить объем выпуска этих востребованных продуктов.

Объектами исследований являлись: руда, мас. %: 59,06 SiO<sub>2</sub>, 19,14 Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, 6,21 Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, 0,68 TiO<sub>2</sub>; 1,55 K<sub>2</sub>O; 1,26 MgO; 0,54 CaO и др., сумма редкоземельных элементов (∑РЗЭ) составляла 438,0 г/т и фосфорный шлак, мас. %: 36,9 SiO<sub>2</sub>; 43,2 CaO; 5,2 Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; 2,0 P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>; 1,60 Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; 0,057 Ba; 2,4 MgO; 0,14 TiO<sub>2</sub>, Sr 0,16 и др.; ∑ РЗМ – 536,5 г/т.

В докладе представлены технологические схемы комплексной переработки труднообогатимой минеральной руды (рис. 1) и фосфорного шлака (рис. 2) с получением концентрата РЗМ и осажденного диоксида кремния.

Технологическая схема переработки высококремнистой руды (рис. 1) включает следующие операции: предварительную подготовку руды, сульфатизацию, выщелачивание сульфатного продукта (спека) водой, осаждение РЗМ из раствора щелочью, выщелачивание азотной кислотой, экстракция трибутилфосфатом, реэкстракция водой, осаждение оксалатов РЗМ с последующим их прокаливанием и получением концентрата ∑ оксидов РЗМ, промывка кремнийсодержащего кека, его автоклавное выщелачивание с получением силикатного раствора (78 – 85 г/дм<sup>3</sup> SiO<sub>2</sub>) и осаждением из него «белой сажи».

Переработка фосфорных шлаков включает: I стадию выщелачивания шлака раствором азотной кислоты; экстракцию РЗМ-содержащего раствора трибутилфосфатом (ТБФ) и реэкстракцию РЗМ водой; осаждение солей РЗМ раствором щавелевой кислоты, прокаливание осадка с получением концентрата ∑ оксидов РЗМ и II стадию выщелачивания кремнийсодержащего кека с получением «белой сажи» (рис. 2).

Предлагаемые технологии позволят создать производства по получению концентрата редкоземельных металлов и высокодисперсного диоксида кремния.

УДК 622.7:552.5

**В.А. Арсентьев, А.М. Герасимов, В.В. Гладкова**

НПК «Механобр-техника» (ЗАО), Санкт-Петербург, Россия, [gornyi@mtspb.com](mailto:gornyi@mtspb.com)

### **МАЛОВОДНАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ОБОГАЩЕНИЯ СИЛЬВИНИТА С ПРИМЕНЕНИЕМ ТЕРМИЧЕСКОЙ МОДИФИКАЦИИ\***

*The work is directed to methods of processing of sylvinit, ensuring minimal use of process water. The approach is based on the thermochemical processing of extracted mineral raw materials, allows to change the physical and chemical properties of its components.*

Неметаллические полезные ископаемые осадочного происхождения – в первую очередь калийные руды – являются наиболее многотоннажными твердыми полезными ископаемыми, добываемыми и перерабатываемыми на территории Российской Федерации. Этот тип месторождений имеет сравнительно простое геологическое строение с крупными и средними по размерам телами, чаще всего с согласным залеганием, характеризующимися неустойчивыми мощностью и внутренним строением. Несмотря на это, такие месторождения относят к сложным или очень сложным по горно-геологическим условиям разработки.

© Арсентьев В.А., Герасимов А.М., Гладкова В.В., 2017

\* Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда (проект № 15-17-30015).

Существующие технологии переработки содержат ряд операций:

- дробление, измельчение и классификация исходной руды до крупности менее 3 мм;
- обесшламливание (удаление глинистых фракций) руды в жидкой дисперсионной среде – воде;
- обогащение обесшламленного продукта мокрыми способами, включая флотацию;
- обезвоживание полученных концентратов;
- транспортирование и складирование обводненных отходов обогащения;
- подготовка полученных концентратов к транспортированию и товарному использованию.

В этой технологической цепочке есть несколько этапов, на которых происходят наибольшие экономические потери и наносится значительный ущерб окружающей среде.

Использование «мокрых» процессов порождает ряд тяжелых экологических и экономических последствий при их переработке, транспортировании, а также при складировании отходов.

Для удаления глинистых фракций из указанных полезных ископаемых используются процессы, требующие использования 5–10 т воды на 1 т перерабатываемой руды и больших энергозатрат на транспортирование и разделение суспензий (пульп), содержащих полидисперсную глинистую фазу.

Обогащение обесшламленных продуктов также осуществляется с использованием больших объемов воды. Организация оборотного водоснабжения снижает потребность в «свежей» воде, но необходимость перекачки огромных объемов водных суспензий требует больших энергозатрат.

Транспортирование и складирование отходов обогащения указанных полезных ископаемых требует больших капитальных и эксплуатационных затрат, связанных со строительством и поддержанием сложных гидротехнических сооружений и защитой окружающей среды.

Таким образом, основные проблемы заключаются в необходимости использования большого количества технологической воды, больших энергетических расходах на обезвоживание и сушку концентратов, слеживаемость и смерзаемость концентратов, сложность и экологическую опасность складирования влажных отходов («хвостов»), которые загрязнены большим количеством флотационных реагентов и которые в силу высокой влажности не пригодны для использования в качестве складочного материала на подземных рудниках и угольных шахтах.

Основная идея предлагаемого исследования заключается в том, что для достижения поставленной цели будет использован новый подход к созданию принципиальной схемы переработки указанных полезных ископаемых. Подход базируется на термохимической обработке добытого минерального сырья, позволяющей изменить физико-химические свойства его глинистых фракций, чтобы их дальнейшую переработку, включая измельчение, сепарацию, транспортирование и складирование можно было осуществлять без использования технологической воды или значительно сократить использование воды в цепочке процессов.

Проведенные исследования подтвердили существенное изменение физико-механических, а следовательно, и технологических с точки зрения обогащения свойств сильвинита, а именно его глинистых фракций, в процессе термохимического модифицирования.

Образец сильвинита, подвергнутый среднетемпературному пиролизу при температуре 550 °С, имеет другой минералогический состав глинистой фракции, что позволяет его извлечь «сухими» методами обогащения.

УДК 669.296

**А.Л. Самусев, В.Г. Миненко, Е.Л. Чантурия, Е.С. Журавлева**

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр им. акад. Н.В. Мельникова РАН, Москва, Россия, *Andrey63vzm@mail.ru*

## **ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ ВОЗДЕЙСТВИЙ НА ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЦИРКОНИЯ И ГАФНИЯ ПРИ КИСЛОТНОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ ЭВДИАЛИТОВОГО КОНЦЕНТРАТА\***

*The results of experimental studies based on the degree of extraction of zirconium and hafnium from eudialyte concentrate in nitrate solution from the initial concentration of acid, temperature, time of leach, the relations of the solid and liquid phases, the particle size of the concentrate, the parameters of the energy impacts.*

Непрерывный рост потребления редких металлов, связанный с развитием высокотехнологичных отраслей промышленности, обуславливает необходимость разработки эффективных гидрометаллургических технологий переработки различного минерального сырья. В России перспективным источником сырья для получения цирконий-редкоземельно-ниобиевой продукции является эвдиалит, огромные запасы которого сосредоточены в Ловозерском районе Мурманской области. В настоящее время данное сырье не перерабатывается из-за отсутствия рациональной технологии, позволяющей получать качественный циркониевый продукт, хотя запасы циркония и редкоземельных элементов (РЗЭ) в нем в сотни раз превышают мировые. В литературе предложены различные варианты технологий, включающих разложение серной, азотной и соляной кислотами, с использованием и утилизацией всех компонентов эвдиалитового концентрата. Показана целесообразность использования таких энергетических воздействий, как электрохимическая обработка минеральных суспензий и расплавов в процессе выщелачивания редких металлов, обеспечивающих комплексность, высокую производительность и извлечение металлов, снижение энергетических и эксплуатационных затрат.

В данной работе представлены результаты исследований зависимости степени извлечения циркония и гафния из эвдиалитового концентрата в азотнокислый раствор от исходной концентрации кислоты, температуры, времени выщелачивания, отношения твердой и жидкой фаз, крупности частиц концентрата.

В результате проведения минералогического анализа установлено, что эвдиалитовый концентрат представлен фракцией  $-0,4+0,1$  мм, на 85 % состоит из зерен эвдиалита разных цветов (различные оттенки розового и оранжевого цвета). Основной посторонней примесью в концентрате являются отдельные зерна полевых шпатов, нефелина и эгирина и их сростки (до 10 %). Существенно меньше содержание (~3 %) сдвойникованных кристаллов лопарита-(Ce) и их обломков и золотисто-коричневых кристаллов лампрофиллита. В аксессуарных количествах присутствуют землистые массы вторичных цеолитов (натролита, гоннардита). Зерна эвдиалита в подавляющем большинстве случаев мономинеральные, остроугольные, с раковистым изломом (рисунок).

В результате проведенных исследований установлено, что при оптимальных условиях за одну стадию (1 час) выщелачивания в азотнокислый раствор переходит не более 65 %

---

© Самусев А.Л., Миненко В.Г., Чантурия Е.Л., Журавлева Е.С., 2017

\* Работа выполнена при финансовой поддержке гранта Российского научного фонда (проект № 16-17-10061).

циркония и гафния. При многократном контакте кека со свежим азотнокислым раствором эффективность извлечения увеличивается и за пять стадий достигает 90–93 %, однако при этом среднее содержание суммы циркония и гафния в растворе не превышает 1,0 г/л.

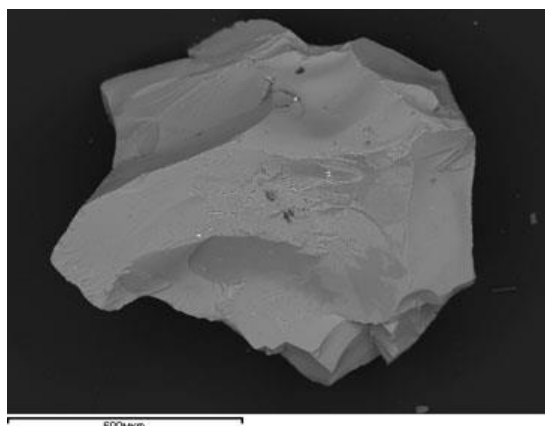


Рисунок. Характерный вид зерна эвдиалита.  
Электронная микроскопия

С целью изучения влияния энергетических воздействий на процесс кислотного выщелачивания эвдиалитового концентрата в ИПКОН РАН была разработана и изготовлена лабораторная установка (реактор). Исследованы зависимости извлечения циркония и гафния от параметров электрохимических, ультразвуковых, тепловых и комбинированных воздействий в процессе кислотного выщелачивания эвдиалитового концентрата.

УДК 622.765.063.24

**Ю.А. Напольских, О.Ю. Маковская, В.В. Егоров**

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования  
Уральский федеральный университет им. первого Президента России Б.Н. Ельцина, Екатеринбург,  
Россия, [mellautochka@gmail.com](mailto:mellautochka@gmail.com)

### **ИЗУЧЕНИЕ ЗАКОНОМЕРНОСТЕЙ ПОВЕДЕНИЯ ЦМ И МЫШЬЯКА ПРИ СЕЛЕКТИВНОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ РАСТВОРАМИ ЭДТА И ЕЕ СОЛЕЙ**

*In the paper a complexation of Cu and Ni in Na<sub>2</sub>EDTA solutions was studied. The conditions for selective leaching of metals by trilonate solutions were determined. The trilonate leaching allows to achieve the copper recovery of 99 % and nickel of 97 %. Method of arsenic removal is proposed.*

В Уральском регионе накоплены значительные количества гидроксидных шламов, которые нуждаются в рациональной схеме переработки. Это делает актуальной проблему их утилизации не только с точки зрения извлечения цветных металлов, но и уменьшения экологической опасности.

Из-за сложности химического и минералогического составов, повышенной токсичности, обусловленной наличием тяжелых металлов и мышьяка, шламы нейтрализации некондиционных технологических растворов направляются в шламонакопители. Использование приемов гидрометаллургии может обеспечить селективное выделение ценных компонентов в виде товарных продуктов и выведение мышьяка в виде малорастворимого соединения. Такой результат может быть получен при использовании выщелачивания

комплексообразующими реагентами. Применение в качестве комплексообразователя ЭДТА предполагает простую технику регенерации комплексообразователя с получением удобных для дальнейшей переработки растворов цветных металлов.

Целью работы является изучение закономерностей выщелачивания поликомпонентного гидроксидного сырья растворами ЭДТА. Для установления влияния соотношения количества комплексообразователя к количеству ЦМ в шламе, начального рН и температуры на степень извлечения цветных металлов и мышьяка была проведена серия опытов по выщелачиванию гидроксидов меди и никеля при одновременном присутствии мышьяка с использованием синтетического шлама. Химический состав синтетического гидратного шлама, %: 6,49 Cu, 6,5 Ni, 24,48 Ca, 0,036 Fe, 0,07 As.

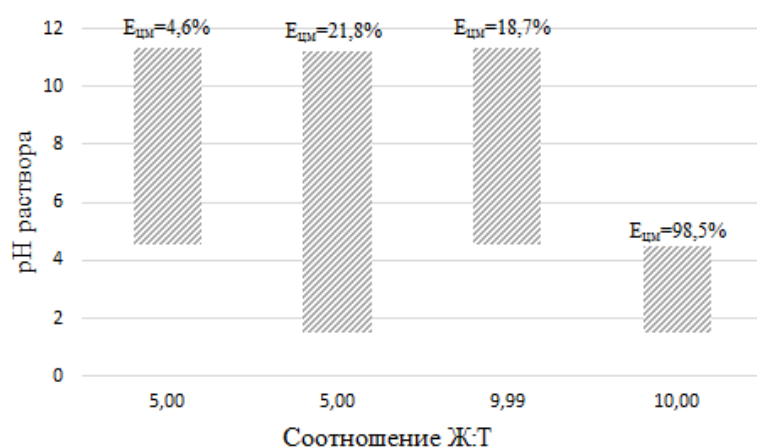


Рис. 1. Выщелачивание при температуре 20 °С

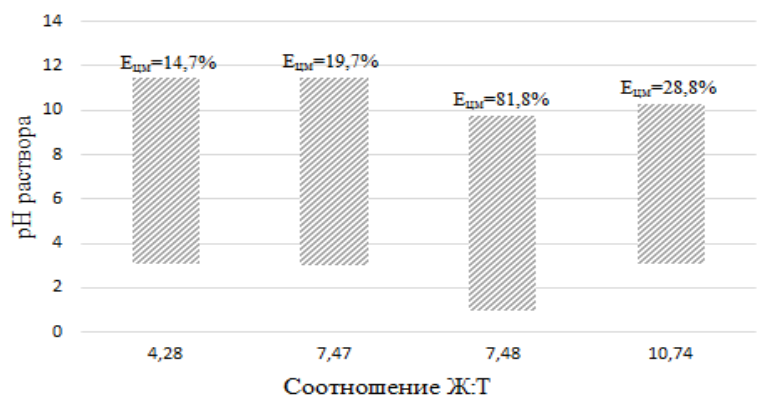


Рис. 2. Выщелачивание при температуре 50 °С

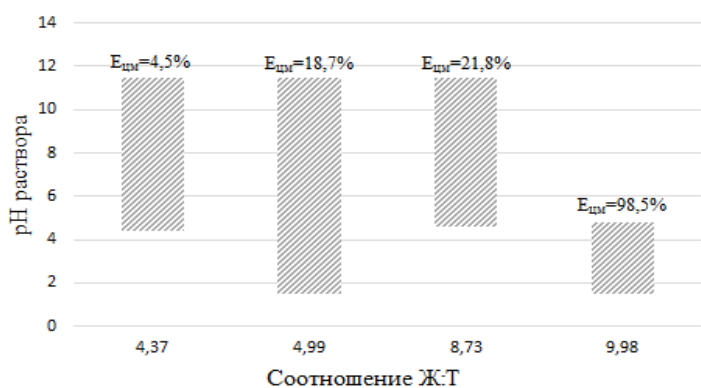


Рис. 3. Выщелачивание при температуре 80 °С

Изменение соотношения количества шлама к объему трилонатного раствора позволяет варьировать диапазон изменения рН в процессе выщелачивания. Выбранные факторы варьировали в следующих пределах:  $pH_{нач} = 1,5-4,5$ ; Ж:Т = 1:(5; 7,5; 10); температура 20–80 °С.

В растворе трилона Б, концентрацией 75 г/дм<sup>3</sup>, объемом 150 см<sup>3</sup> устанавливали начальное значение рН, добавляя серную кислоту (0,1 М). Затем в раствор загружали навеску шлама, массу которого рассчитывали из требуемого соотношения Ж:Т. Выщелачивание проводили в течение 2 часов при перемешивании.

Результаты выщелачивания приведены на рис. 1–3. Диаграммы построены в диапазоне рН, где нижняя граница заштрихованных областей соответствует рН начала, а верхняя – конца выщелачивания.

Выявлено, что наиболее значимым фактором, влияющим на селективность и извлечение, является рН раствора. Так, при рН начала выщелачивания  $\leq 1,5$  и конечном рН  $< 9,5$ , наблюдается максимальное извлечение цветных металлов. При рН  $> 8$  наблюдается резкое снижение растворимости мышьяка.

Опыты по подбору оптимальных условий выщелачивания в растворах ЭДТА показали возможность достижения степени извлечения меди до 77 % и никеля до 86 % селективно от мышьяка при выщелачивании в диапазоне рН = 1–10 и Ж:Т = 7,5. В то же время трилонатное выщелачивание при рН = 1,5–4,8, Ж:Т = 10 показывает максимально возможную степень извлечения меди 99 % и никеля 97 % с одновременным переводом практически всего мышьяка в раствор (96 %). При проведении выщелачивания в кислой среде (рН = 1,5–4,8), Ж:Т = 10 и температурах 20 и 80 °С мышьяк на 80–96 % переходит в раствор. Отсюда следует, что наиболее важным фактором, влияющим на степень разделения цветных металлов и мышьяка на стадии выщелачивания, является конечный рН раствора.

Полученные результаты свидетельствуют о целесообразности проведения выщелачивания в трилонатных растворах в двухстадийном режиме: при низких значениях рН на первой стадии, что обеспечивает высокое извлечение ЦМ, и при рН 8,5–9,5 на второй стадии для получения растворов с низким содержанием мышьяка. Таким образом, мышьяк практически полностью будет оставаться в кеке, не загрязняя раствор.

УДК 669.778

**И.М. Крутиков, О.Ю. Маковская, В.В. Егоров**

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Уральский федеральный университет им. первого Президента России Б.Н. Ельцина», Екатеринбург, Россия, [ivan.krutikov.322@gmail.com](mailto:ivan.krutikov.322@gmail.com)

### **ПЕРЕРАБОТКА НЕКОНДИЦИОННЫХ МЫШЬЯКСОДЕРЖАЩИХ РАСТВОРОВ**

*In the paper the problem of As-containing solution treatment was considered. Complexation of copper and nickel in EDTA solutions was investigated. Arsenic removal by lime milk in presence of EDTA was implemented. As a result, purification rate reaches to 67 %, losses of non-ferrous with cake are about 2 %.*

Утилизация растворов гидрометаллургических производств, содержащих цветные металлы нейтрализацией известковым молоком приводит к образованию большого



количества высокотоксичного шлама, а также к потере ценных компонентов. Так, при проведении операции электрорафинирования меди по мере накопления примесей из оборота выводят часть электролита. Некондиционный технологический раствор, содержащий 40–50 г/дм<sup>3</sup> Cu, 5–10 г/дм<sup>3</sup> Ni, до 10 г/дм<sup>3</sup> As и прочие примеси, направляют на переработку с получением солей меди и никеля. А в случае нерентабельности организации купоросного производства подвергают нейтрализации известковым молоком, что приводит к накоплению в шламоотвалах сложных по составу высокотоксичных техногенных отходов.

Одним из способов, позволяющих сохранить цветные металлы в растворе, является фиксация их в форме трилонатных комплексов. Осаждение мышьяка при нейтрализации известковым молоком в этом случае происходит с высокой степенью селективности.

Для установления оптимального мольного соотношения ТрБ:ЦМ и определения влияния концентрации ЭДТА на pH гидратообразования проведена серия опытов на модельном растворе состава, г/дм<sup>3</sup>: 48,175 Cu, 10,73 Ni. В модельный раствор объёмом 100 см<sup>3</sup> загружали навески Трилона Б массой 1–40 г, при постоянном перемешивании добавляли по каплям NaOH (2,5 М), фиксировали изменение pH. По результатам опытов построена зависимость изменения pH от объёма добавленной щелочи (рис. 1). Концентрацию металлов в фильтратах определяли методом ААС.

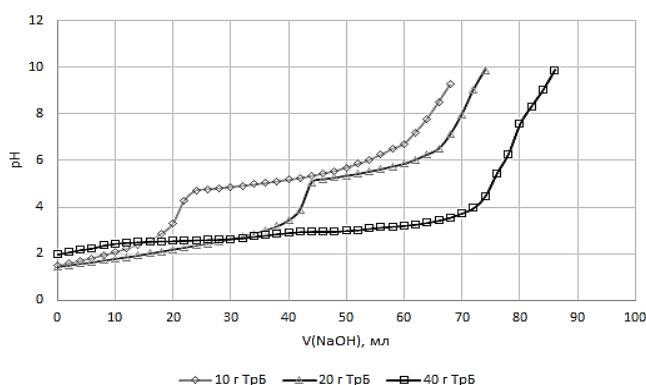


Рис. 1. Кривые титрования модельного раствора гидроксидом натрия

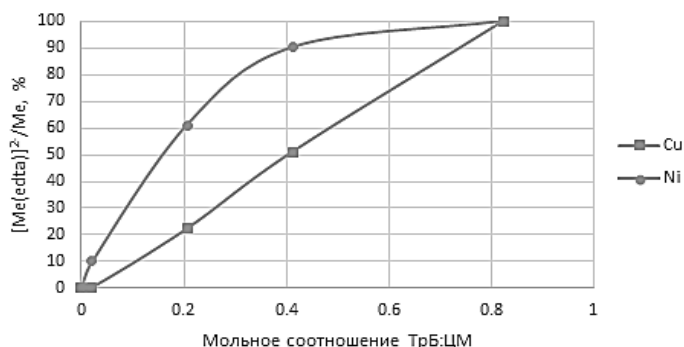


Рис. 2. Зависимость доли комплекса  $[Me(edta)]^{2-}$  от мольного соотношения ТрБ:ЦМ.

Из сравнения кривых титрования видно, что по мере увеличения количества комплексообразователя в растворе наблюдается увеличение pH начала осаждения гидроксидов ЦМ, что связано со снижением концентрации свободных катионов  $Me^{2+}$ .

Отсутствие буферной зоны при титровании раствора с максимальной добавкой Трилона Б свидетельствует о том, что Cu и Ni полностью переходят в комплексные ионы.

На рис. 2 показан эффект от введения комплексообразователя при разных мольных соотношениях EDTA/ $Me^{2+}$ . Показано, что доля никеля в растворе растет с увеличением

количества комплексообразователя быстрее, чем для меди. Это может быть результатом меньшей концентрации Ni либо связано с лучшими кинетическими характеристиками для реакции комплексообразования никеля.

Для определения эффективности предлагаемого технического решения была проведена очистка от мышьяка отработанного медного электролита состава, г/дм<sup>3</sup>: 57,5 Cu, 7 Ni, 6,5 As, 180,6 H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>.

К 100 см<sup>3</sup> отработанного электролита добавили навеску Трилона Б в соответствии с мольным соотношением EDTA/∑(Me<sup>2+</sup>) = 1:1. Для нейтрализации серной кислоты до pH 2,86 использовали NaOH. Далее приливали известковое молоко до установления pH 9. Процесс проводили при постоянном перемешивании в течение 3 часов. Полученную пульпу разделяли на вакуумном фильтре, осадок промывали дистиллированной водой. В результате, потеря меди с кеком составила 2,83 %, никеля около 0,5 %, степень очистки от мышьяка достигла 67 %. Содержание мышьяка в кеке – 19,1 %.

### **Выводы**

В результате обработки известковым молоком достигнута степень очистки отработанного медного электролита от мышьяка – 67 %. При этом за счет введения в раствор комплексообразователя (ЭДТА) удалось сохранить 99,5 % Ni и 97,2 % Cu в растворе.

На основании полученных данных можно рекомендовать проведение нейтрализации мышьяксодержащего раствора известковым молоком в две стадии. На первой стадии осуществлять нейтрализацию свободной серной кислоты до pH 2–4. На второй стадии получать пригодный для специального захоронения кек с высоким содержанием мышьяка. Таким образом может быть решена задача сокращения объемов высокотоксичных мышьяксодержащих отходов.

УДК 622.7(985)

### **В.А. Цукерман**

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт экономических проблем им. Г.П. Лузина КНЦ РАН, Апатиты, Россия, [tsukerman@iep.kolasc.net.ru](mailto:tsukerman@iep.kolasc.net.ru)

## **О РЕАЛИЗАЦИИ ИННОВАЦИОННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ОБОГАЩЕНИЯ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ АРКТИЧЕСКОЙ ЗОНЫ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ\***

*The possibilities of creating an organizational and economic mechanism for the implementation of innovative technologies for the enrichment of the mineral resources of the Russian Arctic are considered. An estimation of innovative and economic activity of Arctic concentrating factories is carried out.*

Целью работы является исследование возможностей создания организационно-экономического механизма реализации инновационных технологий обогащения минерального сырья в условиях Арктической зоны Российской Федерации (АЗРФ).

---

© Цукерман В.А., 2017

\* Работа выполнена при финансовой поддержке Российского фонда фундаментальных исследований, проект № 15-06-06827 «Научные основы комплексного инновационного промышленного развития регионов Арктики минерально-сырьевой направленности».

Очевидно, что в обозримой перспективе арктические регионы сохранят за собой сырьевую специализацию с достаточно высоким удельным весом экспорта продукции. Горнодобывающая отрасль, и в частности обогащение полезных ископаемых, в значительной степени является определяющим сектором экономики АЗРФ, которая имеет значительный потенциал для эффективного развития промышленности, в том числе более 60 крупных месторождений различных видов минерального сырья, наибольшую ценность из которых представляют медно-никелевые, железосодержащие, апатито-нефелиновые и месторождения редких металлов.

Среди ключевых проблем, характеризующих современное состояние обогатительных фабрик АЗРФ, можно отметить недостаточный уровень национальных инновационных технологий и технических средств для арктических условий. Высокие затраты требуют разработки новой парадигмы комплексного сбалансированного механизма реализации инновационных технологий обогащения минерального сырья.

Проведена оценка инновационно-экономической деятельности арктических обогатительных фабрик. Ниже приводится краткое изложение основных из них.

Обогатительные фабрики АО «Апатит», входящего в состав ОАО «Фосагро», осуществляющие добычу и переработку апатит-нефелиновых руд Хибинских месторождений. Основной продукцией предприятия является апатитовый концентрат (с содержанием  $P_2O_5$  не менее 39 %). Кроме того, вырабатываются нефелиновый (с содержанием  $Al_2O_3$  не менее 28 %) и сиенитовый (с содержанием  $Al_2O_3$  не менее 26 %) концентраты. Перерабатываются руды шести различных месторождений, отработка которых ведется открытым и подземным способами. Следует отметить, что производительность труда в последние годы увеличивается, в том числе за счет реализации инновационных технологий.

Производство концентратов определяется возможностями рудно-сырьевой базы предприятия в соответствии с проектами развития добывающих мощностей. На долю АО «Апатит» приходится около 66 % мирового производства фосфатного сырья.

На третьей обогатительной фабрике (АНОФ-3) завершено техническое перевооружение системы классификации в цикле измельчения руды с установкой высокочастотных грохотов Derrick вместо гидроциклонов. Выполнена технологическая модернизация основных и вспомогательных переделов. Продолжаются работы по реконструкции хвостохранилищ акционерного общества.

**Обогатительная фабрика АО «Ковдорский горно-обогатительный комбинат»**, входящего в состав ПАО «Международная холдинговая компания "Еврохим"». Предприятие осуществляет разработку Ковдорского месторождения магнетитовых и апатитовых руд и техногенного месторождения хвостов мокрой магнитной сепарации. Богатство и уникальность месторождения обусловило возможность производства не только железорудного концентрата, но и апатитового и бадделеитового концентратов. Производительность труда на фабрике в последние годы остается на прежнем уровне.

Предусмотрена реализация проекта по обогащению апатит-штаффелитовых руд, который предполагает строительство нового комплекса на базе производственных мощностей комбината. Реализация проекта позволит за счет разработки нового апатит-штаффелитового месторождения увеличить объемы выпуска основной продукции. Также на обогатительной фабрике предусмотрено техперевооружение мощностей Дробильной фабрики, Обогатительного комплекса и конвейерного транспорта.

**Обогатительная фабрика АО «Кольская горно-металлургическая компания»**, входящего в состав ПАО «ГМК «Норильский никель»». Предприятие разрабатывает три месторождения. На фабрике перерабатывается руда с получением коллективного медно-никелевого концентрата, который в дальнейшем подвергается брикетированию и

окомкованию-обжигу. Брикеты и обожженные окатыши направляются на переработку в плавильный цех. Дополнительно в плавильном цеху перерабатываются штейн Voliden, медный кек Norilsk Nickel Harjavalta (NNH). Продукцией плавильного цеха является фاینштейн. Производительность труда за последние годы практически не повышается.

Следует отметить, что по технологии, разработанной Институтом «Механобр» и внедренной в 1985 году, отделение фاینштейна успешно работает по настоящее время. Применительно к медно-никелевому фاینштейну электроэкстракция никеля может обеспечить вывод значительной доли драгоценных металлов в готовые концентраты и снизить потери металлов.

К 2024 году планируется реализовать проект строительства горно-обогатительного комбината на базе хромитового месторождения «Сончезерское».

**Обогатительная фабрика АО «Северо-Западная Фосфорная Компания»**, входящего в состав ПАО «Акрон». На обогатительной фабрике предусмотрена технология обогащения фосфорсодержащих руд месторождения «Олений ручей» с максимально возможным выходом двух концентратов (апатитового и нефелинового), извлечением ценных компонентов и учетом современных требований по экологической безопасности. Обогатительная фабрика успешно осваивает плановые показатели.

**Обогатительная фабрика АО «Оленегорский горно-обогатительный комбинат»**, входящего в состав ПАО «Северсталь». Предприятие производит железорудный концентрат, щебень строительный и для баллаستировки железнодорожных путей, ферритовые стронциевые порошки. Производительность труда остается на прежнем уровне.

Проводимые мероприятия по техническому перевооружению и технологической модернизации, совершенствованию производства, повышению энерго и операционной эффективности направлены на обеспечение конкурентоспособности на рынке, улучшение качества продукции, обеспечение стабильного будущего.

**Обогатительные фабрики ПАО «Севералмаз»**, входящего в состав ПАО «Алроса», обеспечивает небольшую долю в общем объеме производства алмазов в ПАО «Алроса» (около 4,5 %), однако объем производства алмазной продукции ПАО «Севералмаз» сопоставим с производством алмазов крупнейших мировых предприятий. *Производительность труда в последние годы значительно увеличилась.*

Обогатительная фабрика с 2014 года выведена на проектную мощность. Для улучшения качественных и количественных показателей деятельности утверждена программа модернизации, в том числе увеличение зеркала слива и порога слива шламов спиральных классификаторов для повышения извлечения алмазов; совершенствование технологии магнитной сепарации. К 2018 году предусмотрено завершение работ по проекту «Разработка безреагентного (акустического) метода и комплекса акустического оборудования для промышленного осветления карьерных вод тр. Архангельская и тр. Карпинского перед их сбросом на поля фильтрации».

**Обогатительные фабрики Заполярного филиала ПАО «ГМК «Норильский никель»**», расположенные на Таймырском полуострове. Талнахская и Норильская обогатительные фабрики перерабатывают сульфидные медно-никелевые руды. Производительность труда за последние годы существенно не повышается.

До 2024 года планируется реализовать проект модернизации Талнахской обогатительной фабрики с целью увеличения объемов переработки руд.

Одним из важнейших факторов организационно-экономического механизма реализации инновационных технологий являются показатели финансовой устойчивости горно-обогатительных предприятий. Исследования показали, что в настоящее время только АО «Кольская ГМК» имеет нормальную финансовую устойчивость (достаточные финансовые средства).

Реализовывать проекты по модернизации и инновационному развитию с расчетом на получение инвестиций или заемных средств в современных условиях маловероятно. Тем не менее обогатительным фабрикам совместно с научными и проектными организациями следует разрабатывать инновационные проекты переработки минерального сырья и решать проблему инвестиций, в том числе за счет федерального бюджета, для их реализации.

УДК 54-415:532.5.013

**Ш.Ч. Алтынбек<sup>1,2</sup>, А.Г. Романенко<sup>1</sup>, Л.С. Болотова<sup>1</sup>, А.О. Байконурова<sup>2</sup>**

<sup>1</sup> Филиал РГП «НЦ КППМС РК» Государственное научно-производственное объединение промышленной экологии «Казмеханобр», Алматы, Казахстан, [Altynbek.shinar@gmail.com](mailto:Altynbek.shinar@gmail.com), [L\\_bolotova@yahoo.com](mailto:L_bolotova@yahoo.com)

<sup>2</sup> Казахский национальный исследовательский технический университет имени К.И. Сатпаева, Алматы, Казахстан, [a.baikonurova@yandex.kz](mailto:a.baikonurova@yandex.kz)

## **ИССЛЕДОВАНИЕ ГИДРОДИНАМИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК СИСТЕМЫ СМОЛА-РАСТВОР (ЭЛЮЭНТ) В АППАРАТАХ КОНИЧЕСКОГО ТИПА**

*In this paper, the hydrodynamic characteristics of the resin-solution system in conical-type apparatus for the desorption of gold are investigated. In this, desorption of impurities and washing of the resin from thiocyanate ions were carried out. In the studies, conical apparatus with different taper angles was used.*

На большинстве золотоизвлекательных производств СНГ при десорбции металлов со смолы используют аппараты цилиндрического типа диаметром 0,7-1,0 м и высотой 5-9 м. Десорбцию осуществляет в неподвижном слое, пропуская элюирующие растворы снизу вверх через слой смолы со скоростью 1,2-1,5 м/ч.

Время прохождения раствора через слой смолы в колонне составляет 3,0-7,5 часов.

Недостатками данного процесса и его аппаратного оформления является низкий массообмен между раствором и ионитом, приводящий к большой продолжительности всего процесса переработки смолы (190-215 ч).

Разрыхление смолы в процессе регенерации способствует увеличению массообменных процессов в системе смола-раствор. Однако ведение процесса с неподвижным слоем смолы при большей скорости подачи раствора вызывает образование воздушных пробок (пузырей). Указанное явление ухудшает массообмен между раствором и смолой вследствие образования локальных зон смолы, через которые раствор не проходит из-за образования воздушных пробок (так называемые «мертвые зоны»).

Имеются сведения по использованию для регенерации смолы аппаратов конического типа [1], где приводятся три области влияния скорости потока раствора через слой ионита на массообмен:

1. Область  $W < 0,044$  см/с ( $\Sigma 1,58$  м/ч), где массообмен не зависит от скорости потока раствора ( $W$ );

2. Область  $2,0 > W > 0,044$  см/с ( $72 > W > 1,58$  м/ч), где массообмен увеличивается с ростом  $W$ ;

3. Область  $W > 2,0$  см/с ( $> 72$  м/ч), где динамическая емкость снова мало зависит от потока.

Известно, что удельный вес (плотность) насыщенной смолы составляет 1,12-1,15 кг/л.

Удельный вес элюирующих растворов составляет 1,03-1,10 кг/л. Разница между удельными весами смолы и раствора при регенерации имеет весьма малую величину (0,02-0,12 кг/м<sup>3</sup>). В зависимости от линейной скорости протекания раствора в колонне с насыщенной смолой будет различное её поведение: нахождение смолы в неподвижном состоянии в нижней или верхней частях колонны, в псевдооживленном или смешанном состояниях, наличие сегрегации смолы по крупности зерен и др.

Нами изучено поведение смолы при различных скоростях пропускания раствора в аппаратах конического типа.

В исследованиях использовали аппараты конического типа с углом конусности 10, 30 и 60 градусов. Аппараты располагали вершиной вниз и основанием вверх (рис. 1).

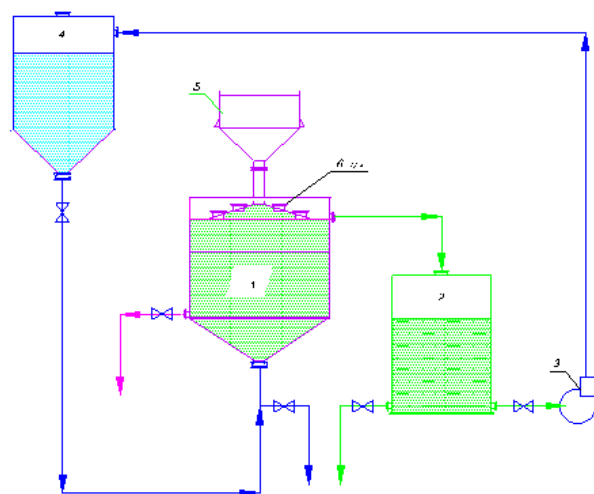


Рис. 1. Схема аппарата конического типа: 1 – реактор конического типа; 2 – приемно-накопительная емкость; 3 – насос; 4 – напорная емкость; 5 – загрузочный бункер; 6 – дренажная сетка

Смолу загружали в аппараты, затем через отверстие в вершине конуса подавали раствор и выводили его из аппарата через отверстие, расположенное у основания конуса. Для исключения выноса смолы из аппаратов ввод раствора в аппараты и вывод его из аппаратов осуществляется через дренажную систему. В исследованиях загрузка смолы в аппараты составляла 30 объемных процентов.

Для конуса площадь основания  $S_k$  зависит от угла в вершине конуса ( $\alpha$ ) и расстояния  $H_k$  от вершины конуса до основания и выражается следующим уравнением:

$$S_k = \pi/2(H_k \times tg\alpha/2)^2 \quad (1)$$

Объем конуса равен произведению площади сечения основания на 1/3 высоты:

$$Q_k = \frac{1}{3} S_k \times H_k = \pi/6 \times H_k^3 (tg\alpha/2)^2 \quad (2)$$

Таким образом, при подаче раствора в вершину аппарата конического типа, расположенного вершиной вниз, скорость восходящего потока по высоте будет уменьшаться согласно приведенным уравнениям.

В нижней части аппарата у вершины конуса скорость будет максимальной, и по мере подъема будет уменьшаться и у основания конуса будет минимальной.

При исследовании гидродинамических характеристик аппаратов конического типа основным параметром, по которому определяли состояние системы, являлась линейная скорость восходящего потока в верхней части конуса на границе раздела смолы и раствора ( $V_p$ ).

В аппарате с углом конусности 10 градусов до  $V_p=10,7$  м/ч смола в основной своей массе находится в неподвижном состоянии, но в нижней части конуса на 22-25 % высоты во взвешенном состоянии находится небольшая часть (2-2,5 %) наиболее крупной смолы.

Степень разрыхления смолы 27,3 % и смола потоком раствора поднимается вверх, образуя в нижней части пространство, в котором сосредоточен раствор с малым количеством смолы.

При  $V_p=23$  м/ч смола полностью находится в устойчивом взвешенном состоянии. Степень разрыхления составляет 100 %.

На основании полученных результатов исследований можно сделать вывод о том, что аппарат конусного типа с углом конусности 10 градусов по устойчивости взвешенного слоя работает эффективно.

Однако сравнительно большая степень разрыхления смолы во взвешенном состоянии и соответственно низкая степень использование рабочего объема аппарата не позволяет рекомендовать такой аппарат к промышленному применению.

В аппарате с углом конусности 60 градусов до  $V_p=2,44$  м/ч смола находится в неподвижном состоянии.

Степень разрыхления смолы составляет 1,5 %. При  $V_p=6,15$  м/ч смола в ламинарном режиме поднимается вверх в центральной части, перемещается к боковой части конуса и опускается вниз совершая круговое движение.

Степень разрыхления смолы составляет 73 %. При  $V_p=9,2$  м/ч смола также поднимается вверх в центральной части аппарата и в более ускоренном турбулентном вихревом режиме (перемещение потока смолы в разные стороны), перемещается к боковой части конуса и в более спокойном режиме опускается вниз аппарата, совершая круговые движения.

Сегрегации смолы не наблюдается.

Поток смолы представлен всеми классами крупности. Степень разрыхления смолы составляет 163 %.

Таким образом, в аппарате с углом конусности 60 градусов достичь взвешенного состояния не удалось даже при большой степени разрыхления (163 %), несмотря на это вся смола находится в подвижном состоянии, в процессе работы ее не образуются «мертвые зоны» и аппарат работает в стабильном режиме.

В аппарате с углом конусности 30 градусов начало перемешивания смолы в нижней части конуса при  $V_p=0,22$  м/ч, при  $V_p=1,90$  м/ч по вертикальной оси наблюдается незначительное перемешивание смолы и подъем ее вверх, перемещение к боковой стороне и медленное опускание вниз.

Степень разрыхления смолы 5-7 %. При  $V_p=5$  м/ч смола полностью перемешивается в различных режимах: около 20 % смолы в виде протуберанцев поднимается на поверхность, часть смолы в центральной части в ламинарном режиме поднимается вверх, перемещается к боковой поверхности и опускается вниз.

Степень разрыхления смолы 33-37 %.

При  $V_p=10,4$  м/ч происходит интенсивное перемешивание смолы (кипящий слой), степень разрыхления смолы 54 %.

Таким образом, все испытанные аппараты с углом конусности от 30 до 60° пригодны для осуществления процесса десорбции в режиме взвешенного слоя, однако предпочтение следует отдать аппарату с углом конусности 30°, в котором наилучшим образом сочетается компактность взвешенного слоя с высоким разрыхлением смолы.

Выбранный аппарат конусного типа с углом конусности 30 градусов испытан для растворов, содержащих 20 % NaCNS и 4 % NaOH с плотностью 1,13 г/см<sup>3</sup>.

Исследования показали, что при отношении объема смолы к объему раствора в аппарате равном 1:1,0-1,2, около 35 % смолы находится в нижней части аппарата, а остальная смола находится во взвешенном состоянии в верхней части аппарата, при этом имеется промежуточный слой раствора, не содержащий ионообменную смолу.

При отношении смолы к раствору в аппарате 1:1,5 и более ионообменная смола полностью находится во взвешенном состоянии.

Аппарат конусного типа с углом конусности 30 градусов испытан в укрупненном масштабе и в настоящее время используется в промышленных условиях на золотодобывающих предприятиях для переработки насыщенной смолы.

УДК 54-414:621.763

**В.В. Егоров, А.М. Старков, О.Ю. Маковская, С.В. Мамяченков**

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования  
Уральский федеральный университет им. первого Президента России Б.Н. Ельцина, Екатеринбург,  
Россия, [yegorov\\_87@mail.ru](mailto:yegorov_87@mail.ru)

### **СИНТЕЗ НЕОРГАНИЧЕСКОГО КОМПОЗИТНОГО СОРБЕНТА, СЕЛЕКТИВНОГО К ФТОРИД-ИОНУ**

*In this paper new inorganic composite sorbent was investigated. Was described the method of its synthesis. Grading characteristics is specified using laser diffraction method. Influence of synthesis conditions on the sorbent capacity for fluoride were investigated. It was shown that the sorbent could be regenerated by alkali solutions.*

Выбор эффективного способа очистки технологических растворов от микропримесей, в частности ионов фтора, является актуальной проблемой цинкового производства. Задача осложняется высоким солевым фоном растворов и необходимостью обеспечения концентрации фтора ниже 20 мг/дм<sup>3</sup>. Для очистки электролитов от примесей широко применяются сорбционные методы.

Известны работы, посвященные удалению фтора с помощью синтетических ионообменных смол. Кроме того, для этой цели возможно применение неорганических сорбентов.

Одним из наиболее широко применяемых веществ является оксигидрат железа (ОГЖ). ОГЖ является недорогим в получении активным веществом, позволяющим достаточно полно удалять ионы фтора из растворов сложного химического состава. При синтезе ОГЖ образуются частицы субмикронного размера, что с одной стороны обеспечивает высокую удельную поверхность, с другой, создает сложности при отделении сорбента от раствора.

Таким образом целесообразно наносить ОГЖ на какой-либо носитель, имеющий большую крупность и при этом способный образовывать прочное сцепление с кристаллами ОГЖ. В качестве такого носителя предложено использовать глинозем.

Композитный сорбент получали, синтезируя активное вещество (оксигидрат железа) непосредственно на поверхности частиц глинозема.

С целью изучения влияния состава раствора на характеристики получаемого композитного сорбента была проведена серия опытов в соответствии с матрицей планирования (таблица 1).

В раствор сульфата железа (III), с концентрацией железа 0,1÷0,5 М содержащий также NaCl, концентрацией 0,05 М вводили добавку Na<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>, после чего загружали навеску глинозема марки Г-00, массой 10 г. Полученную пульпу выдерживали при температуре 85°C, при постоянном перемешивании, в течение установленного времени.



Полученный в результате осадок, представляющий собой частицы оксида алюминия, покрытые продуктами гидролиза железа (рис. 1) отфильтровывали и высушивали на воздухе. Условия синтеза приведены в таблице.

В результате синтеза получены порошки от светло-желтого до красно-коричневого цвета. Внешний вид композитного сорбента представлен на рис. 1.

Гранулометрический состав полученного композитного сорбента определен методом лазерной дифракции (рисунок 2). Образец содержит около 90 % фракции 50 размером от 20 до 100 мкм. Емкость композита по фтору определяли в статических условиях, приводя его в контакт с раствором NaF с концентрацией фторид-иона 50 мг/дм<sup>3</sup>. Сорбцию проводили при 60 °С в течение 2 часов. Десорбцию проводили 0,1 М раствором NaOH при 60 °С в течение 2 часов. Концентрацию фтора в фильтрах и элюатах определяли методом ионселективной потенциометрии.

Таблица

Условия синтеза композитного сорбента

№ образца	C(Na <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> ), моль/дм <sup>3</sup>	C(Fe <sup>3+</sup> ), моль/дм <sup>3</sup>	Время выдержки, ч
1	0,5	0,1	8
2	0,5	0,1	24
3	1	0,3	8
4	1	0,1	16
5	0	0,5	16
6	0,5	0,5	8
7	1	0,5	16
8	0	0,1	16
9	0,5	0,5	24
10	0	0,3	24
11	0,5	0,3	16
12	1	0,3	24
13	0,5	0,3	16
14	0	0,3	8
15	0,5	0,3	8

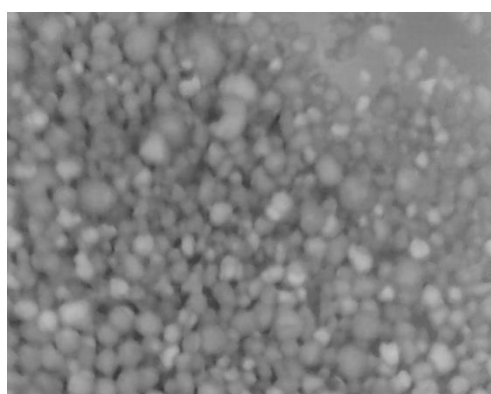


Рис. 1. Внешний вид композитного сорбента

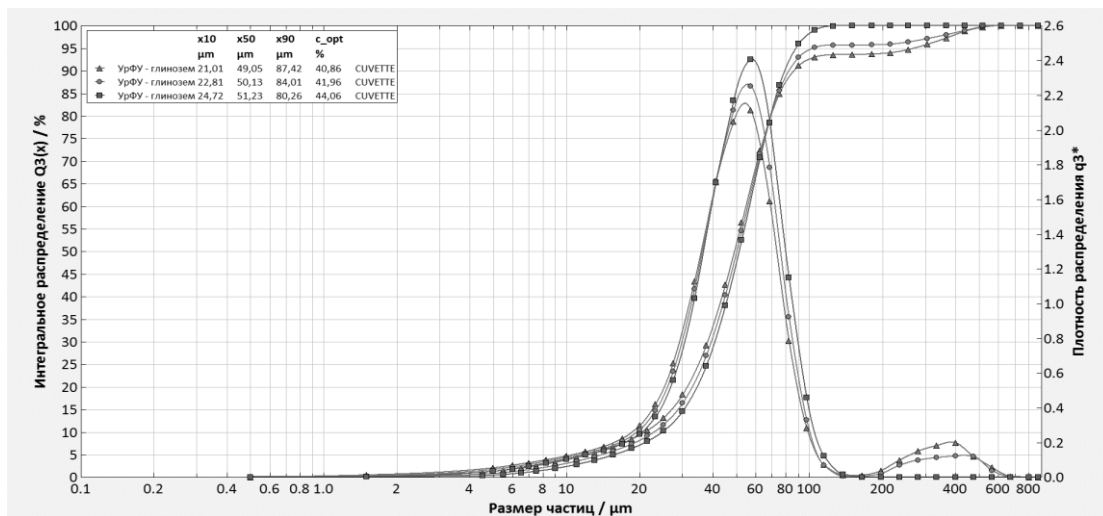


Рис. 2. Гранулометрический состав образца композитного сорбента

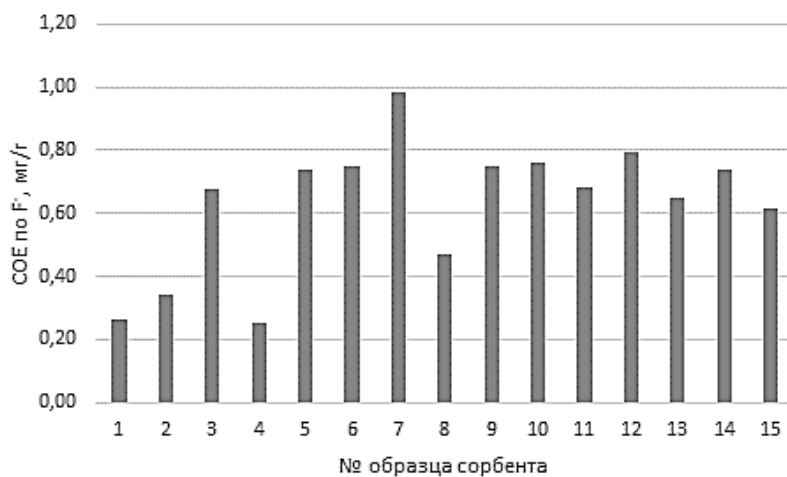


Рис. 3. Емкости по фтору полученных образцов сорбентов

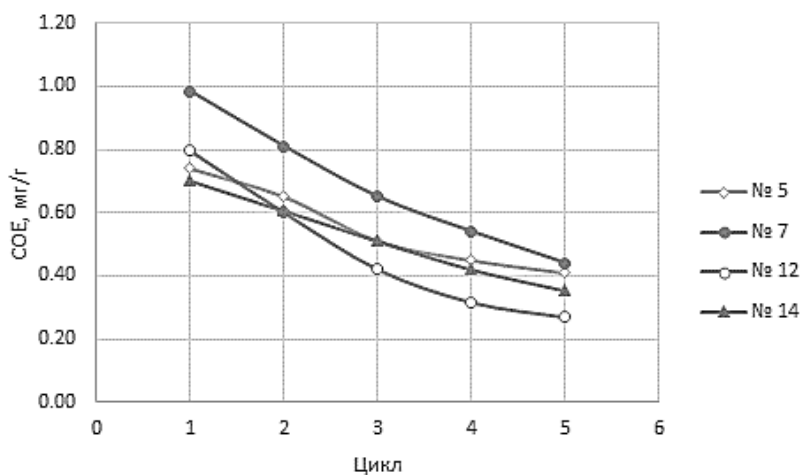


Рис. 4. Изменение емкости сорбента за 5 циклов сорбции

Полученные сорбенты имели СОЕ по фтору от 0,25 до 0,98 мг/г (рис. 3). Факторный анализ зависимости емкости полученных сорбентов по фтору от условий синтеза показал, что наиболее значимым фактором является концентрация  $\text{Fe}^{3+}$  при синтезе. На основании полученных данных и с учетом расхода реагентов, можно рекомендовать оптимальную концентрацию железа, 0,3 моль/дм<sup>3</sup>. Время выдержки в заданном диапазоне не оказывало существенного влияния на емкость сорбента по фтору.

Присутствие в растворе сульфата натрия также не оказывает статистически значимого влияния на сорбционные свойства полученного вещества.

На рис. 4 показано снижение емкости при использовании полученных сорбентов в циклическом режиме.

Образцы № 5 и 14, показали меньшую пиковую емкость, но большую устойчивость при сорбции и десорбции. Потеря емкости составила 37 и 46 % соответственно.

Для двух других образцов (№ 7 и 12), синтезированных в растворе с высокой концентрацией сульфата натрия, были получены более высокие показатели СОЕ, однако в циклическом режиме они очень сильно теряют ёмкость по фтору, снижение СОЕ после 5 циклов составило 55 %. Степень десорбции образцов сорбента составляла 60–80 %.

УДК 66.081:54-414:621.763

### **О.Ю. Маковская, В.В. Егоров, С.В. Мамяченков**

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования Уральский федеральный университет им. первого Президента России Б.Н. Ельцина, Екатеринбург, Россия, *makovskaya@inbox.ru*

## **СОРБЦИЯ МЕДИ, КАДМИЯ И ФТОРА НА НОВОМ КОМПОЗИТНОМ СОРБЕНТЕ**

*In this paper composite synthesis and application of new polymer-inorganic sorbent was investigated. Sorption capacities for anions and cations were determined. Method for sorbent regeneration was described. This sorbet is recommended for purification of zinc electrolytes.*

Подготовка продуктивных растворов перед электроэкстракцией цинка играет важную роль, так как наличие примесей целого ряда элементов даже в малых концентрациях способно вызывать нарушения параметров процесса. Так, примеси ионов  $\text{Cl}^-$  и  $\text{F}^-$  вызывают коррозию материалов анода и катода соответственно, в то же время микропримеси металлов, таких как  $\text{Cu}^{2+}$ ,  $\text{Cd}^{2+}$  существенно ухудшают показатели процесса электроэкстракции цинка.

Применение специальных сорбентов для снижения концентраций примесей в растворах химических и металлургических предприятий позволяет проводить глубокую очистку растворов, имеющих сложный солевой состав. Однако применение предлагаемых на сегодняшний день марочных ионитов неприемлемо по экономическим и технологическим причинам.

Одним из возможных решений является применение доступных и химически устойчивых сорбционно-активных неорганических веществ.

Известно, что соединения железа обладают способностью поглощать широкий спектр ионов из раствора, как галогенидов, так и некоторых цветных металлов, а также мышьяка.

Таким образом было решено использовать оксигидрат железа для модификации катионита КУ-2×8, с целью получения удобного в применении универсального сорбента.

Модификацию проводили в два этапа. Сначала выдерживали катионит в растворе хлорида железа (III), концентрацией 0,1 М в течение 24 ч. Насыщенный железом ионит отделяли от раствора, промывали дистиллированной водой и помещали в раствор хлорида натрия, концентрацией 2,5 г/дм<sup>3</sup> на 24 ч при температуре 85°С для формирования кристаллов оксигидрата железа в объеме зерен катионита.

Сорбцию проводили в статическом режиме из модельных растворов, приготовленных растворением соответствующих солей, исходные концентрации поглощаемых ионов приведены в таблице 1. Кроме того изучена сорбция из растворов цинкового производства (растворы 1 и 2). Известно, что сорбционная способность ОГЖ увеличивается с повышением температуры. Продолжительность сорбции на модифицированных сорбентах составляла 2 ч при температуре 60°С. Сорбцию на анионите АВ-17×8 проводили в течение 24 ч при 20 °С. Десорбцию поглощённого фтора проводили в статических условиях раствором NaOH (0,1 М) при 60°С в течение 2 ч.

Концентрацию ионов фтора и хлора в растворах определяли потенциометрическим методом при помощи ионселективного электрода ЭЛИС 131F. Концентрации кадмия и меди определяли методом ААС.

При сорбции из поликомпонентных растворов композитный сорбент имел низкую емкость по кадмию СОЕ 3,4 мг/г и 0,8 мг/г по меди по сравнению с однокомпонентными растворами. Это можно объяснить конкурентной сорбцией ионов Zn<sup>2+</sup>, концентрация которого составляет 80-100 г/дм<sup>3</sup>. Вместе с тем, композитный сорбент поглощает анионы, чем выгодно отличается от обычных катионитов.

Таблица

Результаты сорбции анионов и катионов

Компонент	Показатель	Состав раствора, мг/дм <sup>3</sup>					
		NaF	NaCl	CuSO <sub>4</sub>	CdSO <sub>4</sub>	Раствор 1	Раствор 2
F <sup>-</sup>	C <sub>нач</sub> , мг/дм <sup>3</sup>	38				38	38
	C <sub>кон</sub> , мг/дм <sup>3</sup>	22,8				31,4	33,3
	СОЕ, мг/г	1,52				0,66	0,47
Cl <sup>-</sup>	C <sub>нач</sub> , мг/дм <sup>3</sup>		261			255	255
	C <sub>кон</sub> , мг/дм <sup>3</sup>		89			198	201
	СОЕ, мг/г		17,2			5,7	5,5
Cu <sup>2+</sup>	C <sub>нач</sub> , мг/дм <sup>3</sup>			100		719	10
	C <sub>кон</sub> , мг/дм <sup>3</sup>			1,8		711	3
	СОЕ, мг/г			9,82		0,8	0,7
Cd <sup>2+</sup>	C <sub>нач</sub> , мг/дм <sup>3</sup>				90	1176	8
	C <sub>кон</sub> , мг/дм <sup>3</sup>				15	1142	0
	СОЕ, мг/г				7,5	3,4	0,8

В результате применения нового сорбента удается глубоко очистить раствор от меди и кадмия и снизить концентрацию ионов фтора и хлора до технологически приемлемого уровня.

### Выводы

Установлено, что композитный сорбент имеет емкость 7,5 мг/г по Cd и до 10 мг/г по Cu при очистке водных растворов, с концентрацией металла 0,1 г/дм<sup>3</sup>. Применение композитного сорбента для извлечения цветных металлов из сульфатных цинковых растворов показало его низкую емкость по меди и кадмию при высоком солевом фоне, однако учитывая способность

к поглощению анионов, новый сорбент может быть рекомендован для доочистки технологических растворов. Таким образом, получен универсальный сорбент, имеющий большую избирательность к анионам, способный в тех же условиях поглощать катионы, содержащиеся в концентрациях  $<2$  мг/дм<sup>3</sup>.

Емкость полученного сорбента по фтору составляет 1,1 мг/г, падение емкости после 3 циклов сорбции составляет 10-15 %. Десорбцию рекомендовано проводить растворами NaOH концентрацией 0,1 М, при этом степень десорбции составляет 80-95 %.

УДК 669.213.63

**Е.С. Каналы, М.Д. Акжаркенов, Е.К. Есенгараев**

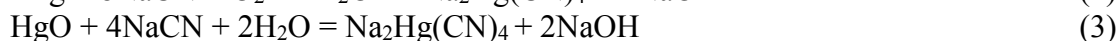
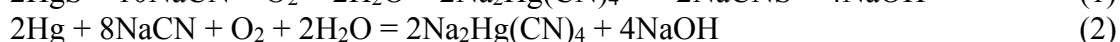
Филиал РГП НЦ КПМС РК Государственное научно-производственное объединение промышленной экологии «Казмеханобр», Алматы, Казахстан, *mr\_yernazar@mail.ru*

## **ОЧИСТКА ОТ РТУТИ ПРОДУКТИВНЫХ РАСТВОРОВ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТА**

Using the technology of mercury purification of productive solutions of heap leaching of gold-bearing ores can significantly increase the technological parameters of gold sorption to activated carbon and thereby improve the economy of the entire technological process.

В некоторых золотосодержащих рудах присутствуют сопутствующие металлы, в частности ртуть, которая является вредной примесью в цианисто-сорбционных процессах извлечения золота. В золотосодержащих рудах самым распространенным ртутным минералом является киноварь HgS (сульфид ртути), но ртуть в рудах может присутствовать в самородном виде и в виде оксидов HgO. Много ртути может содержаться в лежалых хвостах фабрик, работавших по амальгамационно-цианистой технологии.

В цианидных растворах поведение ртути определяется, прежде всего, концентрацией свободного цианид-иона CN<sup>-</sup>. Растворение исходных ртутных минералов в цианидных растворах с образованием двухзарядных цианистых комплексов ртути протекает по следующим реакциям:



Наиболее перспективным и легко реализуемым вариантом очистки от ртути цианидных продуктивных растворов (ПР) является метод осаждения ртути в виде труднорастворимой соли — сульфида ртути HgS [1].

Процесс осаждения ртути и последующего разделения твердой фазы (осадка) и раствора проводится в отдельном цикле, что предотвращает попадание ртути в основной процесс сорбции золота из продуктивных растворов [2].

Наиболее широко распространенным в этом случае считается метод осаждения ртути сернистым натрием:



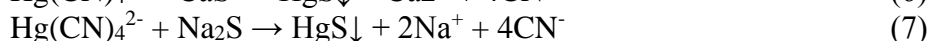
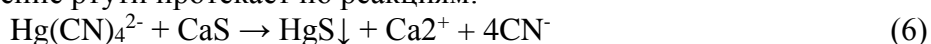
Однако для сульфидного метода очистки ртутьсодержащих растворов характерны недостатки, которые снижают его эффективность, а именно:

- высокая степень дисперсности образующегося осадка сульфида ртути, который проходит через фильтр;
- возможность образования растворимого комплекса сульфида  $\text{Na}_2\text{HgS}_2$  при избытке сернистого натрия.

Поэтому для устранения указанных недостатков подбираются соответствующие реагенты-осадители в определенном соотношении. Смешение реагента-осадителя ( $\text{CaO} + \text{Na}_2\text{S}$ ) с продуктивным цианистым раствором позволило выделить растворенную ртуть в виде труднорастворимого соединения – сульфида ртути  $\text{HgS}$ . В качестве серусодержащих реагентов-осадителей в данном случае используются так называемые известково-серные отвары (ИСО) – растворы элементарной серы  $\text{S}_{эл.}$  или сульфида натрия в известковом молоке  $\text{Na}_2\text{S} \cdot 9\text{H}_2\text{O}$ , при смешении которых происходит следующая реакция:



В этом случае осаждение ртути протекает по реакциям:



При избытке реагента-осадителя возможно перерасстворение осадка  $\text{HgS}$ . Поэтому сульфидсодержащий реагент вводят в очищаемый ПР в виде водного раствора смеси сульфида натрия и оксида кальция при их массовом соотношении 4,4 на 900–1100 массовых частей раствора, что составляет 1–3 % от общего объема продуктивного раствора. При расходе реагента-осадителя в количестве менее 1 % от общего объема продуктивного раствора происходит неполное осаждение ртути, а при расходе реагента-осадителя в количестве более 3 % от объема продуктивного раствора имеет место перерасход реагентов.

Установлено, что обработку продуктивного раствора серусодержащим реагентом-осадителем необходимо проводить в течение 20–40 минут при активном перемешивании. При меньшем времени перемешивания не происходит полного образования и выпадения в осадок сульфида ртути. Продолжительность перемешивания продуктивного раствора с реагентом-осадителем более 40 минут приводит к перерасходу электроэнергии, увеличению объема аппаратов, в которых осуществляется процесс осаждения ртути.

**Экспериментальная часть.** Опыты проводились на продуктивном растворе полученные с кучи (КВ) в четырех расходах смеси осадителей реагентов. Объем рабочего раствора составил 1 л. Сульфидсодержащий реагент вводили в очищаемый ПР в виде смеси сульфида натрия и оксида кальция при их массовом соотношении 4,4 на 900–1100 массовых частей раствора, что составляет 1–3 % от общего объема продуктивного раствора. После добавления реагентов активно перемешали раствор 30 минут. Затем для быстрого осаждения добавили флокулянт марки Praestol 2530, расход которого составлял 0,05 мг/л. Результаты тестов приведены в табл. 1.

Таблица 1

Осаждения ртути при смешивании реагентов-осадителей сульфида натрия и оксид кальция

Объем раствора, л	Добавлено реагента, г		Содержание компонентов, мг/л				
	$\text{Na}_2\text{S}$ 35 %	$\text{CaO}$	Hg	Au	Ag	Cu	pH
Продуктивный раствор			27,451	1,784	1,419	35,284	9,74
1	0,011	0,0025	4,396	1,760	1,313	34,760	9,99
1	0,022	0,0050	0,036	1,742	1,224	31,941	10,11
1	0,033	0,0075	0,070	1,770	0,835	34,944	10,19
1	0,044	0,0100	0,039	1,733	0,731	33,085	10,25

Исследования показали, что очистка от ртути исходных цианидных продуктивных растворов с использованием реагентов-осадителей в виде известково-серных растворов (CaO) происходит в соотношении 4,4 с высокой эффективностью. При этом остаточная концентрация ртути в очищенном растворе составляет менее 0,03 мг/л.

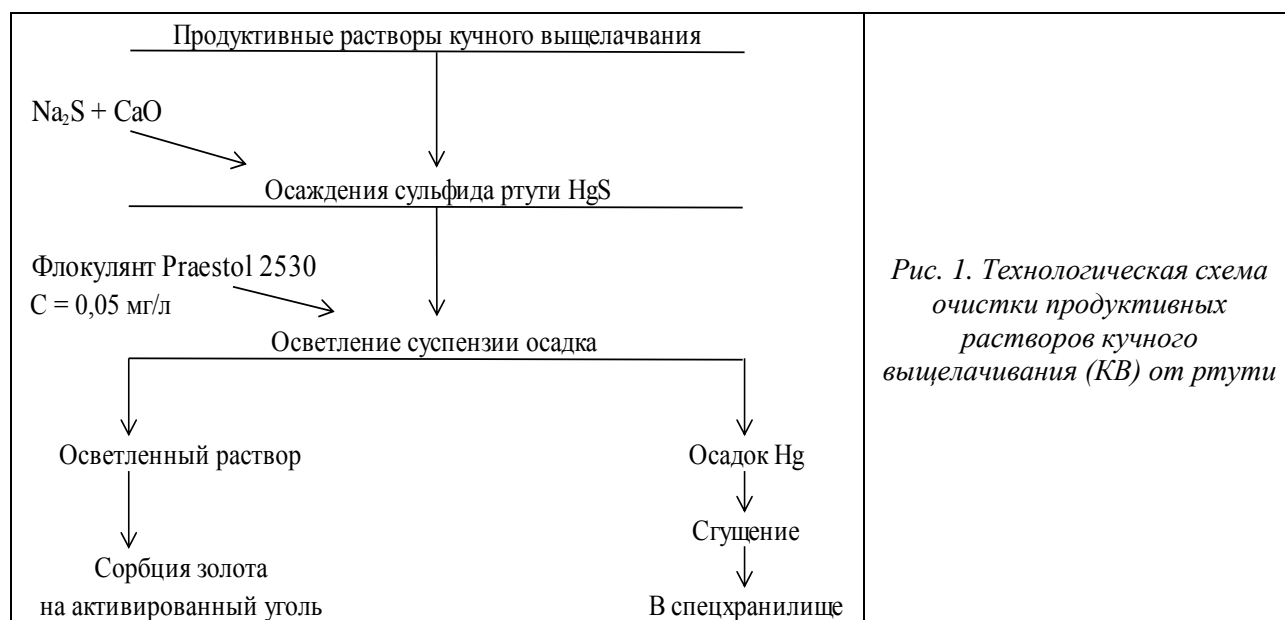


Рис. 1. Технологическая схема очистки продуктивных растворов кучного выщелачивания (КВ) от ртути

Технологическая схема очистки от ртути продуктивного раствора сравнительно простая и состоит из двух основных и одной вспомогательной операций. Основными операциями являются осаждение сульфида ртути и отделение дисперсного осадка HgS от очищенного раствора. К вспомогательной операции относится приготовление растворов реагентов-осадителей, которые дозируют в продуктивный раствор. Для этого отдельные емкости с мешалками наполняют частью потока продуктивного раствора и загружают реагенты-осадители — сульфид натрия Na<sub>2</sub>S•9H<sub>2</sub>O и известь-пушонку CaO. В результате смешения реагентов с продуктивным раствором получают известково-серный отвар (ИСО).

Затем этот раствор дозируют в цепочку последовательных емкостей с мешалками, в которые поступает основной поток продуктивного раствора. Чтобы реакция осаждения сульфида ртути прошла успешно при активном перемешивании, время нахождения продуктивного раствора с реагентами-осадителями в цепочке реакторов должно составлять не менее 20–30 мин.

Далее очищенный раствор с осадком сульфида ртути либо фильтруют на керамическом фильтре, либо осветляют в тонкослойном сгустителе или в прудке. Осветленный раствор без осадка подают в процесс сорбции золота на активированный уголь.

Осадок сернистой ртути из-за его токсичности необходимо утилизировать. Обычно ртутьсодержащий осадок после фильтра, сгустителя или из прудка собирают и помещают в специальную бетонную емкость для захоронения.

Первое условие для обеспечения при данном режиме глубокой очистки продуктивного раствора КВ от ртути – четкое соблюдение массового соотношения при приготовлении растворов девятиводного сульфида натрия Na<sub>2</sub>S•9H<sub>2</sub>O к известии-пушонке CaO равное 4,4. Рабочие растворы реагентов-осадителей приготавливаются в двух реакторах в режиме обеспечения непрерывной работы установки осаждения.

Вторым условием успешного проведения процесса является точная дозировка раствора реагентов и поддержание постоянного заданного расхода продуктивного раствора в реакторы смешения. Для этого необходимо на входных трубопроводах продуктивного раствора и реагентопроводах установить расходомеры. Для управления параметрами технологического процесса установку очистки ПР от ртути желательнее компьютеризировать.

Процесс очистки ПР от ртути в обязательном порядке должен сопровождаться контролем содержания ртути в ПР – до и после очистки, насыщенного угля – до и после десорбции, анализом содержания ртути в катодном осадке. Если концентрация ртути в ПР будет ниже (исходного) 27,4 мг/л, расход реагентов нужно уменьшать путем снижения дозировки ИСО в процесс очистки, сохраняя при этом заданное соотношение сульфида натрия к извести в ИСО.

При очистке от ртути в растворе образуется 0,1 кг/м<sup>3</sup> взвесей, которые отфильтровываются и разгружаются при промывке фильтра. Состав сульфидного осадка после осаждения ртути (в расчете на сухой продукт) приведен в табл. 2.

Таблица 2

Химический состав ртути содержащего осадка

Массовая доля компонентов, %							
Au	Ag	Hg	Cu	Zn	Fe	Ca	Si+Al
0,0001	0,0001	0,030	0,311	3,610	0,112	41,209	54,651

Как видно из данных табл. 2, кроме ртути, из продуктивного раствора в осадок переходит 0,26 % меди и 3,6 % цинка, а также железо и кальций, что является дополнительным эффектом операции очистки, т.к. в этом случае раствор, поступающий на сорбцию, имеет более простой ионный состав, и скорость сорбции золота увеличивается.

В осадке присутствуют также золото в количестве 0,17 г/т и серебро 0,70 г/т. Это потери драгметаллов от операции, но в пересчете на переработанное количество ПР в сутки это составит: золото — 0,0017 г/м<sup>3</sup>, серебро — 0,0067г/м<sup>3</sup>. Такие потери можно считать незначительными, и на общем показателе извлечения они почти не сказываются.

Пробный кратковременный пуск установки в течение нескольких суток показал, что по предложенной технологии ртуть из раствора переходит в осадок на 96–98 %, однако при этом выявились недостатки в части фильтрации раствора с осадком. В связи с тем, что ртути содержащий осадок имеет тонкодисперсный характер, керамические патроны быстро забиваются осадком и прекращают фильтровать раствор, что вызывает частые остановки для промывки патронов и регенерации их солянокислым раствором. В связи с этим проектной производительности установки добиться не удалось, а вскоре по организационным причинам установка была остановлена.

Тем не менее, даже по кратковременной работе установки можно сделать некоторые выводы. В частности, для отделения осадка сульфида ртути, имеющего весьма тонкодисперсный характер, вряд ли нужно применять фильтры с керамическими патронами, поры которых очень чувствительны к размеру частиц осадка. Для осветления продуктивного раствора после операции очистки целесообразнее применять либо тонкослойный сгуститель, либо просто подать раствор с осадком в прудок-осветлитель с большой площадью осаждения, интенсифицировав процесс осаждения добавлением флокулянта Praestol 2530.

Установка по проекту рассчитана на очистку от ртути 50 % потока продуктивного раствора, что, по мнению автора, не может решить проблему повышения эффективности процесса сорбции, поскольку очищенный раствор, смешавшись с исходным, понизит только в 2 раза концентрацию ртути в объединенном растворе, поступившем в процесс сорбции на



активированный уголь, и часть ртути при этом сорбируется на уголь и далее попадет в катодный осадок. В этом случае опять-таки нужно проводить демеркуризацию осадка.

Чтобы получить полный эффект от процесса очистки ПР в последующих циклах сорбции и десорбции и не проводить в конце процесса демеркуризацию катодного осадка, необходимо осаждать ртуть из всего объема продуктивного раствора.

Технологии очистки от ртути продуктов цианисто-сорбционного выщелачивания золотосодержащих руд имеет, по мнению авторов, практическое значение, и при её использовании можно существенно повысить технологические показатели сорбции золота на активированный уголь и тем самым улучшить экономику всего технологического процесса.

УДК 622.7.098:66.048.94:669.162.12

**М.С. Хохуля, А.В. Фомин, И.В. Карпов, Т.А. Конторина**

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Горный институт Кольского научного центра Российской академии наук, Апатиты, Россия, [mike@goi.kolasc.net.ru](mailto:mike@goi.kolasc.net.ru)

### **ОБОСНОВАНИЕ ЦЕЛЕСООБРАЗНОСТИ ВОВЛЕЧЕНИЯ В ПЕРЕРАБОТКУ СКЛАДИРОВАННЫХ ХВОСТОВ АО «ОЛКОН» ПРИМЕНЕНИЕМ КОМБИНИРОВАННОЙ ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ\***

*The characteristics of material composition of stored tailings produced during iron ore processing have been investigated. Gravity-magnetic technology of separation of the material providing reduction of anthropogenic impact on the environment has been developed.*

Горно-обогатительные комбинаты в своем большинстве характеризуются наличием очень больших по объемам и занимаемым площадям хвостохранилищ, являющихся техногенными образованиями, в которых сосредоточены значительные запасы полезных компонентов. Оставаясь неосвоенными для последующего использования нередко в течение десятилетий, техногенные отходы, по мере совершенствования технологии обогащения, могут в будущем приобрести большое промышленное значение. Учитывая при этом негативное воздействие хвостохранилищ на экологическую обстановку горнопромышленных регионов и отсутствие в большинстве случаев свободных территорий и средств для строительства новых хвостохранилищ, решение вопросов по их разработке становится особенно актуальным.

Результатом длительной деятельности дробильно-обогатительной фабрики АО «Олкон» явилось сформированное хвостохранилище техногенных отходов, количество которых почти за 70 летний период работы предприятия составило около 480 млн т.

Несовершенство существующей технологии в гравитационном цикле схемы переработки промпродукта основной магнитной сепарации, включающем использование диафрагмовых отсадочных машин, приводит к значительным потерям железа, связанного с отвальными хвостами отсадки, направляемых в хвостохранилище, где также сосредоточен материал хвостов, сформированный из немагнитных фракций магнитной сепарации.

Для обоснования разрабатываемых технологических и технических решений совершенствования схемы были проведены исследования по получению дополнительных

объемов железорудного концентрата переработкой складированных хвостов обогащения.

Исходя из granulometricкой характеристики хвостов, их химического и минерального составов следует, что выход фракции  $-0,315$  мм составляет около 50 %, в которой распределено почти 65 % общего железа (рисунок 1). С уменьшением крупности материала увеличение содержания  $Fe_{\text{общ}}$  в узких фракциях возрастает, максимально достигая почти 15 % в классе  $-0,1+0,071$  мм (рисунок 1 а).

Основными рудными минералами в пробе хвостов являются гематит и магнетит, их среднее содержание составляет соответственно 3,2 и 2,4 %. Силикатные минералы представлены кварцем, полевыми шпатами, слюдой (биотит, мусковит), амфиболами и пироксенами. В группу второстепенных минералов вошли кальцит, сульфиды, гранат, эпидот (рисунок 1 б).

Магнетит и гематит в пробе присутствуют в виде сростков, включений и свободных зерен, заметно отличаясь друг от друга по содержанию тех и других. Около 40 % всего магнетита находится в свободном виде, тогда как доля раскрытого гематита составляет не менее 70 %. Это связано с высокой степенью извлечения магнетита магнитной сепарацией в железорудный концентрат, особенно в крупных классах, и неполным извлечением гематита практически во всем диапазоне крупности материала.

В материале крупнее 0,63 мм весь магнетит находится в сростках, тогда как гематит примерно на 30 % представлен свободными зернами. Во фракции крупностью  $-0,63+0,315$  мм появляются свободные зерна магнетита, на долю которых приходится около 20 %, при этом количество свободных зерен гематита в ней составляет уже 80 %. Рудные минералы более мелких фракций находятся преимущественно в виде раскрытой фазы, в которых доля свободных зерен составляет около 85-95 %.

Рудные минералы находятся в сростании, чаще всего, с кварцем, амфиболами, пироксенами, слюдами и гранатом, в меньшей степени – друг с другом. Следует отметить, что на долю сростков приходится около 50-60 %, остальная же часть приходится на многочисленные вкрапления рудных минералов в кварце и темноцветных минералах с разной степенью занимаемого объема.

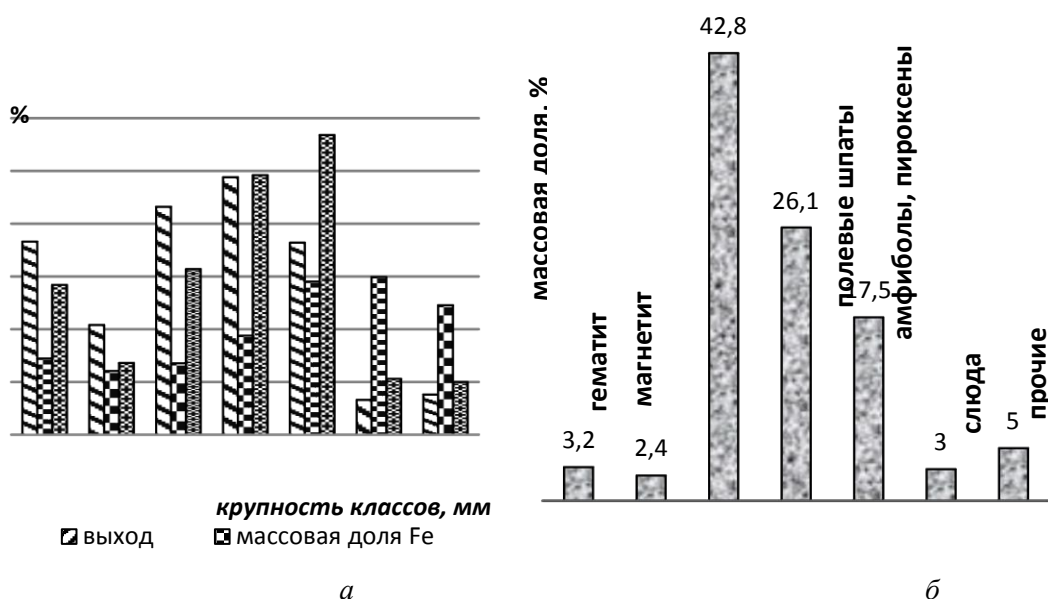


Рис. 1. Характеристика вещественного состава складированных отходов обогащения: а – granulometricкая характеристика; б – химический и минеральный составы

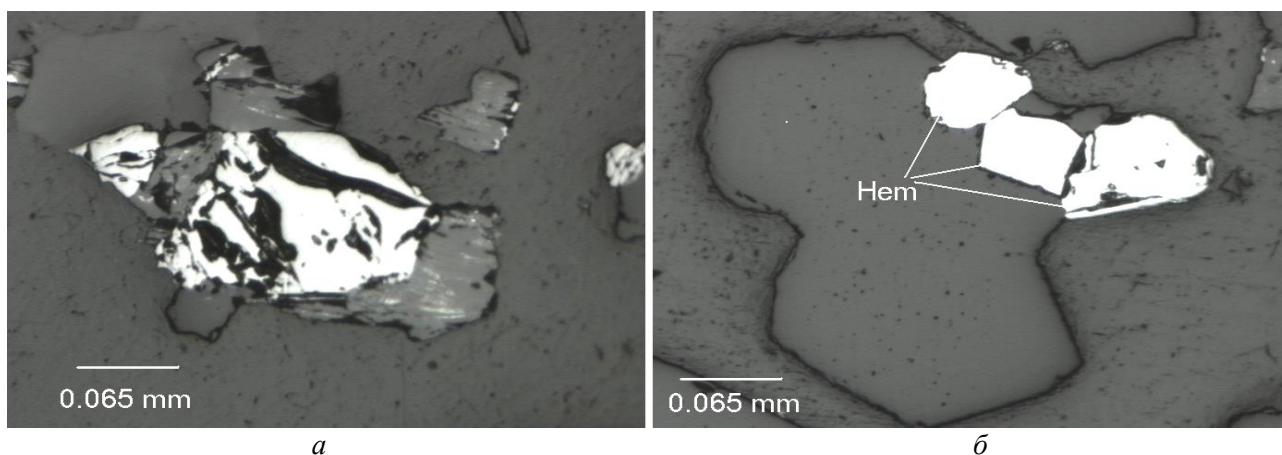


Рис. 2. Богатые сростки магнетита (а) и средние сростки гематита в материале крупностью -0,2 мм

Для магнетита в материале крупнее 0,315 мм характерно малое количество сростков, «средних» и «богатых» по магнетиту (доля рудного составляет от 50 до 90 % от объема зерна) и многочисленные включения (рисунок 2 а). Включения магнетита по степени занимаемого объема классифицируются как «средние» (15-35 %) и редкие (3-7 %). Для гематита в материале крупнее 0,315 мм характерны, в основном, «средние» и «богатые» сростки и в меньшей степени – средние и редкие включения в кварце и темноцветных минералах (рисунок 2 б).

Сростки и включения рудных минералов прослеживаются вплоть до класса -0,071+0,045 мм, при этом сростки характеризуются как бедные и средние по рудному минералу и единичные по частоте встречаемости, а включения по наполненности объема зерна – редкие (3-7 %, иногда до 10 %) и единичные (<1-2 %).

Процесс раскрытия рудных и нерудных минеральных зерен при измельчении определяет качественно-количественные показатели конечных продуктов разделения. Со снижением крупности вскрытие минералов осуществляется, главным образом, разрушением зерен и агрегатов, составляющих сростки.

Гранулометрическая характеристика складированных хвостов обогащения после их предварительного дробления и шарового измельчения с целью уменьшения их крупности и увеличения степени раскрытия сростков представлена в таблице.

Таблица

Гранулометрический состав хвостов обогащения после их рудоподготовки

Класс крупности, мм	Выход, %	Содержание Fe <sub>общ.</sub> , %	Распределение Fe <sub>общ.</sub> , %
+0,63	1,2	10,83	1,4/2,8
-0,63+0,315	6,2	6,0	4,0/26,4
-0,315+0,2	28,3	7,09	21,6/37,4
-0,2+0,1	34,5	10,61	39,5/18,5
-0,1+0,071	10,9	10,25	12,0/14,9
-0,071	18,9	10,53	21,5
Итого:	100,0	9,28	100,0/100,0

По распределению массовой доли железа почти 75 % его сосредоточено во фракции крупностью менее 0,2 мм, причем при практически одинаковом на уровне 10–11 % содержании Fe<sub>общ.</sub>

Основным фактором эффективности процесса обогащения руды является наличие значительного различия по одному или нескольким физическим признакам между рудными и нерудными минералами. Гематит обладает слабомагнитными свойствами и имеет плотность  $5,2 \text{ г/см}^3$ , сопоставимой с плотностью магнетита, тогда как кварц и полевые шпаты относятся к немагнитным минералам со значением плотности  $2,65-2,7 \text{ г/см}^3$ .

Учитывая выявленные особенности вещественного состава, включающие текстуру, структуру и минеральный состав складированных хвостов обогащения АО «Олкон», раскрываемость рудных минералов – магнетита и гематита, высокую контрастность ценных и породообразующих минералов по плотностным и магнитным свойствам, обоснована комбинированная гравитационно-магнитная технология их обогащения. Она

Предусматривает использование операции дробления и измельчения в шаровой мельнице для уменьшения крупности хвостов и увеличения степени раскрытия рудных минералов с последующим обогащением подготовленного материала винтовой сепарацией и концентрацией на столе.

Винтовая сепарация обеспечила получение черного концентрата с содержанием  $\text{Fe}_{\text{общ.}}=25,5 \%$  при извлечении около  $70 \%$  и выходе более  $20 \%$  отвальных по содержанию железа хвостов. Дообогащение черного концентрата осуществлялось на концентрационном столе с выделением тяжелой фракции, содержащей более  $57 \%$  массовой доли железа, и хвостов. Разделение тяжелой фракции стола магнитной сепарацией при индукции поля около  $0,6 \text{ Тл}$  позволило повысить качество выделяемого магнитного продукта до  $61 \%$   $\text{Fe}_{\text{общ.}}$

Доводка промпродукта винтовой сепарации с массовой долей общего железа  $5,3 \%$ , подвергнутого доизмельчению для раскрытия рудных минералов их рядовых и бедных сростков, на концентрационном столе повысило на  $3,6 \%$  извлечение  $\text{Fe}_{\text{общ.}}$  в коллективный магнетит-гематитовый концентрат.

На основании выполненных исследований разработана технологическая схема переработки складированных отходов обогащения, позволяющая получать железорудный концентрат со средним содержанием более  $60 \%$   $\text{Fe}_{\text{общ.}}$  при извлечении  $43,2 \%$ , которая обеспечивает снижение техногенной нагрузки на природную среду.

УДК 669.213.4:542.67

**К.Д. Наумов, В.Г. Лобанов, М.Д. Заинтдинов**

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Уральский федеральный университет имени первого президента России Б.Н. Ельцина», Екатеринбург, Россия, [naumov.konstantin@urfu.ru](mailto:naumov.konstantin@urfu.ru)

## **ИЗУЧЕНИЕ ФИЛЬТРУЕМОСТИ ГРАНУЛИРОВАННОЙ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ ПРИ РАЗЛИЧНЫХ РЕЖИМАХ ПРИГОТОВЛЕНИЯ**

*The work refers to the gold hydrometallurgy, namely to heap leach processes. In this article filtration speed change investigation from granulation mode is presented. Filtration speed was changed by adding of cement, binding agents, lime.*

**Введение.** Гранулирование мелкодисперсных, глинистых материалов повсеместно применяется в золотодобывающей промышленности для интенсификации перколяции

цианистых растворов через штабель в операции кучного выщелачивания. Глины, препятствующие просачиванию раствора, могут присутствовать как в исходном сырье, так и образовываться при измельчении. Как правило, засыпка штабеля негранулированной руды приводит к сегрегации и прекращению какого-либо просачивания раствора через руду, на поверхности кучи образуются прудки, как следствие, процесс извлечения золота останавливается.

В данной работе изучено влияние различных режимов приготовления гранул шламистых золотосодержащих материалов методом фильтрации на нутч-фильтре. Исходным сырьём послужили хвосты бегунной фабрики, на которой перерабатывали руду с нескольких месторождений в северном Казахстане.

**Методика проведения.** Исходный материал, массой 200 г вместе с цементом загружались в гранулятор. Водный раствор (в части опытов с растворёнными в нём добавками) вводился к руде методом тонкого распыления для получения равномерно гранулированного материала с небольшим размером гранул.

Сформированные гранулы выдерживались в течение двух суток для схватывания цемента. Созревшие гранулы подвергались медленной агитации на валках в водном растворе при Ж:Т 3:1 для моделирования условий, при которых гранулы могут размокать, разрушаться, истираться и, как результат, терять возможность хорошо пропускать через себя раствор.

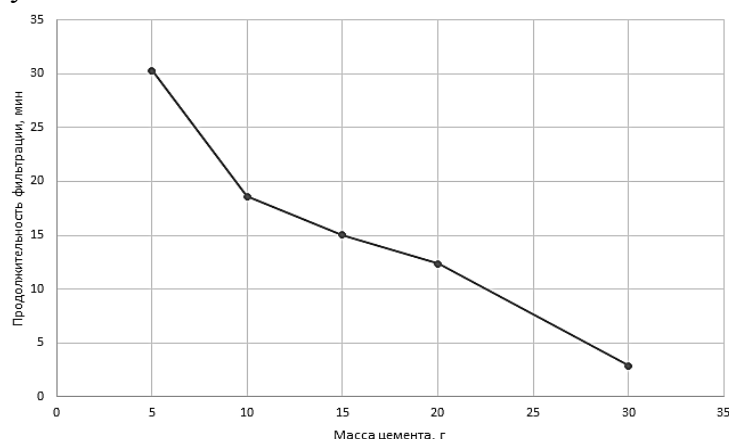
После агитации гранулы полностью выгружались на фильтр. Замерялась продолжительность фильтрации основного раствора (в общей сложности 600 мл).

Важно отметить, что исходный материал, без грануляции, фильтруется очень медленно, в описанных условиях время фильтрации основного раствора превышает 5 часов.

Грануляция без введения дополнительных добавок значительно упрощает фильтрацию раствора (рис. 1). Однако, для бедных по золоту материалов добавление цемента свыше 10 % (20 г на 200 г руды) может оказаться нерентабельным, поэтому, введение в систему различных добавок в небольшом количестве, которые значительно улучшают фильтрацию, может представлять интерес.

В работе изучено влияние таких добавок, как лигносульфонат и пластификатор CemPlast, которые могут выступать как дополнительное связующее вещество, а также извести (рис. 2). Результаты получены при содержании цемента 5 г на 200 г материала.

Обнаружено, что добавление лигносульфоната и пластификатора негативно сказываются на фильтрации. При увеличении их содержания скорость фильтрации падает. При этом добавление извести показало улучшение результатов, по сравнению с грануляцией без её участия.



*Рис. 1. Влияние содержания цемента на скорость фильтрации*

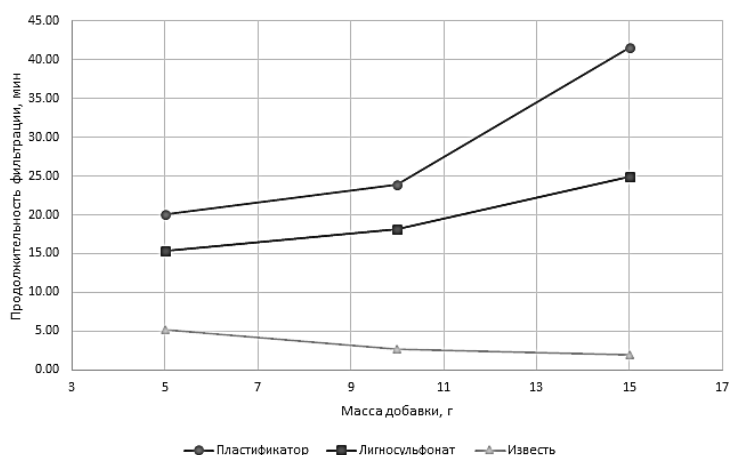


Рис. 2. Влияние добавок на скорость фильтрации

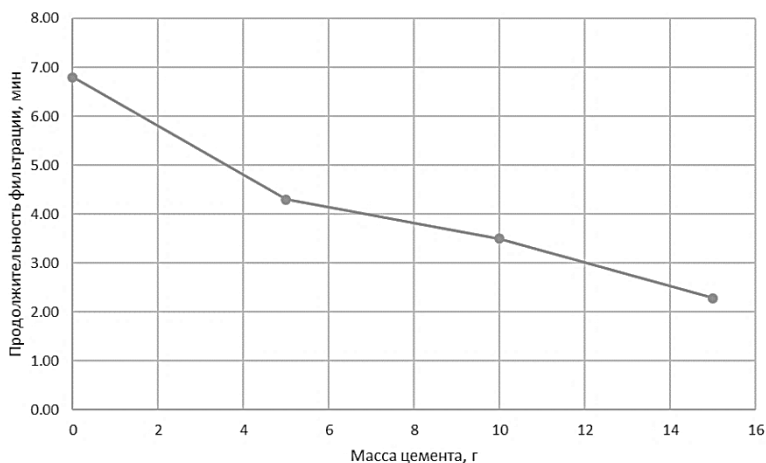


Рис. 3. Влияние изменения содержания цемента в присутствии извести

Было изучено изменение скорости фильтрации при уменьшении содержания цемента в навеске при среднем содержании извести (рис. 3).

Как видно из графика, изменение содержание цемента в изучаемой системе при наличии извести не сильно сказывается на результатах фильтрации, при чем, даже при отсутствии цемента фильтрация протекает интенсивно.

**Заключение.** Для изучаемого материала грануляция руды перед кучным выщелачиванием является обязательным переделом, поскольку в нём велико содержание глинистой фракции, которая препятствует просачиванию раствора. Добавление дополнительных связующих добавок, таких, как лигносульфонат и пластификатор замедляет просачивание раствора. Присутствие извести оказывает очень сильный положительный эффект, который сохраняется даже в том случае, когда цемент в систему не добавляется.

УДК 669.713.17

**И.В. Логинова, А.А. Шопперт, Доре Би1, Доре Би2**

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования  
Уральский федеральный университет имени первого Президента России Б.Н. Ельцина, Екатеринбург,  
Россия, *loginova\_irina@mail.ru*

## КОМПЛЕКСНАЯ ПЕРЕРАБОТКА ГВИНЕЙСКИХ БОКСИТОВ

*The studies on two-stage leaching of the Guinean red mud in dilute solutions of inorganic acids was conducted, which showed the possibility of transferring all the main components into solution with subsequent stepwise deposition in the form of valuable products. Thus the enhanced utilization of raw material can be achieved.*

Более 90 % глинозема во всем мире производится по способу Байера из высококачественных гиббситовых бокситов. Одним из основных поставщиков такого сырья в настоящее время является Африка. В таблице 1 представлен химический состав гвинейских бокситов, которые перерабатывались на заводе RUSAL FRUGUI S.A. по способу Байера.

Таблица 1

Химический состав гвинейского боксита  
перерабатываемого на заводе RUSAL FRUGUI S.A., %

Содержание %						
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	CaO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	TiO <sub>2</sub>	H <sub>2</sub> O	V <sub>2</sub> O <sub>2</sub>
60	1	0	6	3	29	0,080

В результате выщелачивания данного боксита при 108°C и содержании Na<sub>2</sub>O в обратном растворе – 180 г/дм<sup>3</sup> образовывался красный шлам (таблица 2), который отправляли на шламовое поле. Следует отметить высокое содержание в этом красном шламе глинозема и оксида железа.

Таблица 2

Химический состав гвинейского красного шлама, %

Содержание %						
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	CaO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	TiO <sub>2</sub>	Na <sub>2</sub> O	ППП
18,0±2	4,0±2,5	4,0±1,5	47,0±2,0	5,0±2,0	7,0±2,0	10,0±1,5

В настоящей работе проведены исследования по двухстадийному выщелачиванию указанного красного шлама в разбавленных растворах неорганических кислот, которые показали возможность перевода всех ценных компонентов в раствор с последующим их постадийным осаждением в виде ценных продуктов, таким образом может быть достигнуто повышение комплексности использования данного вида сырья и снижение экологической нагрузки на окружающую среду.

УДК УДК 669-154

**Б.В. Колмачихин, Н.М. Ипатов, А.В. Бусова, Д.А. Кунщиков**

ФГАОУ ВО «Уральский федеральный университет имени первого Президента России Б.Н. Ельцина», Екатеринбург, Россия, b.v.kolmachikhin@urfu.ru

### ИЗУЧЕНИЕ ПРОЦЕССА ОТСТАИВАНИЯ РАСПЛАВА МЕТОДАМИ ФИЗИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ

*Our work was devoted to settling processes studying after smelting of copper concentrate in top-submerged lance furnace using cold modelling method in water-oil system.*

Физическое моделирование с использованием подобранных на основе критериев подобия жидкостей – воды, насыщенной до предела растворимости солью NaCl (с плотностью  $1.2 \text{ г/см}^3$ ) и технического масла (плотностью  $0.84 \text{ г/см}^3$ ) – было применено для изучения процесса разделения массы после перемешивания дутьем через погружную фурму в плавильном агрегате типа TSL (печь «Аусмелт», «Айзасмелт»). Масштаб модели составлял 1:50 к реальному агрегату. Подобие устанавливалось через критерии Архимеда ( $Ar = idem$ ) и Рейнольдса ( $Re = idem \pm 15\%$  при  $Ar = idem$ ).

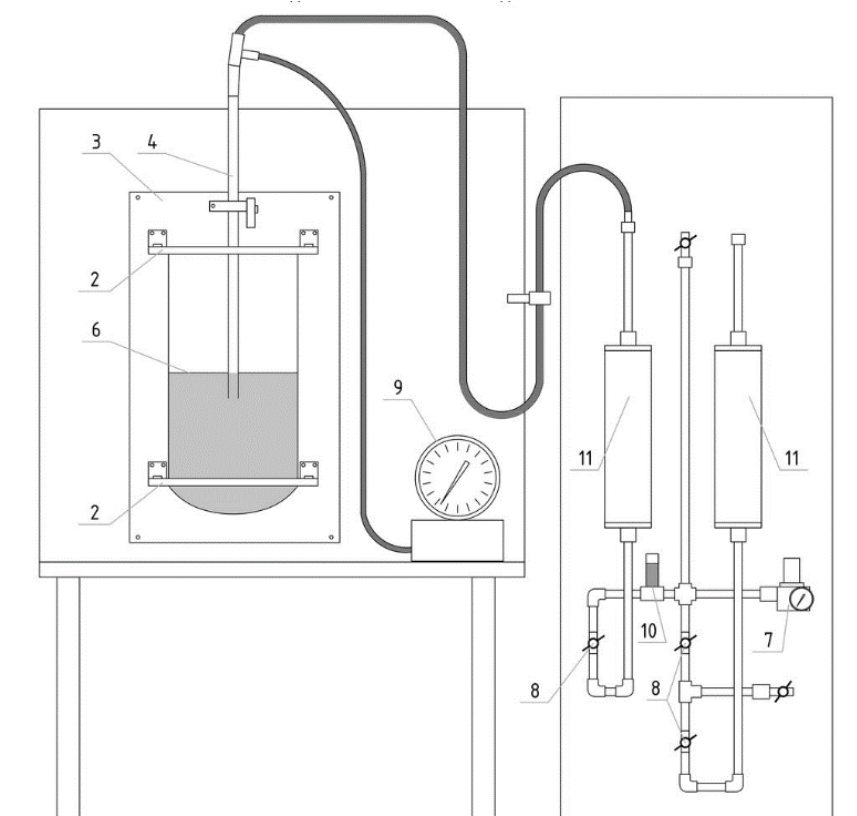


Рисунок. Схема установки для холодного моделирования: 1 – колба, 2 – бандаж, 3 – подвижная основа, 4 – фурма, 5 – ролики, 6 – модельная жидкость, 7 – редуктор, 8 – кран, 9 – манометр, 10 – аварийный клапан, 11 – ротаметр



В качестве варьируемых параметров выступали интенсивность дутья и высота заглубления фурмы в ходе продувки. Интенсивность продувки варьировали в пределах от 2.31 м<sup>3</sup>/ч до 9.57 м<sup>3</sup>/ч, высоту заглубления – от 25 до 45 мм. Схема установки, использованной в работе, приведена на рисунке.

Продувку осуществляли в течение 60 секунд, после чего посредством пробоотборника отбирали пробы с 4 уровней модельной установки – верхней границы ванны, середины слоя модельного шлака до перемешивания, верхней границы модельного штейна до перемешивания, середины слоя модельного штейна. Полученные пробы подвергали центрифугированию с целью ускорения разделения массы, после чего измеряли высоту слоев в отстоявшихся пробах и высчитывали долю модельного штейна на каждой из отметок.

По результатам проведенных опытов были получены данные о качестве перемешивания (равномерности соотношения шлака и штейна по всей высоте ванны после завершения продувки) и скорости отстаивания в различных режимах (доле штейна в слое шлака и доле шлака в глубине ванны).

Полученные результаты показывают, что увеличение заглубления фурмы на 15 % приводит к росту эффективности продувки и позволяет достигнуть качества перемешивания, идентичного получаемому в штатном режиме при на 10 % меньшем объеме подаваемого дутья. Отстаивание при этом протекает более полно, процент увлекаемого с легкой фазой штейна снижается.

Результаты проведенных опытов будут использованы для уточнения математической модели процесса отстаивания и при составлении рекомендаций по подбору оптимальных режимов работы плавильной печи.

УДК 669.2/8:66.061.34

**А.Е. Воробьев<sup>1</sup>, Т.В. Чекушина<sup>2</sup>, А.А. Щелкин<sup>3</sup>**

<sup>1</sup> Федеральное государственное автономное учреждение дополнительного профессионального образования «Институт повышения квалификации руководящих работников и специалистов топливно-энергетического комплекса» Минэнерго России, Москва, Россия, *fogel\_al@mail.ru*

<sup>2</sup> Федеральное государственное бюджетное учреждение науки «Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН», Москва, Россия

<sup>3</sup> ООС ТОО «Проектно-конструкторская организация», Степногорск, Казахстан

### **ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ОБОСНОВАНИЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ АКТИВИРОВАННЫХ ВЫЩЕЛАЧИВАЮЩИХ РАСТВОРОВ ПРИ АГИТАЦИОННОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ РУДЫ**

*Shows the results of a study of the influence of different oxidizing agents when the agitation leaching of ore with the use of the activated leaching*

В качестве выщелачивающего раствора использовали маточник сорбции молибденового производства. Результаты аналитических исследований выщелачивающего раствора представлены в табл. 1.

Таблица 1

## Анализ исходных растворов

Параметры раствора	pH	ОВП	U, мг/л	SO <sub>4</sub> <sup>-2</sup> , г/л
Маточник	2,85	620	1,0	21,6

Из литературных источников известны различные способы физической активации водных систем. Один из них – механическое воздействие, например, ударными волнами, ультразвуком.

Другие – воздействие магнитным полем, температурой и давлением, электрическим полем [1].

При обработке физическими методами водных систем происходят изменения их свойств: электропроводности, величины поверхностного натяжения, плотности, окислительно-восстановительного потенциала, водородного показателя pH.

Из перечисленных методов активации, наиболее эффективным, позволяющим четко и целенаправленно менять показатель концентрации ионов водорода pH, а также значение окислительно-восстановительного потенциала, является активация постоянным электрическим током, известная из литературных источников как электрохимическая активация.

Электрохимическая активация имеет много общего с электролизом растворов: при электролизе и электрохимической активации между двумя электродами через электролит пропускается постоянный ток. В зоне катода происходят процессы электрохимического восстановления, а в зоне анода – электрохимического окисления, т.е происходит изменение химического состава водных растворов [2].

Растворы после электрохимической активации сохраняют свои свойства довольно длительное время и получили название активированных, а выщелачивание полезных компонентов активированными растворами называют активационным выщелачиванием.

Варьируя электрические параметры, например, силу тока, напряжение и продолжительность воздействия, а также условия обработки, можно четко и целенаправленно менять в широких пределах значения pH и ОВП растворов, которые являются определяющими при управлении технологическим процессом выщелачивания.

Параметры электрохимической активации, а также аппаратное оформление процесса и технологических схем, находятся в прямой зависимости от солевого состава растворов.

При электрохимической обработке водных систем на поверхности анода проходит электрохимическая реакция выделения кислорода, которая и определяет окислительный потенциал анолита [3]:  $2H_2O \rightarrow O_2 + 4H^+ + 4e$

Механизм анодного выделения кислорода более сложен и менее изучен, чем механизм выделения водорода. Вероятным первичным процессом здесь является:

в кислом растворе – разряд молекул воды:  $H_2O + e \rightarrow H + OH$

в щелочном – разряд ионов гидроксила:  $OH - e \rightarrow OH$

Образующиеся радикалы весьма нестойки и превращаются в перекись водорода:  $2OH \rightarrow H_2O_2$  или распадаются с выделением атомарного кислорода:  $2OH \rightarrow H_2O + O$

Перекись водорода или атомарный кислород вступают во взаимодействие с поверхностью анода, образуя поверхностные окислы типа  $MexO_y$ . При распаде этих окислов происходит выделение молекулярного кислорода. Распад окислов является, по-видимому, замедленной стадией процесса, определяющей его скорость и соответственно величину перенапряжения при выделении кислорода.

При электрохимической обработке водных систем, характеризующихся наличием хлор-иона, на поверхности анода может проходить также реакция выделения хлора:  $Cl^- \rightarrow Cl_{(ад)} + e$ .

При электрохимическом выделении газообразного хлора, часть его растворяется в прианодном объеме с образованием хлорноватистой и соляной кислот по реакциям:  $Cl_{(ад)} + Cl^- \rightarrow Cl_2 + e$ .

Величина потенциала зависит также и от концентрации других ионов в растворах, способных сдвинуть равновесие в потенциалообразующей системе. В сернокислых оборотных растворах ими являются ионы железа, содержание которых колеблется в пределах 0,5-1,7 г/л.

При электрохимической обработке сернокислотных оборотных растворов в зоне анода происходит электроокисление железа двухвалентного по реакции:  $Fe^{2+} - e \rightarrow Fe^{3+}$ .

Таким образом, наличие в оборотных растворах хлор-иона и ионов железа при электрохимической активации их в зоне положительного электрода должно усиливать эффективность смещения значений pH в кислую область, и повышать значения ОВП за счет выделения на аноде, помимо атомарного кислорода, газообразного хлора и окисления железа (II), являющимися сильными окислителями [4].

Схема электролизера приведена на рисунке 1.

После сборки электролизера катодная и анодная камеры электролизера заполнялись маточником сорбции. Далее электролизер подключали к источнику питания постоянного тока и задавали определенную нагрузку для создания необходимого ОВП в анодной камере.

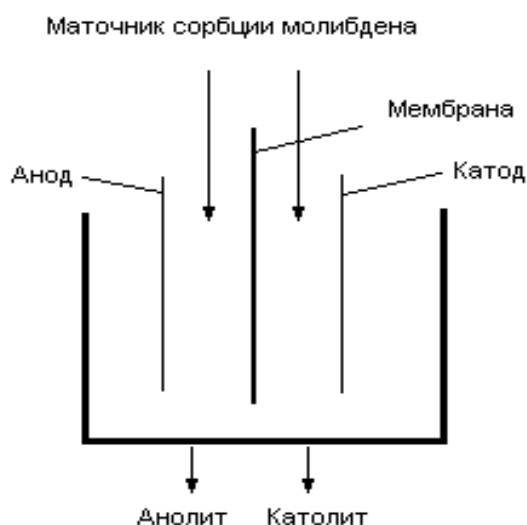


Рисунок. Схема электролизера

В качестве мембраны использовали катионообменную мембрану марки МКК-1, анода – графит, катода – свинец. Объем анодной и катодной камер – по 150 мл.

Параметры электрохимической обработки маточников сорбции: токовая нагрузка 1 А; напряжение 4 В; длительность обработки 1 час; плотность тока на электродах 200 А/м<sup>2</sup>.

После электролиза получили выщелачивающие растворы с исходными данными (табл. 2).

Таблица 2

Анализ полученных исходных растворов

Параметры раствора	Время электролиза, ч	pH	ОВП	Кислотность, г/л
Маточник	0,5	1,65	1060	4,165
Маточник	1	1,66	777	4,41

Таблица 3

Результаты агитационного выщелачивания с использованием активированного маточника

Параметры раствора	Время выщелачивания, ч	pH	ОВП	U, мг/л	CO <sub>3</sub> <sup>-2</sup> , г/л	HCO <sub>3</sub> <sup>-</sup> , г/л
активирование маточника в течение 0,5 часа						
Маточник pH=1,65; ОВП=1060; кислотность – 4,165 г/л	2	7,98	172	5,1	-	0,84
	2	7,86	143	5,4	-	0,84
активирование маточника в течение 1 часа						
Маточник pH=1,66; ОВП=777; кислотность – 4,41 г/л	2	7,05	346	15,0	-	0,84
	2	7,82	136	16,7	-	0,84
	2	7,4	258	11,5	-	0,84

Результаты анализов показывают, что после электрохимической обработки маточников сорбции получили раствор для выщелачивания, окислительно-восстановительный потенциал которого находился в пределах 700-1000 мВ, концентрация серной кислоты около 4 г/л. Из литературных данных выявлено, что увеличение ОВП растворов до 700-1000 мВ дает увеличение извлечения металла в раствор.

Проведены лабораторные эксперименты при следующих условиях: проба руды – И2 (содержание урана – 0,017 %), масса навески – 50 г, Ж:Т = 3, выщелачивающий раствор – маточник, активированный в электролизере в течение 0,5 и 1 часа:

Условия и результаты экспериментов представлены в табл. 3.

В результате проведенных опытов с маточником сорбции молибдена, активированным в электролизере продолжительностью 0,5 ч и 1 ч, извлечение урана в раствор составило 18,5 % и 76,1 %, соответственно. Очевидно, что продолжительность активации в течение 0,5 часов процесса электролиза недостаточна для эффективного извлечения урана в раствор.

Таким образом, применение маточника сорбции молибдена, активированного в электролизере при ОВП 700 – 1000 мВ, увеличивает степень извлечения в 1,4 раза.

#### Список использованных источников

1. Измайлов Н.А. Электрохимия растворов. Харьков: Издво ХГУ, 1959.
2. Воробьев А.Е., Чекушина Т.В. Классификация штабелей кучного выщелачивания металлов // Горный журнал. 1997. № 3. С. 36–42.
3. Фиошин М.Я., Смирнова М.Г. Электросинтез окислителей и восстановителей. Л.: Химия, 1981.
4. Кинетика процесса выщелачивания и пути его интенсификации / А.Е. Воробьев, А.А. Щелкин, Т.В. Чекушина, К.Г. Каргинов // IV Конгресс обогатителей стран СНГ Материалы конгресса: сб. 2003. С. 49–51.

УДК 620.193:544.6.076.324.4:546.62

**Е.А. Рябухин, В.В. Егоров, О.Ю. Маковская, С.В. Мамяченков**

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования Уральский федеральный университет им. первого Президента России Б.Н. Ельцина, Екатеринбург, Россия, e.ryabukhin@gmail.com

### ФТОРИДНАЯ КОРРОЗИЯ АЛЮМИНИЕВЫХ КАТОДОВ

*In this paper fluoride corrosion of aluminum was investigated. For demonstration of influence of fluoride ions on aluminum oxide film destruction the copper cementation was used. The influence of fluoride concentration on aluminum corrosion was shown. Effect of fluoride to aluminium molar ratio is considered.*

При электроэкстракции цинка металл осаждается на алюминиевые катоды с последующей ручной или автоматической сдиркой. При этом важно обеспечить формирование цинкового осадка, равномерно покрывающего основу и имеющего низкую адгезию по всей площади катода. Известно, что повышенное содержание фторид-ионов в электролите вызывает прикипание цинка к алюминиевым матрицам, вызывая, тем самым, эффект “трудной сдирки”. Фторидная коррозия алюминиевых матриц при электроэкстракции цинка представляет серьезную проблему, актуальную для цинкового производства. Содержание фторид иона в электролите поддерживают в пределах 20-50 мг/дм<sup>3</sup>. Более высокие концентрации фтора вызывают существенные нарушения режима работы электролизных цехов. Это выражается в необходимости применения “ручной” сдирки осадка, повторного растворения части цинка и приводит к деформации катодных матриц.

Предположительно, фтор-ионы находятся в растворе электролита в виде фтористого водорода и могут вступать в реакцию с оксидной пленкой на поверхности алюминиевого катода, разрушая ее и образуя растворимый фторид алюминия.



Термодинамические расчеты также подтверждают возможность протекания химических реакций между оксидом алюминия и фторидами с образованием трифторида алюминия:



$$\Delta H = -217,51 \text{ кДж};$$

$$\Delta S = 252,98 \text{ Дж/К};$$

$$\Delta G = -292,94 \text{ кДж}.$$

После разрушения пленки, алюминий начинает растворяться в серноокислом электролите с выделением водорода. Алюминий, контактируя с электролитом способен вытеснять водород и цветные металлы, в том числе цинк, из раствора. Стандартный электродный потенциал цинка  $\varphi_{\text{Zn}^{2+}/\text{Zn}}^0 = -0,76 \text{ В}$ , в то время как потенциал алюминия  $\varphi_{\text{Al}^{3+}/\text{Al}}^0 = -1,5 \text{ В}$ . В результате закономерно протекание следующей реакции:



В качестве модели для изучения фторидной коррозии алюминиевых катодов предложено использовать процесс цементации меди. Изучение количества и распределения восстановленной меди по поверхности исследуемого образца позволяет оценить влияние условий на скорость и площадь фторидной коррозии алюминия.

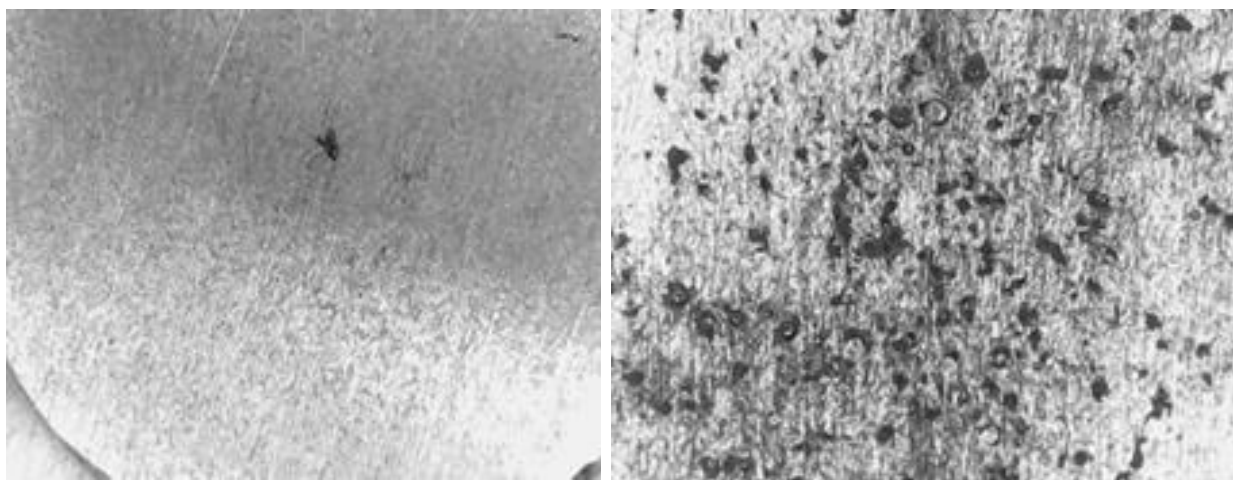
Цементацию проводили на алюминиевом вращающемся диске из раствора сульфата меди. Алюминиевый цилиндр помещали в оболочку из фторопласта таким образом, чтобы

открытая поверхность металла представляла собой диск. Затем рабочую поверхность полировали и оставляли обработанный алюминиевый диск на воздухе на 30 минут для формирования оксидной плёнки. Подготовленный рабочий образец приводили в контакт с фторсодержащим раствором в течение 30 минут. Затем поверхность алюминия быстро промывали дистиллированной и погружали в раствор сульфата меди, концентрацией 0,1 М. Концентрацию фтора в опытах варьировали в соответствии с матрицей планирования. Постоянными были следующие факторы: диаметр алюминиевого диска 7 мм, частота вращения диска 1000 об/мин, продолжительность цементации 30 мин, температура 25 °С.

В отсутствие фторид-ионов в растворе медь не цементируется (рис. 1, а), вследствие наличия оксидной пленки, изолирующей алюминий от раствора. Введение же в раствор фторид-иона провоцирует коррозию оксидной пленки и образование цементной меди на поверхности алюминия (рис. 1, б).

На рис. 2 представлены результаты опытов, показывающие зависимость количества цементированной на поверхности алюминия меди от концентрации фтора в растворе.

Согласно реакции 1, коррозия оксидной пленки и дальнейшие реакции между металлическим алюминием и компонентами раствора приводят к накоплению ионов алюминия в системе. Алюминий может присутствовать в растворе как в виде катиона  $Al^{3+}$ , так и в составе комплексных ионов, в том числе в соединении с фтором (фторалюминатных). С целью изучения влияния совместного присутствия алюминия и фтора была проведена серия опытов по цементации меди на поверхности алюминия в растворах, содержащих совместно ионы фтора и алюминия. Концентрация фтора 38 мг/дм<sup>3</sup>, алюминий вводили из расчета мольного отношения  $F^-/Al^{3+}$  от 1 до 6. Концентрация меди в растворах составляла 1 г/дм<sup>3</sup>. Время контакта алюминия с раствором составляло 30 минут.



а

б

Рис. 1. Фото поверхности диска (а) – без фтора, (б) – при  $[F^-] = 47,5 \text{ мг/дм}^3$

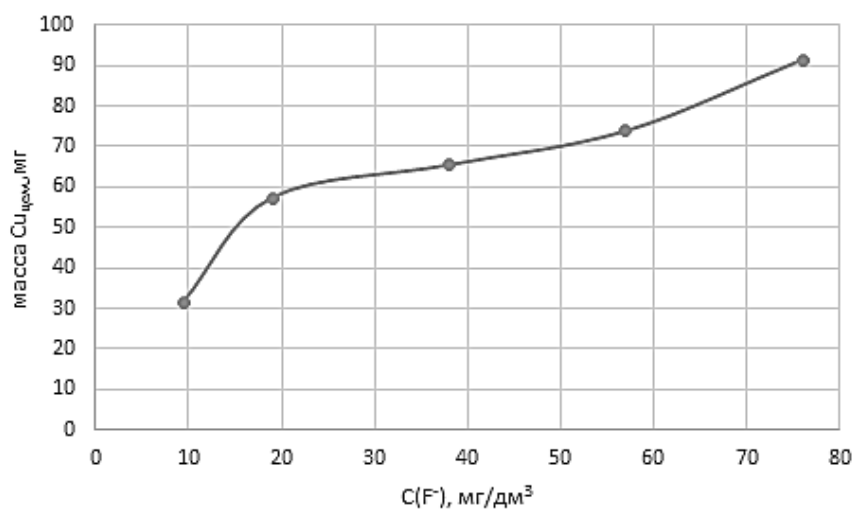


Рис. 2. Зависимость массы восстановленной меди от концентрации фтор-иона

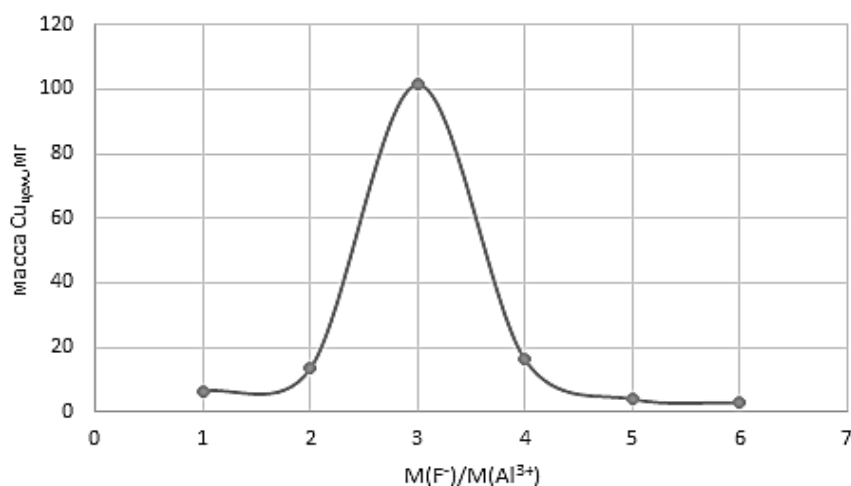


Рис. 3. Зависимость массы восстановленной меди от концентрации фтора и алюминия

В результате проведенных опытов было установлено, что наиболее активно цементация протекает при мольном отношении  $F^-/Al^{3+}$ , равном 3. Это можно объяснить максимальной концентрацией иона  $AlF_2^-$ , наиболее активно взаимодействующего с оксидом алюминия. В то же время падение интенсивности цементации меди при дальнейшем увеличении содержания алюминия может косвенно свидетельствовать о формировании анионных комплексов  $AlF_4^-$ ,  $AlF_5^{2-}$ ,  $AlF_6^{3-}$ .

### Выводы

В работе рассмотрено влияние ионов фтора на химическую устойчивость алюминия в растворах. Для демонстрации эффекта фторидной коррозии, влияющей на целостность оксидной пленки использован процесс цементации меди на алюминии.

Показана зависимость коррозии оксидной пленки от концентрации ионов фтора в растворе. Также рассмотрено влияние добавок алюминия, присутствующих в растворе совместно с ионами фтора.

## Секция 4. ПЕРЕРАБОТКА ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ. ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ И ЭКОНОМИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ

---

УДК 622.012:502.37

**О.Е. Горлова**

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», Магнитогорск, Россия, gorlova\_o\_e@mail.ru

### **АДАПТАЦИОННЫЙ ПОДХОД КАК ОСНОВАНИЕ РАЗРАБОТКИ ТЕХНОЛОГИЙ КОМПЛЕКСНОГО ОСВОЕНИЯ ТЕХНОГЕННОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ И РЕАБИЛИТАЦИИ НАРУШЕННЫХ ТЕРРИТОРИЙ ГОРНОПРОМЫШЛЕННЫХ РЕГИОНОВ**

*Adaptation approach to traditional separation process of enrichment is seen as a set of new technical and technological solutions for ore preparation and separation process, a qualitative change in the design parameters of processing equipment for maximum adaptation processes of deep and complex processing of mineral raw materials to the specific characteristics of the refractory mineral complexes technogenic origin.*

При оценке минерально-сырьевой базы страны и анализе тенденций российского рынка минерального сырья много внимания уделяется, в том числе, и запасам, содержащимся в сырье техногенного происхождения в виде заскладированных отходов добычи, обогащения, переработки первичного сырья. Ресурсный потенциал техногенных объектов на территории России во многих случаях оценен с точки зрения их размеров, объемов техногенного сырья в них, запасов и ресурсной ценности содержащихся в них рудных и нерудных компонентов. Как правило, такая оценка проводится для техногенных образований какого-то конкретного предприятия или отрасли в целом, либо для техногенных объектов области или региона. Например, подсчитано, что в отходах медной, оловянной, алюминиевой, свинцово-цинковой, никель-кобальтовой, вольфрамо-молибденовой подотраслей промышленности содержится более 8,0 млн т меди, 9,0 млн т цинка, 1,0 млн т свинца, 2,5 млн т никеля, 33,5 млн т  $Al_2O_3$ , 600 тыс. т олова, 200 тыс. т молибдена, около 2тыс. т золота и 12 тыс. т серебра. А всего на территории РФ в отвалах и хвостохранилищах накоплено свыше 100 млрд. т твердых отходов с ежегодным приростом около 5 млрд т отходов производства и потребления, из которых свыше 90 % формирует деятельность предприятий, связанная с добычей полезных ископаемых. Общеизвестным считается факт, что техногенное минеральное сырье – это конкурентоспособный, перспективный, постоянно пополняемый минеральный ресурс.

Другим фактом является существование большого количества разработок по доизвлечению черных, цветных, редких, благородных, металлов и других ценных минеральных образований из горно-промышленных отходов и использования их нерудной части для производства строительных материалов и т. п. Но, несмотря на то, что освоение значительного ресурсного потенциала минерального сырья техногенного происхождения могло бы стать самостоятельным направлением в горнодобывающей отрасли и одновременно помогало бы решать проблемы,



связанные с реабилитации нарушенных территорий горнопромышленных регионов, широкой практики вовлечения его в переработку на сегодняшний день нет. Имеются только отдельные примеры вовлечения в промышленную переработку техногенных месторождений и, как правило, в тех случаях, когда предприятие сталкивается с дефицитом или полным отсутствием первичного минерального сырья.

Одной из причин такого положения можно считать отсутствие системного методологического подхода к управлению техногенными минеральными ресурсами, с одной стороны, именно как к составной части минерально-сырьевой базы страны, с другой стороны, – как к объектам обогащения на основе разделительных признаков. К особенностям техногенных минеральных ресурсов, затрудняющим их переработку по традиционным схемам обогащения минерального сырья, можно отнести следующие: низкая степень разведанности, хаотичное распределение слагающих компонентов; сложный химический, минералогический, петрографический составы; содержание гораздо большего количества минералов, появление новые минеральных образований в результате обогатительной или металлургической переработки, техногенеза; изменение в широких пределах технологических свойств и морфометрических параметров минеральных составляющих, тонкая и тонкодисперсная вкрапленность, наличие сложных структур замещения минеральных зерен, существенные различия в характере вкрапленности, взаимопрорастания индивидов, в размерах и морфологии частиц; постоянная потеря исходного качества техногенных минеральных ресурсов под влиянием природных факторов при их долговременном хранении; нивелирование физических и физико-химических свойств рудообразующих минералов, в первую очередь плотностных и магнитных в результате смешивания и длительного хранения минералов в составе отходов. Техногенные ресурсы в большинстве случаев характеризуются всё-таки более низким качеством, меньшим содержанием ценных компонентов по сравнению с рудами, а, следовательно, большим количеством отходов при повторной переработке. Следовательно, техногенные минеральные ресурсы нужно отнести к труднообогатимым объектам, переработка которых по технологическим схемам, которые являются простым сочетанием физических и физико-химических процессов разделения, будет малоэффективной. Поэтому проводятся теоретические и экспериментальные исследования по созданию основ адаптационного подхода к технологическим процессам переработки вторичного металлсодержащего сырья как с позиции ресурсосбережения и разработки разветвлённых технологических схем извлечения ценных компонентов из горнопромышленных отходов, так и с позиции снижения их негативного влияния на экологическую обстановку и организации принципиально новых процессов комплексного извлечения загрязняющих компонентов из горнопромышленных отходов с получением безопасных твёрдых отходов.

Адаптационный подход представляет собой поэтапное, многоуровневое, продуманное движение от глубокого всестороннего изучения техногенного сырья с учетом его происхождения (генезиса) и выявления его технологических особенностей, до качественного изменения технологических решений по рудоподготовке и обогащению, конструктивных параметров обогатительного оборудования и построению оптимальных топологий технологических схем переработки техногенного сырья. При таком подходе техногенные минеральные ресурсы рассматриваются как сложный объект с наличием большого количества признаков в обстановке неопределенности среды и самого объекта, а адаптация – как процесс приспособления системы управления к специфическим свойствам объекта и окружающей среды, который имеет несколько иерархических уровней, соответствующих различным этапам управления сложным объектом.

Адаптационный подход к разработке технологий комплексного освоения техногенного минерального сырья с максимально полным извлечением полезных компонентов должен включать несколько последовательных этапов. *Ресурсная оценка техногенного минерального*

*сырья* предполагает определение типа, вида техногенного минерального образования, количественных и качественных показателей, горнотехнических, экологических условий хранения, параметров воздействия на окружающую природную среду, возможных направлений использования. Производится анализ потерь ценных компонентов при переработке первичного минерального сырья по исходной (базовой) технологии.

Этап *минералого-технологической оценки техногенного сырья* обеспечивает получение максимально полной, всесторонней, достоверной информации о составе, строении и технологических свойствах техногенного минерального сырья при комплексировании всех доступных современных минералого-аналитических методов. Производится изучение взаимосвязи структурного, вещественного и фазового состава сырья с его технологическими свойствами; генетических особенностей минерального вещества и закономерностей преобразования технологических свойств минеральных ассоциаций в процессе формирования техногенных образований и долговременного хранения техногенных ресурсов.

*Исследование техногенного сырья на обогатимость* рассматривается как этап характеристики раскрытия фаз при применении физических и химических процессов разделения, концентрации минералов техногенного происхождения; оценки эффективности традиционных методов обогащения и пригодности техногенного сырья к решению конкретной технологической задачи. Определяются границы применимости физических и химических процессов разделения, концентрации минералов техногенного происхождения и эффективности традиционных методов обогащения техногенного сырья. Производится оценка возможности целенаправленного изменения технологических свойств минеральных компонентов и выявленных особенностей минеральных комплексов техногенного происхождения, увеличения контрастности свойств путем различных видов воздействий, силовых полей и излучений для повышения эффективности разделительных процессов и базовых технологии извлечения компонентов.

В результате проведения исследований на обогатимость не достигается уровня, необходимого для выработки и реализации системных решений по реализации глубокой и комплексной переработки техногенного сырья. Для преодоления этого ограничения вводится этап *теоретической оптимизации* с использованием результатов полученных на предыдущих этапах и известных уравнений математического описания разделительных процессов для моделирования процессов и получения данных, которые невозможно получить непосредственно в ходе лабораторных экспериментов, ввиду сложности и многофакторности разделительных процессов и при неизбежном варьировании свойств сырья.

На *адаптационном этапе* разрабатываются новые технические и технологические решения по рудоподготовке и селективной дезинтеграции, по адаптация существующего разделительного процесса или комбинации процессов, режимных параметров процесса, реагентного режима и т. п. Производится адаптация конструктивных параметров аппаратов к выявленным особенностям технологических свойств минерального сырья техногенного происхождения для повышения технологической и экономической эффективности его переработки. Разрабатывается ресурсосберегающая технология переработки техногенного металлсодержащего сырья и её аппаратурное оформление. Проводится экологическая и экономическая оценка эффективности разработанных технологических решений и выбор стратегии обращения с техногенным ресурсом.

Таким образом, адаптационный подход рассматривается как основание для разработки новых технологий комплексного освоения минерального сырья техногенного происхождения и ввода в эксплуатацию ранее не используемых георесурсов, что в конечном итоге обеспечит окупаемость переработки техногенного сырья, максимально полное использование его ресурсного потенциала и снижение экологической напряженности в регионах с развитой горно-добывающей и металлургической промышленностью.

УДК 622.012.002.8

**Л.В. Шумилова**

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Забайкальский государственный университет, Чита, Россия, [shumilovalv@mail.ru](mailto:shumilovalv@mail.ru)

## **ИНТЕГРИРОВАННАЯ ТЕРРИТОРИАЛЬНАЯ СИСТЕМА ПО УПРАВЛЕНИЮ ОТХОДАМИ ПРОИЗВОДСТВА ГОРНОРУДНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ ЗАБАЙКАЛЬСКОГО УЧАСТКА ЗОНЫ БАМ**

*Considered the hierarchy of waste management the mining industry. The location of areas of future development of the mining complex in Zabaykalsky Krai. Examples of Integrated territorial system of waste management of production based on advanced production and technological linkages of mining enterprises of the TRANS-Baikal section of the BAM zone and cooperation of the construction industry with mining.*

По данным ЮНЕСКО, в мире ежегодно извлекают из недр более 120 млрд. т руд, горючих ископаемых, другого сырья (20 т сырья на каждого жителя планеты). По масштабам извлекаемого и перерабатываемого сырья, хозяйственная деятельность человека превзошла вулканическую (10 млрд. т в год) и, размыв суши всеми реками мира (25 млрд т в год). Суммарная ценность накопленных извлекаемых металлов в горнопромышленных отходах по ориентировочной оценке подчас сопоставима с ценностью потенциальных ресурсов минерального сырья в недрах и более чем в 4 раза превышает ценность идентифицированных ресурсов или известных запасов в недрах, которые пока не используются. В мире отходы горного производства перерабатываются пока не слишком эффективно. Достаточно сказать, что каждый год на долю процесса обогащения в среднем приходится 80 % свежих отходов от общего количества рядового угля и руд, подвергающихся обработке.



Иерархия управления отходами – универсальная модель обращения с любым видом отходов представляет собой классификацию действий с отходами по степени их приоритетности и построена на следующих принципах: предотвращение или снижение образования отходов; разделение отходов у источника их образования; вторичное использование отходов путём возврата в производственный процесс; рециклинг – обработка отходов с целью получения из них новых видов сырья или продукции; обезвреживание отходов с целью снижения их опасности для природной среды; захоронение отходов – наименее предпочтительная альтернатива управления отходами.

Основным источником опасности для населения и природной среды является незамкнутость создаваемых хозяйственной деятельностью техногенных потоков вещества, что приводит к нарушению биосферного равновесия. Биосфера создала биотические механизмы ликвидации отходов собственной жизнедеятельности. Кроме того, она способна разрушать многие вещества искусственного происхождения. Создать искусственную систему, в которой бы вращались вещества техногенного происхождения, равную по эффективности биосфере, означает создать другую систему, которая заменит биосферу. Это противоречит законам развития, поскольку любая новая система должна включать в себя старую в снятом виде. Кроме того, это просто невозможно в те сроки, которые отведены человечеству на решение его экологических проблем.

В Забайкальском крае за многие десятилетия накоплено около 2,9 млрд. тонн различного техногенного материала и ситуация с образованием, использованием, обезвреживанием,

хранением и захоронением отходов продолжает оставаться весьма сложной. Виды и величина отходов, имеющих в Забайкальском крае, определяются приоритетным развитием горнодобывающей и горно-перерабатывающей промышленности. Так, например, на территории Забайкальского края в 2015 году образовалось 372,5378 млн т отходов, в 2014 году – 148,579 млн т отходов, что на 30,482 млн т больше по сравнению с 2013 годом. Основная масса отходов 4 и 5 классов опасности приходится на предприятия, добывающие полезные ископаемые, оказывающие негативное воздействие на экологию региона.

Поэтому богатые минерально-сырьевые ресурсы Забайкальского края, не только текущей добычи и переработки, но и перспективные, следует рассматривать как объекты существующих и потенциальных отходов горного производства, которые должны учитываться в Концепции обращения с отходами производства в Забайкальском крае. Расположение районов перспективного развития горнопромышленного комплекса в Забайкальском крае представлено на рис. 1.

-  **Юго-Восточный район**
- Строящаяся железная дорога  
Нарын – Лугокан (375 км)
1. Быстринское (Cu, Au, Fe)
  2. Култуминское (–//–)
  3. Лугоканское (–//–)
  4. Бугдаинское (Mo)
  5. Ново-Широкинское (Pb, Zn, Au, Ag)
  6. Березовское (Fe)
  7. Харанорский угольный разрез
-  **Северный район (зона БАМ)**
8. Удоканское (Cu, Ag)
  9. Чинейское (Fe, Ti, V, Cu, Co, МПГ)
  10. Катугинское (Ta, Nb, Zr, TR)
  11. Южно-Сулуматское (Fe)
  12. Апсатское (уголь)
  13. Читкандинское (уголь)
  14. Голевское (K, Al)
  15. Курунг-Юряхское (Au)
  16. Таллаи-Бахтарнакское (Au)
  17. Шаманское (хромиты)

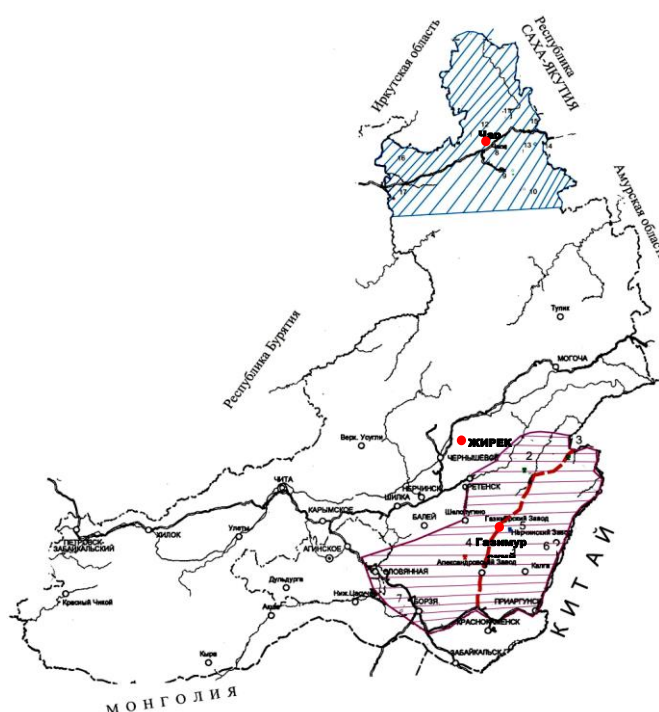


Рис. 1. Расположение районов перспективного развития горнопромышленного комплекса в Забайкальском крае

Наибольшую опасность представляют отходы полиметаллических руд. Большинство из них содержит опасные элементы (свинец, кадмий, цинк, медь и другие тяжелые металлы). На территории Забайкальского края тридцать три хвостохранилища. Из них восемь бесхозные и представляют серьезную опасность для здоровья человека и окружающей среды. Они загрязняют земли, поверхностные и подземные воды токсичными веществами, хотя все хвостохранилища построены с соблюдением строительных норм и правил (СНиП).

Для бесхозных хвостохранилищ, в дальнейшем, необходима их консервация, так как предприятия, деятельность которых послужила накоплению отходов, ликвидированы, а содержание полезных компонентов в отходах иногда выше, чем в недрах отработываемых ныне месторождений. Несовершенство технологии, мономентальный подход к освоению недр привели к тому, что эти отходы, по сути, являются добытой из недр и измельченной рудой. В ряде случаев

извлечение основного компонента не превышало 50 %, а попутные компоненты совершенно не извлекались. Не извлеченные в процессе обогащения компоненты, вследствие резкого изменения физико-химической обстановки, становятся подвижными и под воздействием водной и ветровой эрозии оказывают негативное воздействие на окружающую среду.

Анализ полученных материалов показывает, что все техногенные образования горнорудных предприятий, можно грубо разделить на две группы. К первой группе следует отнести менее экологически опасные породы вскрыши, на долю которых приходится 86,4 % всех объемов техногенных образований края. Основная масса этих скоплений образована деятельностью угледобывающих предприятий (91,4 %), среди которых ведущее место занимает Харанорский разрез. Все остальные отходы отвалов бедных и некондиционных руд (4,7 %) продукты химической переработки (2,25 %) – можно условно объединить во вторую группу. Данная группа объединяет всего 13,2 % (более 1380 млн т.) объёма техногенных скоплений, тем не менее, именно они представляют наибольший интерес как объекты для получения дополнительной продукции и прибыли, также, как и объекты повышенного негативного воздействия на окружающую среду.

Предварительный анализ показывает, что около 300 млн т. (79 %) отходов второй группы могут быть использованы для повторной переработки при условии усовершенствования технологии обогащения и извлечения полезных компонентов. Вторичные отходы в большинстве случаев могут использоваться в строительной индустрии

Программа «Управление отходами производства на предприятии», разрабатываемая сотрудниками и, подбираемая в зависимости от специфических особенностей и пожеланий предприятия, поможет создать природопользователю действующий и эффективный механизм удаления отходов. Предельное накопление количества отходов на территории предприятия, которое одновременно допускается размещать на его территории, определяется предприятием в каждом конкретном случае на основе баланса материалов, результатов инвентаризации отходов с учетом их макро- и микросостава, физико-химических свойств, в том числе агрегатного состояния, токсичности и уровней миграции компонентов отходов в атмосферный воздух.

Одним из основных направлений программ утилизации отходов должно быть накопление местного опыта. Осуществляя недорогие проекты в небольших масштабах, например экспериментальные программы отдельного сбора и переработки вторичного сырья, власти и общественность могут расширить свой опыт в областях, с которыми они прежде были незнакомы. Проектно-конструкторская и технологическая документация (как для вновь строящихся предприятий, так и для уже существующих) должна охватывать весь цикл обращения с отходами и опираться на уже разработанные и/или внедренные новейшие технологические процессы переработки отходов, а также предусматривать заключение договоров с лицензированными предприятиями, занимающимися их переработкой.

Поскольку экономическая система является открытой, надо рассмотреть баланс потоков вещества и энергии через ее границу: потоки из среды в систему и потоки из системы в среду. Открытая система образует со средой надсистему, состоящую из рассматриваемой системы и части окружающей среды, обеспечивающей систему ресурсами. От устойчивости этой надсистемы зависит устойчивость самой открытой системы.

Построение интегрированной территориальной системы по управлению отходами с включением в нее различных по функциям предприятий подразумевает организацию системы их экономических взаимоотношений, основанную на принципе хозяйственного расчета – самофинансирования. Пример Интегрированной территориальной системы по управлению отходами производства на основе перспективных производственных и технологических связей горнорудных предприятий Забайкальского участка зоны БАМ представлен на рис. 2.

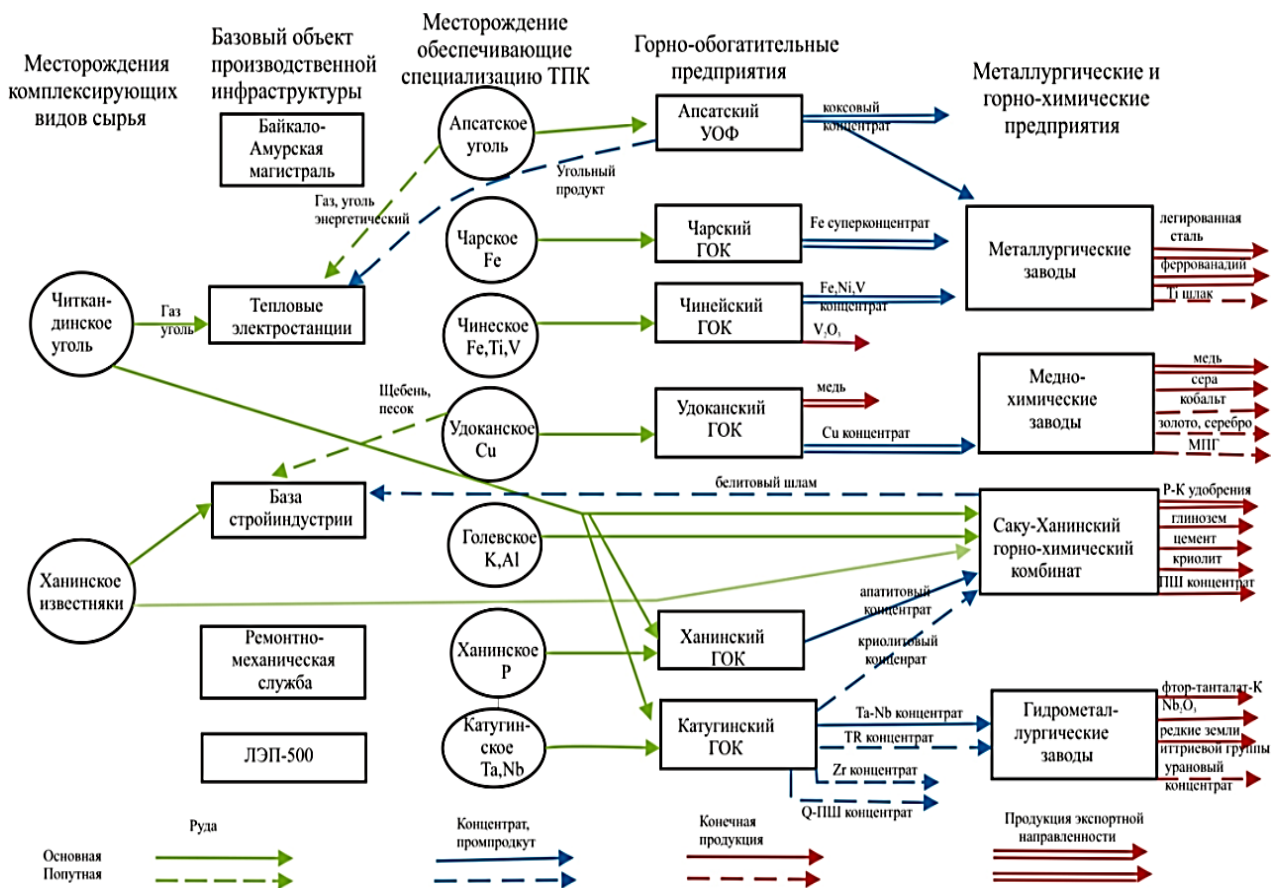


Рис. 2. Интегрированная территориальная система по управлению отходами производства на основе перспективных производственных и технологических связей горнорудных предприятий Забайкальского участка зоны БАМ



Рис. 3. Технологический процесс по дроблению базальтов для строительства автомагистрали посредством кооперации стройиндустрии с горнодобывающими и горно-перерабатывающими предприятиями, горно-химическими комбинатами

В качестве примера кооперации стройиндустрии с горнодобывающими и горно-перерабатывающими предприятиями, горно-химическими комбинатами Забайкальского края приведён технологический процесс по дроблению базальтов для строительства автострады (рисунок 3).

Таким образом, устойчивость эколого-экономической системы может быть достигнута в условиях сложившихся производственных структур посредством поиска и реализации таких методов управления этими структурами, которые заставят предприятия взаимодействовать с биосферой с наименьшим вредом для нее, т. е. минимизировать количество производственных отходов. Это означает создание эффективного экономического механизма управления отходами, появится возможность придать процессам, вызывающим изменения в биосфере, управляемый характер, тем самым сохранив ее устойчивость.

УДК 676.08

**А.В. Богданов, К.В. Федотов, А.С. Шатрова**

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Иркутский национальный исследовательский технический университет», Иркутск, Россия, [unicorn1990@rambler.ru](mailto:unicorn1990@rambler.ru)

### **ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ЗОЛ ШЛАМ-ЛИГНИНА ПРОИЗВОДСТВ ЦЕЛЛЮЛОЗНО-БУМАЖНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ В КАЧЕСТВЕ СЫРЬЯ ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ СТРОИТЕЛЬНЫХ МАТЕРИАЛОВ**

*The article discusses the possibility of using waste products of «Baikal Pulp and Paper Mill» and «Selenginsk Pulp-and-Cardboard Combine» as raw materials to produce sulfate-containing cement. The study of the produced mixture found that the obtained sample was corrosion resistant in sulfate medium, and fits for the M400 cement.*

Ежегодно на территории РФ образуется около 6 млрд тонн отходов, при этом перерабатывается около 40 %. Отходы, места их складирования и захоронения негативно воздействуют не только на объекты окружающей среды, но и на состояние здоровья населения. При этом отходы физико-химической очистки сточных вод целлюлозно-бумажной промышленности (ЦБП), представленные, как правило, коллоидными осадками шлам-лигнина вносят огромный вклад в основную массу отходов, которые до настоящего времени не утилизированы. На предприятиях Байкальского региона, расположенных в районах прибрежной зоны озера Байкал, Братского и Усть-Илимского водохранилищ, складировано более 30 млн м<sup>3</sup> осадка – многотоннажного экологического балласта, наносящего огромный ущерб окружающей среде региона.

Согласно государственному докладу «О состоянии озера Байкал и мерах по его охране» результаты мониторинга подземных вод по сети скважин, контролирующей территорию ОАО «СЦКК» с 1984 г., показывают стойкое их загрязнение сульфатом при концентрации от 50-100 до 1400 мг/дм<sup>3</sup>. Сульфатное загрязнение сопровождается повышенными концентрациями в подземных водах хлорида, натрия и других макрокомпонентов с увеличением минерализации (по сухому остатку) до 2000 мг/дм<sup>3</sup> и более. В подземных водах обнаруживаются лигнин и талловое масло; прогрессирует их загрязнение нефтепродуктами, связанное с инфильтрацией

сточных вод, содержащих нефтепродукты в концентрациях до 14,0 мг/дм<sup>3</sup>. Такие результаты говорят о том, что карты-накопители, в которых складированы отходы не герметичны и загрязняющие вещества поступают в объекты окружающей среды. В лаборатории экологического мониторинга природных и техногенных сред ФГБОУ ВО «ИРНИТУ» № РОСС RU.0001.518897 проводился мониторинг объектов окружающей среды в районе промышленной площадки карт-накопителей ОАО «БЦБК» (Солзанская площадка). Было установлено, что содержание загрязняющих веществ на порядок превышают нормативные показатели и региональной фон химических элементов, содержащихся в почвах района Южного Прибайкалья. При этом все образцы почвы, которые были исследованы, имеют суммарный показатель загрязнения больше 16, что относит их к умеренно-опасной категории и, согласно МУ 2.1.7.730-99, ведет к повышению уровня общей заболеваемости населения. Проведенные исследования почвы на ее токсичность на трех тест-объектах – *Lepidium sativum*, *Chlorella vulgaris* Beijer и *Daphnia magna* Straus определили ее как среднетоксичную.

Руководствуясь Федеральным законом №89-ФЗ от 24 июня 1998 года "Об отходах производства и потребления" отходы, содержащиеся в картах-накопителях, необходимо рассматривать как техногенное сырье, подлежащее переработке с целью получения из них ценных компонентов. Наиболее перспективным направлением переработки шлам-лигнина может служить использование его золы для получения строительных материалов (патент №2552288) или сорбента (патент №2136599). Возможность рекуперации обусловлена тем, что в состав зол шлам-лигнина входит большое количество оксида алюминия. В состав золы шлам-лигнина ОАО «БЦБК» входят в %: Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> – 74-75; Fe общ. – 3-3,4; CaO – 3-3,4; K<sub>2</sub>O – 0,7-0,9; Na<sub>2</sub>O – 0,9-1,0; SiO<sub>2</sub> – 6-6,2. Компонентный состав золы ОАО «СЦКК» аналогичен составу золы шлам-лигнина ОАО «БЦБК», различие лишь в количественном содержании в %: Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> – 60; SiO<sub>2</sub> – 10; Feобщ – 9,5; CaO – 5,5.

Были выполнены исследования по получению цементных образцов с добавлением золы шлам-лигнина, получен патент № 2552288. Предложенная технология позволяет утилизировать не только отходы ОАО «БЦБК» и ОАО «СЦКК», но также и отходы ООО «Усольехимпром» и ОАО «АЭХК», поскольку они также входят в состав сырьевой смеси. Для изучения состава полученного материала был проведен его рентгенофазовый анализ. Установлено, что в состав сырьевой смеси входят сульфоалюминат кальция (Ca<sub>4</sub>(Al<sub>6</sub>O<sub>12</sub>)SO<sub>4</sub>), который повышает скорость твердения цемента, а также является расширяющей добавкой и флюорэлластадит Ca<sub>10</sub>(SiO<sub>4</sub>)<sub>3</sub>(SO<sub>4</sub>)<sub>3</sub>F<sub>2</sub>, который повышает его прочность. В ходе испытаний полученных образцов установлено, что после семидневного затворения цемента его прочность составила 87,9 мПа. Полученный цемент по прочности соответствует марки М400. Сырьевая смесь является стойкой к коррозии в сульфатной среде, коэффициент коррозионной стойкости превышает 0,85 отн. ед.

На кафедре обогащения полезных ископаемых и охраны окружающей среды ФГБОУ ВО «ИРНИТУ» разработана рекуперативная технология естественного вымораживания и переработки осадков карт-накопителей ОАО «Байкальский ЦБК», которая прошла успешные опытно-промышленные испытания и по своим технико-экономическим и экологическим характеристикам является наиболее приемлемой при реализации ФЦП «Охрана озера Байкал и социально-экономическое развитие Байкальской природной территории на 2012- 2020 годы». Использование предлагаемой технологии переработки осадков шлам-лигнина ОАО «Байкальский ЦБК» и ОАО «Селенгинский ЦКК» позволит не только решить одну из наиболее важных экологических задач этих регионов, но и получить востребованный товарный продукт – коррозиестойкий цемент марки М400, не уступающий по своим свойствам аналогам.



УДК 622.7:622.343

**Г.Ж. Абдыкирова, С.Б. Дюсенова, Г.А. Тойланбай, А.К. Сугурбекова**  
 АО «Институт металлургии и обогащения», Алматы, Казахстан, *abdgul@mail.ru*

## **ФЛОТАЦИЯ МЕДЬСОДЕРЖАЩЕГО ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ С ПРИМЕНЕНИЕМ ДВУХ ВСПЕНИВАТЕЛЕЙ**

*Laboratory flotation studies of copper-bearing tailings of the Zhezkazgan concentrating mill showed that when the primary tailings are crushed to 85-90 % of a particle size class of -0.071 mm according to a scheme including basic, control and four clean-ups of flotation, rough copper concentrate with a copper content of 9.45 %.*

Учитывая масштабы потерь цветных металлов в процессе обогащения, истощение запасов и снижение качества руд, хвосты обогащения можно рассматривать как дополнительный источник полезных ископаемых, несмотря на более низкое по сравнению с рудой содержание в них ценных компонентов. Вовлечение их в переработку позволит расширить сырьевую базу страны и снизить техногенную нагрузку на окружающую среду.

Анализ отвальных хвостов действующих обогатительных фабрик цветной металлургии показал, что основные потери ценных компонентов связаны с крупными классами хвостов + 0,1 мм. Поэтому для доизвлечения металлов из крупных фракций наиболее перспективным считается технология с предварительной классификацией хвостов, последующим измельчением песковой фракции и флотацией. Этот способ доизвлечения металлов из хвостов был запроектирован и осуществлен на Алмалыкской медной фабрике (Узбекистан). Из-за низких экономических показателей была прекращена дофлотация меди из отвальных хвостов Балхашской медной фабрики, на которой проводилась флотация недоизмельченной песковой фракции.

В связи с этим все более актуальной и острой становится проблема разработки технологии переработки медьсодержащего техногенного сырья. В шламохранилище Жезказганской обогатительной фабрики складировано громадное количество хвостов.

В данной работе показаны результаты флотационного обогащения хвостов Жезказганской обогатительной фабрики в лабораторных условиях. Исследование гранулометрического состава медьсодержащего техногенного сырья велось на пробе хвостов жезказганской обогатительной фабрики (ЖОФ-1,2). Хвосты ЖОФ-1,2 представляют собой материал крупностью –0,1 мм и характеризуются сложным вещественным составом. Содержание меди составляет 0,12 %. Гранулометрическая характеристика исследуемых хвостов ЖОФ-1,2 и химический состав приведен в табл. 1 и 2, соответственно.

Таблица 1

Распределение меди и серебра по классам крупности

Наименование продукта	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
		Cu	Ag	Cu	Ag
+0,071	44,52	0,14	3,00	56,05	52,75
-0,071 +0,05	9,24	0,10	2,00	8,31	7,3
-0,05 +0,02	19,93	0,08	2,00	14,34	15,74
-0,02 +0	26,31	0,09	2,33	21,3	24,21
Итого	100,0	0,111	2,53	100,0	100,0

Полученные результаты распределения меди и серебра по классам крупности указывают на то, что основное количество меди сосредоточено в классе крупности +0,071 мм -56,05 %. В классах -0,05 +0,02 и -0,02 +0 мм содержание меди составляет ~0,08 % и серебра ~2 г/т.

Таблица 2

Состав хвостов ЖОФ-1,2

Содержание, %	Cu	Pb	Zn	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>общ.</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	S	Ag, г/т
Хвосты	0,12	0,03	0,026	69,68	2,401	12,261	5,621	0,104	1,31

Изучен минеральный состав хвостов ЖОФ-1,2 и установлено, что основными породобразующими минералами являются кварц-78 %, альбит-6,8 %, кальцит-3,7 %, мусковит-2,7 % и др. Исследование под микроскопом показало, что медные минералы составляют десятые доли процента и представлены халькопиритом, халькозином, ковеллином и борнитом. На электронно-зондовом микроанализаторе аншлиф просканирован с фиксацией рудных и породобразующих минералов с определением их состава.

Анализ на электронно-зондовом микроанализаторе показал, что количественные соотношения минералов примерно одинаковые с небольшим преобладанием халькопирита и халькозина. Размеры рудных минералов составляют от тысячных до 0,04-0,07 мм в поперечном сечении. Находятся они в виде свободных зерен, но чаще в виде включений в нерудных минералах.

На основании проведенных исследований для доизвлечения меди серебра из крупных фракций наиболее перспективным считается технология с предварительной классификацией хвостов, последующим измельчением песковой фракции и флотацией.

Таблица 3

Результаты флотации хвостов обогатительной фабрики

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
		Cu	Ag	Cu	Ag
<i>Эксперимент (без применения ОПСБ)</i>					
Реагентный режим флотации	Измельчение-90 % кл.-0,074+0мм; Реагенты: Na <sub>2</sub> S -2,7 %- 250 г/т, керосин-100 %- 50 г/т, бутиловый ксантогенат-0,5 %-150 г/т, Т-90-0,5 %-60 г/т, плотность пульпы-30 % тв, время флотации: основ фл- 19 мин, контр.фл.-10 мин, перечистки (1-3) –6,5,4 мин, соответственно				
Черн. Си конц-т	0,7	8,85	120	61,44	46,57
Пр.пр. 1	15,23	0,04	1,8	6,05	15,2
Пр.пр. 2	5,85	0,075	4,1	4,35	13,3
Пр.пр. 3	1,2	0,12	15	1,43	10,0
Отв. хвосты	77,02	0,035	0,35	26,73	14,94
Исх. хвосты	100	0,1	1,8	100	100
<i>Эксперимент (с применением ОПСБ)</i>					
Реагентный режим флотации	Измельчение-90 % кл.-0,074+0мм; Реагенты: Na <sub>2</sub> S -2,7 %- 250 г/т, Керосин-100 %- 50 г/т, Бутиловый ксантогенат-0,5 %-150 г/т, Т-90-0,5 %-60 г/т, ОПСБ-0,1 %-20 г/т, Плотность пульпы-30 % тв, Время флотации: основ фл- 19 мин, контр.фл.-10 мин, Перечистки (1-3) –6,5,4 мин, соответственно				
Черн. Сиконц-т	0,89	9,45	125	70,00	43,72
Пр.пр. 1	11,99	0,045	2	4,5	9,42
Пр.пр. 2	6,25	0,053	4,1	2,75	10,07
Пр.пр. 3	4,39	0,1	16,1	3,65	27,77
Отв. хвосты	76,48	0,03	0,3	19,1	9,02
Исх. хвосты	100,0	0,1	3,08	100,0	100,0

Нами в лабораторных условиях для извлечения меди из хвостов проведены эксперименты по определению технологических режимов флотации с применением реагентов, используемых на обогатительных фабриках (сернистого натрия, керосина, бутилового ксантогената натрия, пенообразователя Т-90). В процессе исследований флотационного обогащения хвостов ЖОФ-1,2 в качестве пенообразователя использовали сочетание двух вспенивателей Т-90 и ОПСБ.

Результаты опытов по выбору оптимальной крупности измельчения хвостов указывают на то, что с повышением тонины помола до 90 % по классу минус 0,074 мм извлечение меди в концентрат возрастает. При конечной крупности измельчения хвостов 90,0 % -0,074 мм по схеме, включающей основную и контрольную флотации возможно получение отвальных хвостов с содержанием менее 0,035 %. В таблице 3 приведены результаты по флотации хвостов обогатительной фабрики и оптимальный реагентный режим флотации.

Таким образом, проведенное исследование по флотации хвостов обогатительной фабрики (табл. 3) показало, что использование в качестве пенообразователя Т-90 и ОПСБ в соотношении 3:1 способствует повышению технологических показателей обогащения. Полученный медный промпродукт с содержанием меди 9,45 % может быть направлен на дальнейшую переработку либо использован как флюс при плавке богатых медных концентратов.

УДК 622.7.097

**Н.Л. Медяник, Е.В. Леонтьева**

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», Магнитогорск, Россия, chem@magtu

## **ТЕРМОХИМИЧЕСКАЯ ПЕРЕРАБОТКА ЛЕЖАЛЫХ ХВОСТОВ ФЛОТАЦИИ**

*The technology for recovery gold, silver from refractory flotation tails of pyrite ores by two-stage sintering with chlorine-ammonium reagents and leaching of bakes with water is developed. The economic effect of the technology implementation is calculated.*

В результате длительной добычи и переработки колчеданных руд на территории горно-обогатительных предприятий Южного Урала образовались многочисленные хранилища флотационных хвостов, содержащих сотни тонн благородных металлов, не извлеченных при первичной переработке. Масштабные по объемам, лежалые хвосты флотации характеризуются как труднообогатимые вследствие невысоких содержаний золота, серебра и их присутствия в упорных для цианирования формах – в виде тонко- и ультрадисперсных включений в различных минералах-носителях. В связи с этим для эффективной утилизации отходов требуются инновационные ресурсосберегающие технологии, основанные на применении бесцианидных реагентов, обеспечивающих глубокое вскрытие упорных минералов золота, серебра.

Оптимальным способом комплексной переработки лежалых хвостов флотации (ЛХФ) колчеданных руд является их термохимическая переработка с хлораммонийными реагентами – хлоридом аммония и смесью хлорида аммония с нитратом аммония. На основании термодинамических, термических и лабораторных исследований установлено, что спекание с реагентами при температурах 200-250 °С с последующим выщелачиванием спеков

обеспечивают вскрытие золота, серебра из основных ассоциаций – собственных халькогенных минералов, сульфидных минералов-концентраторов.

Эффективное вскрытие золота и его отделение от количественно мешающих компонентов достигается в двухстадийном термическом процессе с последующим водным выщелачиванием спеков. На первой стадии под действием хлорида аммония происходит разложение основного массива пирита, сульфидов меди и цинка, халькогенидов золота и серебра с образованием их водорастворимых соединений. В присутствии железа (II), образующегося при разложении пирита, вскрытое ионное золото в продуктивном растворе восстанавливается до свободного золота, осаждается в кек и отделяется от основной массы железа, серебра, меди, цинка, переходящих в раствор выщелачивания. На второй стадии при спекании золотосодержащего кека со смесью хлорида и нитрата аммония за счет выделяющегося активного хлора происходит хлорирование свободного золота и разложение остаточных количеств сульфидов и халькогенидов с образованием растворимых соединений.

Выделение металлов из образующихся кислых хлоридно-аммонийных растворов выщелачивания проводили гидрохимическими методами. Более 60 % серебра и меди выделяли цементацией железной стружкой после 1-й стадии переработки. Золото из железосодержащего раствора 2-й стадии эффективно связывали и концентрировали дифенилгуанидином (ДФГ), селективно взаимодействующим с хлораурат-ионами в присутствии катионов железа с образованием комплексов, агрегируемых анионным флокулянтom. Реагент ДФГ также позволил осуществить доизвлечение серебра из данного раствора. Выделение железа, цинка, меди после извлечения драгметаллов провели кислотно-основным методом.

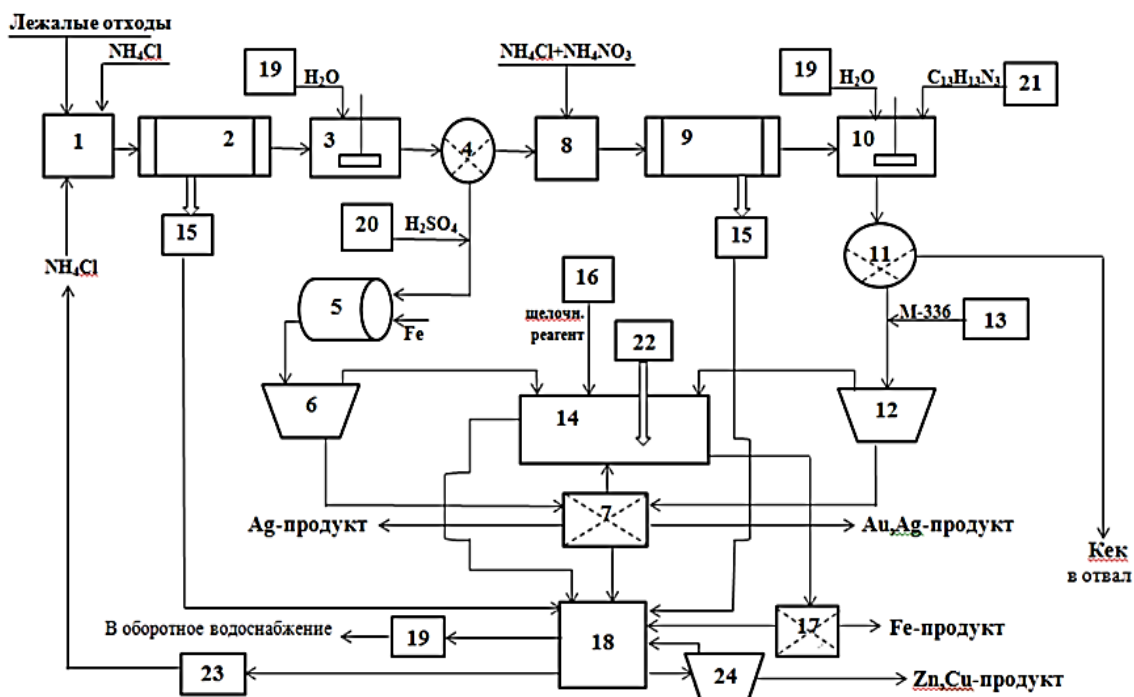


Рисунок. Схема цепи основных аппаратов для переработки ЛХФ колчеданных руд:  
 1, 8 – узел подготовки шихты, 2, 9 – барабанная печь, 3, 10 – реактор выщелачивания спеков,  
 4, 11 – вакуум-фильтр, 5 – цементатор, 6, 12, 24 – отстойник-шламонакопитель, 7 – нутч-  
 фильтр, 13, 16, 21 – установка подготовки растворов реагентов, 14 – барботер-  
 нейтрализатор-реактор, 15 – абсорбер, 17 – пресс-фильтр, 18 – узел регенерации  $\text{NH}_4\text{Cl}$ ,  
 19 – бак оборотной воды, 20 – резервуар серной кислоты, 22 – компрессор сжатого воздуха,  
 23 – аппарат возгонки

Экспериментально установленные рациональные параметры термохимической переработки ЛХФ с последующим гидрохимическим выделением металлов были испытаны в укрупненно-лабораторном масштабе. Согласно результатов апробации, извлечение в металлопродукты (концентраты) составило: 62,70 % серебра и 56,07 % меди в цементный Ag-продукт ( $\beta_{Ag} = 1728,90$  г/т,  $\beta_{Cu} = 7,42$  %); 73,13 % золота и 8,6 % серебра в Au,Ag-продукт ( $\beta_{Au} = 1039,95$  г/т,  $\beta_{Ag} = 2139,25$  г/т); 87,6 % железа в Fe-продукт ( $\beta_{Fe} = 69,8$  %).

Помимо металлсодержащих растворов, продуктом (точнее отходом) стадийной переработки ЛХФ с хлораммонийными реагентами является тонкодисперсный кек. Его исследование методом электронной микроскопии с микрорентгеноспектральным анализом показало, что основу кека составляют кварц и алюмосиликаты, не вступающие в термохимические реакции с реагентами. Учитывая значительный объем данных вторичных отходов (40-50 % массы исходных ЛХФ) рекомендуется утилизировать их в составе закладочных смесей при рекультивации. Силикатные кеки могут быть использованы также в стройиндустрии в качестве добавок к цементам.

Для осуществления ресурсосберегающей технологии химической переработки ЛХФ предложена схема цепи основных аппаратов (рисунок), предусматривающая организацию оборотного водоснабжения и регенерацию основного вскрывающего реагента хлорида аммония. Ожидаемый эколого-экономический эффект от реализации проекта переработки лежалых хвостов флотации колчеданных руд в объеме 109,5 тыс. т в год в условиях АО «Учалинский ГОК» составляет 96,3 млн руб. при сроке окупаемости инвестиций 8 лет. При этом стоимость начальных капитальных вложений составит 388 млн руб., годовые затраты на реагенты – 39,5 млн руб., стоимость энергозатрат – 15,75 млн руб., выручка от реализации получаемой металлопродукции – около 233 млн руб. в год.

Разработанная технология с применением бесцианидных хлораммонийных реагентов за счет комплексной переработки накопленных хвостов обогащения позволяет горно-обогатительным предприятиям расширить свою сырьевую базу, получить экономическую выгоду от реализации дополнительной металлопродукции, решить вопрос с утилизацией отходов и улучшить экологическую обстановку в районах недропользования.

УДК 661.832.002.8:546.63

**А.Ф. Сметанников, Д.В. Оносов**

Федеральное государственное бюджетное учреждение Горный институт УрО РАН, Пермский научный центра РАН, Пермь, Россия, [smetannikov@bk.ru](mailto:smetannikov@bk.ru)

## **КОНЦЕНТРАЦИИ СКАНДИЯ В ОТХОДАХ КАЛИЙНОГО ПРОИЗВОДСТВА**

*The discovery of scandium concentrations in the insoluble residue of clay-salt waste (sludges) of potash production and their connection mainly with calcium sulfates is discussed. The results of studying the possibility of concentrating scandium in certain classes of fineness and the possibility of obtaining scandium concentrates are presented.*

Скандий является одним из наиболее востребованных элементов в промышленности и применяется в ядерной энергетике, ракетостроении, авиации, космической промышленности

и производстве магнетогидродинамических генераторов. Скандий был обнаружен в глинисто-солевых отходах (шламах) калийного производства. Содержание скандия в высушенных шламах (методом ИСП МС) составили 60,8 г/т. Анализ методом (АЭС ИСП) показал содержание 47 г/т. Скандий локализован в нерастворимом в воде остатке (Н.О.), и из этого факта следует, что с учетом отмывки хлоридной составляющей валовые содержания скандия могут составить до 100 г/т и более. В пробе также обнаружены значительные количества халкофильных элементов, титана, лантаноидов и марганца (табл. 1).

Таблица 1

Элементный состав пробы шламов пробы УЛТП-2 СКРУ-1  
(ИСП МС и ИСП АЭС), г/т

Элементы							
Матричные Ca, Si, Al, Mg, Fe	K	Na	Халкофильные	Ti	Mn	Лантаноиды	Sc
ИСП МС							
224829	100000	13112	324	3195	534	70	60,8
ИСП АЭС							
							47,2

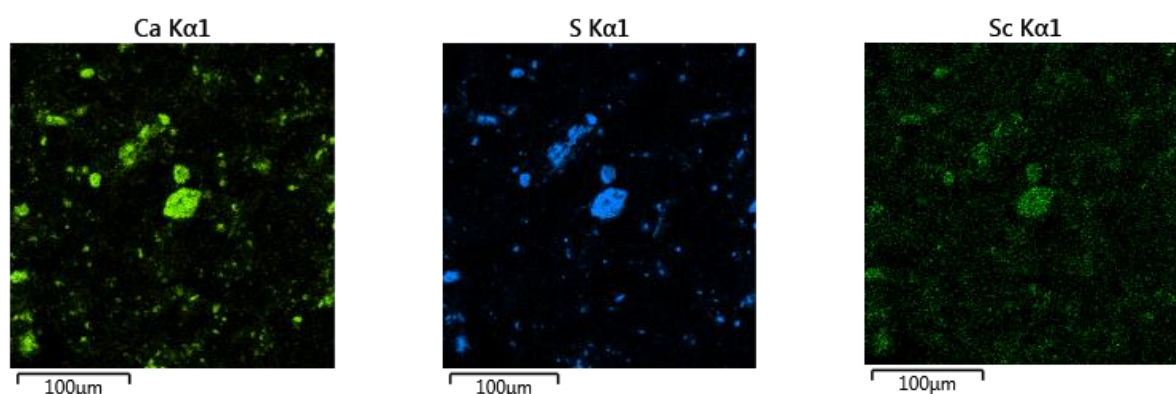


Рисунок. Распределение скандия по данным МРС-анализа

Таблица 2

Микрозондовый анализ минералов из материала классов крупности после гранулометрического анализа огарков

Элемент	Гипс 1	Гипс 2	Гипс 3	Гипс 4
O	49,7	45,49	53,05	53,06
Na	0,5	0,21		0,28
Mg	0,22		0,24	0,52
Al	0,29		0,37	0,58
Si	0,57	0,34	0,86	1,1
S	21,66	22,85	20,75	19,95
Cl	0,5	0,44		0,37
K	0,52	0,52	0,39	0,5
Ca	25,75	29,71	24,22	23,11
Sc	0,08	0,05	0,12	0,12
Fe	0,2			0,4
Br		0,39		
Y	0	0	0	0
Сумма	100	100	100	100

Исследовалось приуроченность концентраций скандия к определенным минералам. Для этого из исходных шламов извлекались капиллярным методом [1] микрочастицы на графитовую подложку. Далее применялся микрозондовый анализ, посредством которого делалась карта распределения элементов, в том числе и скандия (рисунок), затем выполнялся микрозондовый анализ минералов, содержащих скандий (табл. 2).

Выявлена связь скандия с минералами, содержащими кальций (гипс, доломит, апатит). Преобладает (по частоте встречаемости) – гипс. Содержания Sc в частицах гипса составляют 0,08 до 0,16 % или 800 – 1600 г/т (табл.2). Выявлено, что частота встречаемости частиц гипса содержащих скандий в классах крупности  $-1+0,25$  мм выше, чем в классах  $-0,25$  и менее мм. Поскольку выход классов крупности  $-1+0,25$  мм составляет 10-15%, то это реальная возможность получения высокосодержащих концентратов скандия.

Выполненные исследования по концентрированию (обогащению) сульфатной составляющей шламов методами гидроциклонирования позволили получить концентраты, содержащие до 50% сульфатов кальция (гипс, ангидрит).

В перспективе, при условии восстановления опытной установки по переработке шламов (ОУПШ), возможно получение концентрата скандия.

#### **Список использованных источников**

1. Сметанников А.Ф. Капиллярный метод извлечения микро- и наночастиц минералов из тонких фракций // Юшкинские чтения. Сыктывкар, 2014. С.177, 178.

УДК 621.3.049.77.002.8

**С.В. Дмитриев**

НПК «Механобр-техника» (АО), Санкт-Петербург, Россия, [dmitriev\\_sv@npk-mt.spb.ru](mailto:dmitriev_sv@npk-mt.spb.ru)

### **СОВРЕМЕННЫЕ ПРОБЛЕМЫ УТИЛИЗАЦИИ ОТХОДОВ МИКРОЭЛЕКТРОНИКИ\***

*Radio electronics waste is a valuable technogenic raw material, however, the decrease of content of precious metals in them and the miniaturization of electronic components are the main factors hampering the utilization process. Prospective ways of the solution of the indicated problems and design of devices for their realization are considered. A new design of a triboelectric separator is proposed.*

В настоящее время утилизации подвергается только та часть электронных отходов, которая обладает заметной ценностью из-за содержания в них драгоценных металлов, что составляет всего 15 % от общего объема отходов электроники, остальные 85 % выбрасываются на свалку.

В связи с ростом отрицательного влияния электронных отходов на окружающую среду существует острая необходимость в разработке и внедрении таких методов их утилизации, которые позволили бы сделать экономически привлекательной переработку отслужившей электроники с низким содержанием драгоценных металлов.

---

© Дмитриев С.В., 2017

\* Работа выполнена при финансовой поддержке Министерства образования и науки РФ по Соглашению о предоставлении субсидии № 14.585.21.0007, RFMEFI 58516X0007.

Несмотря на значительное количество исследований, выполненных в предыдущие годы, и наличие на рынке предложения технологий и оборудования для переработки электронного лома, необходимо отметить, что они не успевают за изменениями, происходящими с современной электроникой и, соответственно, с изменениями вещественного состава электронного лома, а именно снижением содержания в них ценных элементов. Помимо этого, миниатюризация электроники обусловила сокращение возможностей применения для их переработки физико-механических методов, на которых базируются существующие технологии утилизации электронного лома.

В настоящее время, как в обогащении полезных ископаемых, так и переработке электронного лома, широко применяются методы электрической сепарации, основанные на силовом воздействии сильного электрического поля на заряженные твердые частицы. Имеется большое число различных методов и соответствующих им конструкций электросепараторов, отличающихся друг от друга по используемым в них физическим силам.

Наибольший интерес, по нашему мнению, представляют способы и устройства для электрической сепарации с комбинированным воздействием различных факторов на разделяемый материал. Новая конструкция такого сепаратора была разработана сотрудниками НПК «Механобр-техника».

УДК 622.765.061

**Л.В. Семушкина<sup>1</sup>, Д.К. Турысбеков<sup>1</sup>, Н.Н. Рулев<sup>2</sup>,  
С.М. Нарбекова<sup>1</sup>, Ж.А. Калдыбаева<sup>1</sup>**

<sup>1</sup> АО «Институт металлургии и обогащения», Алматы, Казахстан, syomushkina.lara@mail.ru

<sup>2</sup> Научно-разработческая фирма «Турбофлотсервис», Киев, Украина

## **ПЕРЕРАБОТКА ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ С ПРИМЕНЕНИЕМ НОВОГО ОБОРУДОВАНИЯ И ФЛОТОРЕАГЕНТОВ**

*The possibility for processing tailings of Shalkya deposit by with using combined collector and of the air in water microdispersion generator was considered. Compared to the base mode, the lead content in the rough lead concentrate increased by 7.1 % and the extraction – by 5.83 %, and the zinc content in the rough zinc concentrate increased by 3.8 % and the extraction – by 14.13 %.*

Флотационный способ является основным способом извлечения цветных металлов из минерального сырья и его эффективность во многом определяется ассортиментом и качеством используемых флотореагентов. Проблема поиска более селективных собирателей для флотации сульфидов цветных металлов из минерального сырья по-прежнему остается актуальной. Подбор оптимальных сочетаний и соотношений собирателей разных классов – перспективное, эффективное и доступное направление повышения селективности в извлечении сульфидных минералов с близкими флотационными свойствами.

В настоящее время в переработку вовлекаются упорные, труднообогатимые руды и техногенное сырье, которые характеризуются тонкой вкрапленностью минералов, низким содержанием полезных компонентов и близкими технологическими свойствами слагающих их минералов. Учитывая значительные потери цветных металлов при обогащении, уменьшение запасов богатых руд и снижение качества руд, хвосты обогащения могут являться



дополнительным источником полезных ископаемых, несмотря на более низкое содержание в них ценных компонентов, по сравнению с исходными рудами.

Известно, что эффективность флотационного процесса существенно снижается, когда размер флотируемых частиц становится менее 25 мкм. Одним из решений этой проблемы может быть применение в процессе флотации пузырьков воздуха, размер которых не превышает 50 мкм, что позволит более полно извлекать тонкодисперсные шламовые ценные минералы. Важное значение для реализации такой флотации играет наличие подходящего источника микропузырьков. С этой целью разработан генератор водовоздушной микроэмульсии, в котором, в отличие от других устройств подобного назначения, не используются высокие давления, тонкие зазоры, вибрирующие элементы, химические реакции, взрывоопасные смеси и прочие элементы и технологии непригодные для практического использования. Генератор водовоздушной микроэмульсии позволяет не только получать очень мелкие пузырьки, но и может быть легко имплементирован в любую флотационную схему, колонного, механического или пневмомеханического типа без существенных капитальных затрат, превращая ее в систему комбинированной микрофлотации. Основным элементом генератора водовоздушной микроэмульсии является головка диспергатора, внутри которой с помощью высокоскоростного электропривода создается сильно неоднородное гидродинамическое поле, с помощью которого смесь воздуха и концентрированного раствора вспенивателя преобразуется в микродисперсию воздуха в водной фазе.

Проведены исследования по отработке технологических режимов флотации хвостов флотационного обогащения месторождения Шалкия с применением генератора водовоздушной микроэмульсии и комбинированного флотореагента.

Комбинированным реагентом является физическая смесь композиционного аэрофлота, неионогенного N-аллил-о-изобутилтионокарбамата (ТС-1000) и известного ионогенного бутилового ксантогената. Соотношение реагентов составляет 1:1:3. Этот реагент во флотационном процессе обеспечивает несколько функций. Ионогенный флотореагент закрепляется на поверхности минералов за счет хемосорбции, неионогенный реагент адсорбируется на поверхности минералов за счет координационной связи, композиционный аэрофлот обладает пенообразующими свойствами и частично собирательными свойствами. Кроме того, композиционный аэрофлот за счет двух аполярных радикалов линейного и изостроения флокулирует ошламованные полезные компоненты цветных и благородных металлов в тонковкрапленных рудах, тем самым интенсифицирует процесс флотации.

Сырьем для получения композиционного аэрофлота являлась композиционная смесь спиртов  $C_3H_7-C_6H_{13}-OH$ , выделенная из осушенной спиртовой фракции сивушного масла.

Схема флотации включала в себя доизмельчение хвостов, свинцовый и цинковый циклы с контрольными флотациями и тремя перечистками свинцового и цинкового черновых концентратов.

Исследования по флотации хвостов флотационного обогащения руды месторождения Шалкия проведены по базовой технологии, с применением комбинированного реагента и при совместном использовании комбинированного реагента и генератора водовоздушной микроэмульсии. По базовому режиму, в котором в качестве собирателя использовали бутиловый ксантогенат натрия и аэрофлот, получен черновой свинцовый концентрат, содержащий 18,2 % свинца при извлечении 32,86 % и черновой цинковый концентрат, содержащий 19,6 % цинка при извлечении 36,52 %.

С применением комбинированного собирателя получен черновой свинцовый концентрат, содержащий 23,2 % свинца при извлечении 33,38 % и черновой цинковый концентрат, содержащий 21,7 % цинка при извлечении 45,65 %. Применение комбинированного собирателя,

по сравнению с базовым режимом, позволяет повысить содержание свинца в концентрате на 5,0 %. В черновом цинковом концентрате извлечение цинка повышается на 9,13 %. Кроме того, результаты флотации показали, что расход модифицированного реагента, по сравнению с базовым собирателем снижается примерно на 15-20 %.

Генератор водо-воздушной микроэмульсии применяли в операциях контрольной свинцовой и контрольной цинковой флотациях. Микропузырьки подавались во флотационную камеру с выхода генератора в виде дисперсии воздуха в растворе флотореагента. Подача водо-воздушной микроэмульсии с выхода генератора во флотационную камеру осуществлялась по узкой ПВХ-трубке (внутренний Ø 1,8 мм) непосредственно к всасывающему отверстию статора импеллера, что обеспечивало практически мгновенное рассеивание микропузырьков по всему объему флотационной камеры. Оптимальный уровень пульпы в последней поддерживался вручную путем добавления воды в процессе флотации. После завершения подачи микропузырьков включалась подача атмосферного воздуха (3,3 л/мин) и пульпа подвергалась флотационной обработке при скорости вращения ротора 1500 об/мин.

Совместное применение комбинированного собирателя и генератора водо-воздушной микроэмульсии позволяет улучшить технологические показатели обогащения. Получен черновой свинцовый концентрат, содержащий 25,3 % свинца при извлечении 38,69 % и черновой цинковый концентрат, содержащий 23,4 % цинка при извлечении 50,65 %. По сравнению с базовым режимом, при использовании комбинированного собирателя и генератора водо-воздушной микроэмульсии содержание свинца в черновом свинцовом концентрате повышается на 7,1 %, извлечение на 5,83 %; содержание цинка в черновом цинковом концентрате повышается на 3,8 %, извлечение на 14,13 %.

УДК 669.213

**Н.Б. Чинова, А.С. Парий, А.Н. Скобелев, С.В. Гроховский, С.Ю. Челноков**  
ООО «ЕЗ ОЦМ-ИНЖИНИРИНГ», Свердловская область, Верхняя Пышма, Россия  
*engineering@plaurum.ru*

### **ИЗУЧЕНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА ИЗ ОТВАЛОВ РОССЫПНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ**

*The results of the laboratory testing concerning the gold-bearing alluvial tailing sands relating to the technogenic deposit named Bolshoi Sap represented in this article. The effectiveness of gravity method for gold concentration is shown as well*

В настоящее время на территории России сформированы колоссальные по объёмам отвалы промышленной переработки россыпных месторождений и старательской добычи. Суммарные запасы золота в отвалах практически соизмеримы с запасами в целиковых россыпях. Согласно итогам добычи в 2016 году общее производство золота в России составило 262 тонны, из них на россыпные месторождения приходится около 70 тонн. По данным экспертов, потери при обогащении промышленных россыпей ежегодно составляют 15 % от объёмов добычи, т. е. более 10 тонн золота. Если говорить о последнем десятилетии добычи золота из россыпей, то можно обозначить потери драгметалла на уровне 90 тонн.

---

© Чинова Н.Б., Парий А.С., Скобелев А.Н., Гроховский С.В., Челноков С.Ю., 2017

Одна из существенных причин неудовлетворительного извлечения золота – это морфометрические характеристики природных зерен. Пластинчатое, тонкое, «плавающее» золото не поддается улавливанию на традиционных промприборах.

Данная работа посвящена потерям золота с эфелями промприборов при отработке россыпного месторождения р. Большой Сап (Свердловская область, Невьянский район). Обогащение золотосодержащих россыпей на данном месторождении вели в 80-е годы прошлого века. Отвалы старательской добычи сформированы из 20 мест намыва эфелей на точке стояния промприбора (так называемых «мест боя») со средним содержанием металла от 100 до 300 мг/м<sup>3</sup>. На текущий момент определены авторские запасы по трем участкам, которые составляют 65 кг.

Для исследований в лабораторию поступили три пробы песков техногенных отвалов р. Большой Сап, содержание золота в исходных эфелях составило 0,67 г/т, 2,49 г/т и 0,42 г/т для Проб 1, 2 и 3 соответственно. Это свидетельствует о существенных потерях золота со шлюзовых промприборов, подтверждаемых также рядом публикаций.

В общем случае специалисты выделяют два класса потерь драгметаллов при их обогащении: технологические и производственные. В данной работе внимание уделяется технологическим аспектам потерь при обогащении аллювиальных месторождений золота.

К технологическим относят потери, связанные с недостатками применяемой технологии обогащения: несовершенство обогатительного оборудования; низкая эффективность технологической схемы обогащения; слабая изученность вещественного состава минерального сырья; качество контроля процесса переработки; несоответствие производительности рудоподготовительного комплекса обогатительному; потери мелкого и тонкого металла в классе крупности -250 мкм.

Определение действительных причин потерь драгметалла, установление основных причин, а также разработка методов снижения их влияния требуют исследований, направленных, в том числе, и на применение эффективных методов доизвлечения золота из эфельных отвалов.

Экспериментальное тестирование гравитационного обогащения золота выполнено на оборудовании лаборатории Инжинирингового центра ООО «ЕЗ ОЦМ-ИНЖИНИРИНГ». Пробирные анализы на золото выполнены в аккредитованной центральной аналитической лаборатории АО «Екатеринбургский завод по обработке цветных металлов» (входит в международную группу PLAUTUM).

С целью определения гранулометрического состава, а также количественного распределения золота по классам крупности, выполнен ситовой анализ исходных проб песков техногенной россыпи р. Большой Сап в исходной крупности.

Результаты изучения распределения золота по продуктам гранулометрического анализа исходных проб песков показывают, что распределение золота неравномерное. В Пробе №1 наиболее обогащенными фракциями являются классы крупности -0,5+0,25 мм и -0,125+0,075 мм, содержание золота в них составило 3,9 г/т и 2,1 г/т соответственно. В остальных классах крупности наблюдается фоновое содержание золота – от 0,021 до 0,064 г/т.

Отмечены значительные колебания содержания драгметалла в продуктах классов крупности Пробы №2, которые составили от 0,023 до 26,3 г/т. Наибольшие содержания ценного компонента отмечены в классах крупности -0,25+0,125 мм и -0,125+0,075 мм, которые составляют 16,8 г/т и 26,3 г/т соответственно. В более крупных классах крупности и шламовой фракции -0,045+0 мм отмечено фоновое содержание золота, от 0,023 до 0,054 г/т.

В Пробе №3 практически весь металл сконцентрирован в классе крупности -0,045+0 мм. Это связано с тем, что золото в данной пробе песков является тонким, и имеет размер частиц менее 45 мкм.

Для количественной оценки гравитационно извлекаемого золота из эфельных техногенных образований проведены лабораторные исследования на каждой из трех технологических проб. В качестве обогатительного аппарата использовали центробежный концентратор Knelson MD-3. Применение центробежных концентраторов обусловлено необходимостью более полного извлечения золота с размером зерен менее 250 мкм, т. е. тех, которые на 60-70 % теряются на шлюзовом промприборе. Масса исходных навесок Проб 1, 2, 3 для испытаний составила 17,20 кг, 35,80 кг и 34,40 кг соответственно. Величина центробежного ускорения 60 G, расход флюидизационной воды 3,5 л/мин. Схема проведения опыта представлена на рисунке.

В результате исследований возможности центробежного концентрирования золота из проб исходных песков техногенных отвалов р. Большой Сап наилучшие показатели обогащения были получены для Пробы №2. Так содержание золота в гравитационном концентрате составило 1156 г/т с извлечением в него 98,58 %. Такие показатели разделения очевидно связаны с результатами гранулометрического анализа исходной пробы – металл сконцентрирован в классе крупности -  $0,25+0,045$  мм, т. е. размер золотин находится в диапазоне от 45 до 250 мкм.

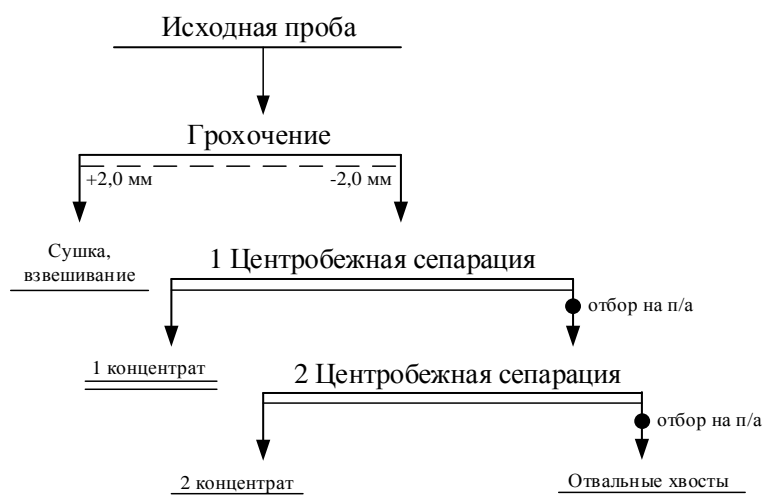


Рисунок. Принципиальная схема проведения исследований

По классификации размеров зёрна драгметалла в Пробе № 2 можно отнести к мелкому золоту. Практика обогащения минерального сырья на центробежных концентраторах показывает возможность улавливания золота с минимальным размером частиц от 20-30 мкм.

Извлечение золота в тяжёлую фракцию Пробы №1 и Пробы №3 составило 82,27 % и 62,14 %, содержание золота – 25 г/т и 10 г/т соответственно. Низкую концентрацию драгметалла в гравитационных концентратах, по сравнению с Пробой №2, можно объяснить малыми содержаниями золота в исходных Пробах №1 и 3. Неудовлетворительное извлечение ценного компонента для Пробы №3 связано с природным размером зёрен золота, который, исходя из гранулометрической характеристики исходной пробы, составляет менее 45 мкм.

На основании проделанной работы можно сделать следующие выводы:

- очевидны высокие потери золота с эфелями шлюзовых промприборов и, как следствие, неэффективная отработка россыпного месторождения;
- гравитационное тестирование исходных проб техногенных отвалов р. Большой Сап показало возможность доизвлечения золота на центробежном концентраторе;
- золото из всех протестированных проб хорошо извлекается в центробежном концентраторе в одну стадию, содержание драгметалла в концентрате будет зависеть от технологического режима и времени промывки при промышленной переработке песков.

Промышленная переработка техногенных отвалов добычи золота из россыпных месторождений позволит вовлечь в хозяйственную деятельность новые потенциальные источники сырья. Внедрение высокоэффективных и экологически безопасных обогатительных аппаратов поможет повысить полноту обогащения золота как на существующих, так и на вновь разведанных россыпных месторождениях России.

Другим направлением исследований, связанных с увеличением добычи золота из указанного техногенного месторождения, в ближайшее время станет совместный проект ООО «ЕЗ ОЦМ-ИНЖИНИРИНГ» с Фондом инноваций «Сколково». Ключевая идея заключается в ультразвуковом воздействии на золотосодержащий материал в водной пульпе. В результате применения этого ноу-хау, по мнению авторов, золото, которое сейчас уходит с «хвостами» обогащения, будет освобождаться от сростков с породой и далее извлекаться на центробежном концентраторе по описанной выше технологии.

УДК 669.213

**А.М. Герасимов, В.В. Гладкова, А.О. Мезенин**

НПК «Механобр-техника» (ЗАО), Санкт-Петербург, Россия, [gornyi@mtspb.com](mailto:gornyi@mtspb.com)

### **ИЗУЧЕНИЕ СВОЙСТВ НЕРАСТВОРИМОГО ОСАДКА СИЛЬВИНИТА ПОСЛЕ ТЕРМОХИМИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ \***

*Within the framework of this work, some chemical transformations of insoluble sediment, which are in the composition of sylvinite (potassium ores) under the influence of temperatures, are considered. The most important tool for studying the behavior of an insoluble deposit is technological mineralogy, the sphere of application of which has begun to extend over the past years to thermal processes.*

В рамках настоящей работ рассмотрены некоторые химические превращения нерастворимого осадка, находящихся в составе сильвинита (калийных руд) под воздействием температур. Важнейшим инструментом изучения поведения нерастворимого осадка является технологическая минералогия сфера приложения, которой за последние годы начала распространяться и на термические процессы.

Разработка калийных месторождений сопровождается негативным, иногда масштабным или катастрофическим изменением геоэкологической ситуации в промышленных районах. В основном такое изменение связано с истощением запасов старых шахтных полей и отработкой новых, опасностью проникновения слабоминерализованных и пресных вод в горные выработки, технологией обогащения руд с последующим складированием твердых отходов в солеотвалы, жидких – в шламохранилища.

Последствия негативной геоэкологической ситуации проявляются в формах экологических, экономических и социальных ущербов, что диктует необходимость решения актуальной проблемы снижения геоэкологических последствий подземной разработки калийных месторождений.

Существующие методы переработки сильвинитовых руд, особенно с повышенным содержанием нерастворимого в воде остатка, основанные на тонком измельчении всей перерабатываемой руды, использовании многостадийных операций по дезинтеграции,

оттирке и обесшламливанию руды, обладают рядом существенных недостатков как с экономической, так и с экологической сторон.

Основной недостаток – это образование огромных объектов глинисто-солевых шламов, являющихся экологически опасными отходами.

Необходимость охраны окружающей среды, защита ее от отрицательного влияния растущей горно-химической промышленности вызывают необходимость проведения исследований по созданию безводной технологии переработки калийных руд, в частности по разработке сухих методов их обогащения.

Исследование кристаллической (минеральной) структуры образцов, подвергнутых термохимической обработке в диапазоне 450-550°C применением рентгеновского дифрактометра Rigaku SmartLab (Япония) с диапазоном поворота 5-100 градусов показали следующее. Нерастворимый осадок сильвинита состоит преимущественно из каолинита  $Al_4[Si_4O_{10}](OH)_8$  с небольшими примесями кальцита  $CaCO_3$ . При температуре 450-550 °C происходит разложение каолинита с образованием сначала криптокристаллического кварца  $SiO_2$ , который при 550 °C превращается в аморфный кремнезем.

Установлено, что после обжига исходной руды в восстановительной атмосфере при температуре 420-550°C позволяет изменить минералогический состав глинистой фракции, что влияет на его физико-химические показатели.

УДК 54-414:62-663

**С.А. Требухов, А.В. Ниценко, Н.М. Бурабаева, А.А. Требухов, Ф.Х. Тулеутай**  
АО «Институт металлургии и обогащения», Алматы, Республика Казахстан, [alina\\_nitsenko@gmail.com](mailto:alina_nitsenko@gmail.com)

## **ДЕМЕРКУРИЗАЦИЯ ОТРАБОТАННЫХ УГОЛЬНЫХ СОРБЕНТОВ ТОО «ALTYNTAU KOKSHETAU» ВАКУУМТЕРМИЧЕСКИМ СПОСОБОМ**

*This paper contains the results of a laboratory research and large-sized laboratory tests by mercury removal from waste coal sorbents of Altyntau Kokshetau LLP. Based on the these results we obtained data enabling us to recommend VVU-1M vibration vacuum plant for use industrially as the most rational one.*

Научно-технический прогресс вызвал бурный рост промышленной деятельности человека, осуществляемой без учёта экологических последствий, что привело к значительному загрязнению окружающей среды и повышенному негативному её влиянию на здоровье населения во многих промышленно развитых странах мира. Одним из наиболее токсичных видов техногенного загрязнения, создающих серьезные экологические проблемы, является ртутное. Особенно остро вопрос отравления ртутью стоит в регионах, где расположены золотоизвлекательные предприятия, использующие для извлечения золота и серебра из сравнительно бедного сырья технологию цианирования.

В настоящее время в металлургии благородных металлов широкое распространение имеет так называемый процесс «уголь в пульпе», совмещающий выщелачивание с сорбцией металлов активированным углем. В результате нескольких циклов сорбция-десорбция уголь теряет свою сорбционную способность. Раньше отработанные угли, содержащие суммарно до 0,1 % благородных металлов, направляли на сжигание, а золу от сжигания – на доизвлечение благородных

металлов. Но в настоящее время для предотвращения выбросов ртути, сорбирующейся совместно с ценными компонентами, в атмосферу они складываются, что снижает извлечение благородных металлов и создает проблемы с площадями для их складирования.

На наш взгляд оптимальным решением данного вопроса является организация стадии экологически безопасной вакуумтермической демеркуризации углей, в результате чего будут получены остатки, не содержащие ртуть и подлежащие дальнейшей переработке традиционными методами.

В качестве исследуемого материала использованы гранулированные отработанные угольные сорбенты золотодобывающего предприятия ТОО «Altyntau Kokshetau», разрабатывающего Васильковское месторождение.

Исходное содержание ртути в отработанном угольном сорбенте составляло 1,96 %. Результаты лабораторных исследований по влиянию температуры и остаточного давления в системе на степень отгонки ртути и остаточное содержание ртути в отработанных угольных сорбентах после термовакуумной обработки показали, что температура обработки отработанных угольных сорбентов при пониженном давлении в значительной мере влияет на остаточное содержание ртути в них.

Так, при 200°C и 92 кПа за 20 минут содержание ртути снизилось на 47,45 %, а при 400°C при тех же условиях степень извлечения ртути составила 93,37 %. Кроме того, установлено, что в вакууме (при давлении 0,13 кПа) даже при низких температурах (200°C) в первые 10 минут термообработки происходит значительное удаление ртути – более 98 %. Остатки от термообработки угольных сорбентов в вакууме при температурах выше 400°C содержали 0,0007-0,001 % Hg (7-10 мг/кг).

Следует отметить, что более существенное влияние на остаточное содержание ртути в отработанных угольных сорбентах оказывает понижение давления. При 400°C и давлении 92 кПа остаточное содержание ртути за 20 минут обработки составило 0,13 %. При снижении давления в системе от 92 до 0,133 кПа за тоже время остаточное содержание ртути снизилось от 0,13 до 0,0005 %, что ниже европейских норм ПДК (0,001 мг/кг).

Таким образом, результаты проведенных лабораторных исследований показали, что при давлении 0,133 кПа и нагревании до 400°C в течение 20 минут из отработанных угольных сорбентов можно безреагентным экологически чистым способом удалить ртуть более чем на 99 %.

Для проверки возможности реализации процесса демеркуризации в промышленном масштабе были проведены укрупненно-лабораторные испытания вакуумтермической технологии на созданной в АО «ИМиО» вакуумной установке непрерывного принципа действия ВВУ-1М.

Для обеспечения продолжительности пребывания материала в возгоночной зоне печи, необходимой для более полного удаления ртути из угольного сорбента, была выбрана низкая производительность установки.

Температура в реакторе варьировалась в интервале 350-450°C. Для исключения преждевременной конденсации ртутного пара температура пылеуловительного циклона поддерживалась в пределах 400°C.

Конденсация ртутного пара осуществлялась в конденсаторе куллерного типа, при этом первая ветвь имела воздушное охлаждение, а последующие – водяное. Такая конструкция конденсатора позволяет исключить образование так называемого «ртутного тумана», образующегося в результате резкого охлаждения ртутного пара.

В табл. 1 приведены условия и полученные результаты укрупненно-лабораторных испытаний.

В результате проведенных испытаний установлено, что уже при 350°C и давлении 4 кПа в течении 5–7 минут нахождения угольного сорбента в изотермической зоне печи в состоянии псевдооживления степень извлечения ртути из него достигает более 99,9 %.

Таблица 1

Условия и результаты укрупненных опытов по демеркуризации отработанных угольных сорбентов на пилотной установке (масса навески 1000 г)

t, °С	P, кПа	Выход остатка, %	Содержание Hg в остатке		Степень отгонки Hg, %	Производительность, кг/сут
			%	г		
350	1,33	96,62	0,0009	0,0087	99,96	266,0
350	2,67	96,68	0,0010	0,0097	99,95	265,0
350	4,00	96,72	0,0011	0,0106	99,95	285,0
400	1,33	96,58	0,0005	0,0048	99,98	265,0
400	2,67	96,61	0,0006	0,0058	99,97	288,0
400	4,00	96,69	0,0007	0,0069	99,96	275,0

Остаточное содержание ртути в продуктах термообработки (остатках от вакуумирования) при этом составляет 0,0011 %.

Понижение давления в системе до 1,33 кПа позволяет снизить остаточное содержание ртути до 0,0009 %, а при повышении температуры до 400°С при том же давлении приводит к уменьшению остаточного содержания ртути в отработанном угольном сорбенте до 0,0005 %.

В связи с тем, что пыление материала незначительное, т.к. активированный уголь был представлен в гранулированном виде, полученная в пылеуловительном циклоне пыль была собрана и проанализирована на содержание ртути после завершения испытаний.

На основании результатов опытно-промышленных испытаний по отгонке ртути из отработанного угольного сорбента, проведенных на пилотной вибровакuumной установке ВВУ-1М, составлен материальный баланс распределения ртути по продуктам переработки, который приведён в табл. 2.

Таблица 2

Баланс распределения ртути по продуктам вакуумтермической обработки отработанных угольных сорбентов на установке ВВУ-1М

Материал, условия опыта	Масса сорбента, г	Влажность, %	Сухая масса, г	Выход, %	Содержание Hg		Распределение Hg, %
					%	г	
Загружено:							
1. 350°С; 1,33 кПа	1 000,0	2,5	975,0	100	1,96	19,11	100
2. 350°С; 2,67 кПа	1 000,0	2,5	975,0	100	1,96	19,11	100
3. 350°С; 4,0 кПа	1 000,0	2,5	975,0	100	1,96	19,11	100
4. 400°С; 1,33 кПа	1 000,0	2,5	975,0	100	1,96	19,11	100
5. 400°С; 2,67 кПа	1 000,0	2,5	975,0	100	1,96	19,11	100
6. 400°С; 4,0 кПа	1 000,0	2,5	975,0	100	1,96	19,11	100
ВСЕГО:	6 000,0	2,5	5 850,0	100	1,96	114,66	100
Получено:							
Остаток 1 партии:	–	–	942,05	96,62	0,0009	0,0085	0,044
Остаток 2 партии:	–	–	942,63	96,68	0,0010	0,0094	0,049
Остаток 3 партии:	–	–	943,02	96,72	0,0011	0,0104	0,054
Остаток 4 партии:	–	–	941,65	96,58	0,0005	0,0047	0,025
Остаток 5 партии:	–	–	941,95	96,61	0,0006	0,0056	0,029
Остаток 6 партии:	–	–	942,73	96,69	0,0007	0,0066	0,035
ИТОГО остатка:	–	–	5654,03	96,65	0,0077	0,0452	0,039
Пыль циклона:	–	–	7,7	0,79	0,0008	0,0006	0,003
Конденсат:	–	–	128,4	2,14	99,9	114,51	99,87
Всего получено:	–	–	–	99,58	–	114,55	99,91
Невязка:	г	–	–	–	–	-0,103	–
	%	–	–	–	0,42	–	-0,088



Таким образом, проведёнными технологическими испытаниями по демеркуризации отработанных угольных сорбентов на вибровакуумной установке ВВУ-1М непрерывного принципа действия показано, что ртуть в интервале температур 350–400°C и давлений 1,33–4,0 кПа на 99,95–99,98 % извлекается в конденсат, причём конструкция установки позволяет достигать высокой степени демеркуризации путём комбинации основных параметров: температура, давление, время пребывания материала в реакторе (производительность).

Показано, что предложенная технология предварительного удаления ртути из отработанных угольных сорбентов золотоизвлекательных фабрик вакуумтермическим способом позволяет экологически безопасным методом удалять более 99,9 % ртути из угольного сорбента и может быть использована в промышленном масштабе на предприятиях золотодобывающей промышленности.

Полученные сорбенты с остаточным содержанием ртути 0,0005–0,0007 % могут направляться на дальнейшее сжигание для доизвлечения благородных металлов из них традиционными способами.

В результате проведённых укрупнено-лабораторных испытаний по отгонке ртути из отработанных угольных сорбентов получены данные, позволяющие рекомендовать к применению в промышленных условиях разработанную в АО «ИМиО» вибровакуумную установку ВВУ-1М как наиболее рациональную.

УДК 669.245.002.8

**Л.Я. Агапова<sup>1</sup>, С.К. Килибаева<sup>1</sup>, З.С. Абишева<sup>2</sup>,  
Ж.Е. Яхияева<sup>1</sup>, А.Н. Алтенова<sup>1</sup>, Г.С. Рузахунова<sup>1</sup>**

<sup>1</sup>АО «Институт металлургии и обогащения» (Министерство образования и науки РК), Алматы, Казахстан

<sup>2</sup>Казахский национальный исследовательский технический университет имени К.И. Сатпаева (Министерство образования и науки РК), Алматы, Казахстан, *rm.303.imo@mail.ru*

## **ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКАЯ ПЕРЕРАБОТКА ТЕХНОГЕННЫХ ОТХОДОВ ЖАРОПРОЧНЫХ НИКЕЛЕВЫХ СПЛАВОВ\***

*The results of electrochemical processing of waste heat-resistant nickel alloys in the sulphuric acid solutions are presented in the article. The possibility of obtaining of crude ammonium perrhenate, nickel-cobalt and tungsten-tantalum concentrates from the electrolysis products (solutions after opening of alloys and anode slimes) is shown.*

Отходы обработки и эксплуатации сложнoleгированных жаропрочных никелевых сплавов последних поколений, из которых изготавливают лопасти энергетических турбин и турбин реактивных двигателей, являются одним из наиболее ценных видов вторичного сырья. В нем содержится от 50 до 75 вес. % Ni, от 3 до 15 вес. % Co, Cr, Al, от 1 до 10 вес. % одного или нескольких элементов из ряда Ta, Nb, W, Mo, Re, Pt и Hf. Присутствие в техногенных отходах жаропрочных никелевых сплавов до 9 % рения делает эти отходы перспективным видом вторичного рениевого сырья.

---

© Агапова Л.Я., Килибаева С.К., Абишева З.С., Яхияева Ж.Е., Алтенова А.Н., Рузахунова Г.С., 2017

\* Работа выполнена по гранту № 4351/ГФ4 Министерства образования и науки РК.

В настоящее время для извлечения рения из отходов жаропрочных никелевых сплавов предложены технологии, сочетающие пиро- и гидрометаллургические методы. Проблему измельчения отходов для их более эффективной переработки решают с использованием разных приемов. Например, сплавление материала с гранулированным алюминием в индукционной печи при 1500-1700 °С, или спекание исходного материала с окислительной шихтой с последующим выщелачиванием. Прямое гидрохимическое выщелачивание концентрированными растворами минеральных кислот используют для переработки мелкодисперсных металлических отходов.

Для кусковых отходов жаропрочных никелевых сплавов чаще всего предлагают использовать электрохимические методы, основанные на анодном растворении материала под действием постоянного или переменного токов с переводом в раствор либо рения, либо никелевой основы сплава с концентрированием рения в анодном шламе. Из полученных ренийсодержащих растворов рений может быть выделен методами экстракции и/или сорбции.

Электрохимические способы переработки подобных отходов наиболее перспективны, так как при удачном выборе конструкции электролизера и электролита позволяют переводить металлы в раствор с достаточно высокими технологическими показателями.

В данной работе представлены результаты исследований по электрохимическому вскрытию в сернокислотном электролите техногенных отходов жаропрочных никелевых сплавов, представляющих собой довольно крупные куски лома лопастей турбин, с последующей переработкой продуктов электролиза. Состав сернокислового электролита был определен в результате проведения опытов по анодному вскрытию небольших кусочков (5-10 г) сплавов, отпиленных от крупных кусков лома лопастей турбин, под действием постоянного тока.

По данным рентгенофлуоресцентного анализа исследуемые отходы содержали, мас. %: 2,99 Re; 54,04 Ni; 11,54 Co; 7,25 Al; 6,27 Cr; 3,94 Ta; 4,38 W; 0,98 Mo; 1,93 Si и других элементов. По результатам РФА основной сплавов являлся твердый раствор Re, W, Ta в никеле, имеющий кубическую решетку.

В качестве электролита использовали растворы серной кислоты с добавками сульфатов аммония и натрия, хлорида натрия, соляной и азотной кислот. Опыты проводили при анодной плотности тока 1000 А/м<sup>2</sup>, температуре 30 °С, продолжительности 3 ч. При анодном растворении отходов сплавов происходит образование шлама. Важным фактором является соотношение массы растворенного сплава и массы образовавшегося шлама, т.к. получение большого количества шлама приведет к дополнительным затратам по его дальнейшей переработке. Чем выше соотношение масс растворенного сплава и шлама, тем более экономичным является процесс анодного растворения.

Химический анализ полученных растворов показал, что содержание рения в них находится в пределах 0,09-0,39 г/дм<sup>3</sup>, никеля – в пределах 1,4-4,4 г/дм<sup>3</sup>. Переход в раствор в зависимости от состава электролита составил: рения от 25 до 100 % от исходного содержания его в сплаве; никеля – от 33 до 54 %. С учетом всех факторов самые высокие показатели перевода рения в раствор были получены при использовании в качестве электролита раствора серной кислоты без добавок или с добавкой азотной кислоты.

Последующие исследования по анодному вскрытию крупных кусков отходов жаропрочных никелевых сплавов проводили с отходами сплавов, содержащими по данным рентгенофлуоресцентного анализа, мас. %: Re – 2,28; Ni – 56,14; W – 8,01; Mo – 0,42; Co – 7,89; Al – 6,04; Cr – 4,84; Ta – 2,85; Si – 1,04.

Анодное растворение крупных кусков лома лопастей турбин (масса каждого куска 140-150 г) проводили в электролизере объемом 10 дм<sup>3</sup> в растворе серной кислоты с добавкой азотной кислоты при анодной плотности тока 500-1000 А/м<sup>2</sup>. Общая масса исходных отходов сплавов 430,67 г. Всего было затрачено на растворение отходов сплавов в этом опыте 31 ч. Остаток не растворившихся отходов 40,45 г. Всего растворилось 390,22 г отходов, что составило 90,6 %

от исходной массы отходов. Масса образовавшегося шлама – 92,26 г. Соотношение массы растворенного сплава к массе шлама составило 4,23. Рассчитанный выход по току растворения отходов сплавов в данном опыте составил не менее 73 %.

В процессе анодного растворения было получено 9,12 дм<sup>3</sup> сернокислого раствора с содержанием, г/дм<sup>3</sup>: 0,70 Re; 23,58 Ni; 3,67 Co; 2,50 Al; 0,80 W; 0,08 Mo. По данным рентгенофлуоресцентного анализа полученный шлам содержал, мас. %: 1,89 Re; 6,91 Ni; 0,58 Co; 0,47 Al; 1,24 Cr; 13,44 Ta; 34,19 W; 1,34 Mo; 3,33 Hf; 0,05 Si; 33,44 O.

Для дополнительного перевода в раствор рения, никеля и некоторых других металлов проводили химическое растворение шлама в растворе серной кислоты с добавками пероксида водорода или азотной кислоты. Нерастворенный кек светло-серого цвета отфильтровывали, его масса составила в среднем 78 % от исходной массы растворяемого шлама.

Среднее содержание элементов в фильтрах составило, г/дм<sup>3</sup>: 0,25-0,66 Re; 4,25-4,71 Ni; 0,35-0,41 Co; 0,29-0,33 Al; 0,53-0,9 W; 0,07-0,08 Mo; 0,18-0,22 Cr. По данным рентгенофлуоресцентного анализа кек содержал, мас. %: 39,10-42,74 W; 15,48-18,68 Ta; 3,4-3,6 Hf; 1,25-1,62 Re; 1,3-1,4 Mo; 1-1,1 Cr; 0,97-1,97 Ni; 0,1-0,18 Co; 0,14-0,18 Al; 0,04 Si; 32,39-36,85 O. По данным РФА основу кека представляет триоксид вольфрама.

Полученные результаты показали, что в целом при химическом вскрытии анодного шлама рений, никель, кобальт и алюминий в основном переходят в раствор. Оставшийся кек в целом представляет собой вольфрам-танталовый концентрат. Растворы от анодного вскрытия отходов и химического растворения шламов объединили. В усредненном растворе содержание элементов составило, г/дм<sup>3</sup>: 0,7 Re, 21,85 Ni, 3,85 Co, 2,29 Al, 0,79 W, 0,07 Mo, 2,08 Cr.

На экстракцию рения взяли 4 дм<sup>3</sup> объединенного сернокислого раствора. В качестве экстрагента использовали триалкиламин (ТАА) с керосином и 2-этилгексанолом. Условия проведения экстракции рения: О:В = 1:8; время контакта – 5 мин; температура комнатная. Разделение фаз произошло достаточно быстро, но систему отстаивали 1 сутки для лучшего отделения образовавшейся небольшой взвеси.

Реэкстракцию рения проводили 2,5 М раствором аммиака при О:В = 4:1, время контакта – 5 мин; температура комнатная. Разделение фаз произошло достаточно быстро. Аммиачный раствор с концентрацией рения 21 г/дм<sup>3</sup> упарили для концентрирования в нем рения. При охлаждении раствора выпал мелкокристаллический осадок белого цвета с блеском (масса 3,17 г).

Осадок был проанализирован рентгенофазовым и рентгенофлуоресцентным методами. Результаты показали, что полученная соль представляет собой черновой перренат аммония очень хорошего качества, содержание рения в соли составляет не менее 68,9 %.

После экстракционного извлечения рения из растворов от анодного вскрытия отходов сплавов и химического вскрытия шламов остаются сернокислые рафинаты, которые содержат значительные количества никеля, кобальта, хрома, алюминия и некоторых других металлов. Для извлечения этих металлов из рафинатов был использован метод осаждения гидроксидов металлов щелочами. В раствор рафината после экстракции рения, содержащего, г/дм<sup>3</sup>: 0,008 Re; 24,07 Ni; 0,40 W; 4,13 Co; 0,064 Mo; 2,42 Al; 2,17 Cr, добавляли при перемешивании раствор гидроксида натрия до установления значения рН в растворе 7-8. При этом в растворе выпадал осадок ярко-бирюзового цвета. Полученный осадок был отфильтрован, промыт водой и выдержан при 70 °С до постоянного веса в сушильном шкафу. Высушенный осадок серо-зеленого цвета был проанализирован рентгенофлуоресцентным методом. По данным анализа осадок содержит, мас. %: 31,45 Ni; 4,82 Co; 2,98 Al; 2,69 Cr; 5,35 S; 43,25 O. Содержание элементов в фильтрате, г/дм<sup>3</sup>: 0,35 W; 0,004 Mo; 0,0001 Al; 0,0001 Cr. Рений, никель и кобальт в фильтрате не обнаружены.

Результаты анализа показали, что из рафината в осадок перешли практически полностью никель, кобальт, хром, алюминий и некоторое количество других элементов. Полученный осадок можно считать никель-кобальтовым концентратом с повышенным содержанием алюминия и хрома.

Таким образом, проведенные исследования показали, что при анодном растворении компактных кусков отходов жаропрочных никелевых сплавов в серноокислых растворах под действием постоянного тока при плотности тока 500-1000 А/м<sup>2</sup> и температуре 30 °С рений может быть переведен в раствор на 80–100 %. В этих условиях также высокое извлечение в раствор наблюдается для кобальта, хрома, алюминия и немного меньше для никеля. Вольфрам и тантал практически полностью остаются в анодном шламе.

Некоторое количество рения, никеля и кобальта, оставшееся в анодном шламе, можно перевести в раствор при химическом вскрытии шлама в серноокислых растворах с добавками пероксида водорода или азотной кислоты. Из объединенных растворов от вскрытия отходов жаропрочных сплавов и анодных шламов рений может быть извлечен известным экстракционным методом в виде черногого перрената аммония.

Оставшийся после химического вскрытия анодных шламов кек в целом представляет собой вольфрам-танталовый концентрат.

Нейтрализация гидроксидом натрия серноокислого рафината после экстракции рения, содержащего значительные количества никеля, кобальта, хрома, алюминия и некоторых других металлов, позволила полностью осадить гидроксиды этих металлов в никель-кобальтовый концентрат с повышенным содержанием алюминия и хрома.

УДК 669.531.5

**М.Н. Сабанова<sup>1</sup>, И.В. Глаголева<sup>2</sup>, Н.Н. Орехова<sup>2</sup>**

<sup>1</sup> Сибайский филиал ООО «Учалинский ГОК», Сибай, Россия

<sup>2</sup> Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Магнитогорский ГТУ им. Г.И. Носова», Магнитогорск, Россия, [iva\\_290983@mail.ru](mailto:iva_290983@mail.ru)

## **ИССЛЕДОВАНИЯ И ПРАКТИКА ПЕРЕРАБОТКИ ВЕЛЬЦ – КЛИНКЕРА**

*The article considers the practice of extracting valuable components from the waste of metallurgical zinc production. The component composition of the waste of different enterprises is given and the main directions and schemes of its processing are analyzed.*

Научно-технический прогресс в современном мире сопровождается резким увеличением потребления природных ресурсов и одновременным ростом количества производственных отходов, проблема рационального использования которых теснейшим образом связана с эффективностью промышленного производства, защитой окружающей среды и новыми разработками в области утилизации отходов.

Согласно последним исследованиям ученых, уже в ближайшие десятилетия возрастающий дефицит сырьевой базы многих базовых металлов приведет к резкому повышению их стоимости, в результате чего, к примеру, сегодня сравнительно недорогие цинк и железо могут уже в ближайшем будущем стать ценными металлами. В связи со все возрастающим негативным воздействием металлургической промышленности на состояние окружающей среды, наибольшую важность приобретают технологии, обеспечивающие устойчивое развитие за счет повышения энергоэффективности, комплексного использования сырья, снижения экологической нагрузки и производственных издержек.

Клинкер – продукт, который образуется в процессе вельцевания (восстановительный обжиг при 1140-1200<sup>0</sup>С) цинковых промпродуктов (кеков, раймовки, шлаков, руды) в присутствии известняка (антиспекатель) и коксика (восстановитель, антиспекатель).

Отвалы клинкера вельцевания продолжают расти. Ежегодно образуется сотни тысяч тонн, и лишь небольшая его часть перерабатывается по базовой на сегодняшний день технологии отражательной плавки медеплавильного производства для обеднения медью шлаковых расплавов.

В отвалах завода «Электроцинк», г. Владикавказ по разным оценкам заскладировано от 3 до 5 млн тонн клинкера. Отходы клинкера Беловского цинкового завода (Кемеровская область, г. Белово) оцениваются в 600-700 тыс. тонн. Челябинский цинковый завод ежегодно производит около 70 тыс. тонн медистого клинкера, который направляется на обработку на Карабашский медеплавильный комбинат и Кыштымский медеэлектролитный завод.

Основными компонентами клинкера являются железо, цветные металлы (цинк, медь, свинец), заметные количества благородных металлов, а также пустая порода, в том числе, свободный углерод (коксик), кремнезем, оксид кальция, оксид магния, глинозем. Рядом исследователей клинкер цинкового производства по минералогическим и технологическим свойствам отнесен к новому золото-серебро-сульфидно-оксидно-полиметаллическому промышленному типу минерального сырья с высоким содержанием цветных и благородных металлов. Основной задачей современного этапа освоения этого сырья, является повышение глубины и комплексности его обогащения.

Химический состав вельц-клинкера разных предприятий представлен в табл. 1.

Специальные исследования минерального состава клинкера завода «Электроцинк», показали, что в нем благородные металлы находятся в основном в силикатных структурах и свободном состоянии; медь на 97 % представлена в упорных для выщелачивания формах (90 % – в виде борнита и халькозина, 7 % – в форме халькопирита, 2,4 % – феррата меди и 0,6 % – металлической меди); железо практически полностью находится в виде фаялита, метасиликата и ферратов со шпинелевой структурой.

Таблица 1

Химический состав вельц-клинкера

Наименование предприятия	год	Массовая доля некоторых компонентов						
		%					г/г	
		Cu	Zn	Fe	S	C	Au	Ag
Завод «Электроцинк»	2005	3,05	0,7	24,1	8,9	16,7	6,3	178,3
	2006	2,47	0,86	23,0	6,41	28,8	3,5	127,1
Челябинский цинковый завод	2005	3,24	1,9	25,9	5,76	12,8	6,0	244,0
	2006	3,61	2,19	28,1	5,42	17,0	7,0	363,7
Беловский цинковый завод	2008	0,51	0,6	15,1	2,3	21,4	2,68	162,7

Анализ исследовательских работ показывает, что разработка альтернативных плавке технологий переработки клинкера осуществляется в направлениях:

- гидрометаллургического извлечения ценных компонентов из клинкера без предварительной обработки, после окислительного обжига или предварительной механической дезинтеграционной активации, а также из продуктов магнитного разделения клинкера прямым и сорбционным цианированием или серноокислотно-хлоридными растворами;
- обогатительного разделения по магнито – флотационным схемам;

• использования клинкера в качестве металла цементатора или загрузки гальванокоагулятора в технологиях переработки кислых рудничных вод.

Переработка гидрометаллургическими способами недостаточно эффективна из-за высокой сорбционной активности углерода, содержащегося как в самом клинкере, так и продуктах его обогащения и предварительной обработки.

Разработанные магнито-флотационной схемы позволяют получить углеродсодержащий, железосодержащий, медьсодержащий и золотосодержащий продукты.

Магнитному разделению подвергается, как правило, только исходный клинкер. Но есть пример включение в схему магнитной сепарации доизмельченной магнитной фракции второго приема магнитной сепарации исходного клинкера, объединенной с хвостами медной флотации. Флотационное разделение проводится по двум вариантам: с выделением коксика (операция угольной флотации) в первом приеме флотации или с выделением коксика после предварительного флотационного выделения меди.

Получаемые по обогатительным схемам продукты из-за недостаточно полного разделения техногенных фаз клинкера характеризуются повышенным содержанием примесей. Например, содержание меди в углеродсодержащих концентратах по данным исследовательских отчетов предприятий составляет от 1,64 % до 3,25 %, а в железосодержащем от 2,3 до 4,73 %. Извлечение меди в медный концентрат в проанализированных литературных источниках не превышает 67 %.

Изучение возможности переработки клинкера ЧЦЗ в исследовательской лаборатории СФ УГОК показало, что клинкер из-за наличия металлического железа в своем составе, обладающего ковкостью, плохо измельчается. При этом, минералы меди на 68-75 % связаны с 80-85 % металлического железа. Увеличение времени измельчения приводит к переизмельчению коксика. Экспериментальным путем определено, что для клинкера ЧЦЗ оптимальной является схема с первоначальным выделением флотацией угольного концентрата, а затем проведение медной флотации. Перечистные операции не дают значительного прироста по качеству концентрата. Результаты флотации клинкера приведены в табл. 2.

Таблица 2

Результаты флотационного эксперимента (клинкер ЧЦЗ)

Продукт	Выход, %	Содержание меди, %	Содержание углерода, %	Извлечение меди, %	Извлечение углерода, %
Угольный к-т	11,63	2,61	70,93	5,67	<b>55,87</b>
Медный к-т	32,92	12,49	7,24	<b>76,73</b>	16,14
Отв. хв	55,45	1,7	7,46	17,60	27,99
Клинкер	100	5,36	14,77	100	100

Более высокое извлечение меди из клинкера (76,73 %), чем в предыдущих работах объясняется высокой массовой долей меди (5,35 %) в предоставленной для исследований пробе.

Вопросу извлечения цинка из клинкера в исследовательских работах уделено очень мало внимания. Работы носят эпизодический характер. Есть данные об извлечении из лежалых клинкеров цинкового производства до 52 % цинка агитационным выщелачиванием раствором, содержащим 150 г/л  $H_2SO_4$  и 10г/л  $NaCl$  в течение 50 мин.

Таким образом, решение задачи комплексной переработки клинкера возможно совершенствованием процессов разделения ингредиентов клинкера и последующей разработкой рациональной комплексной технологии его переработки по комбинированным технологиям: обогатительными и гидрометаллургическими методами.

УДК 669.05:549.454.2

**Л.А. Киенко, О.В. Воронова**

Институт горного дела Дальневосточного отделения РАН, Хабаровск, Россия, [kienkola@rambler.ru](mailto:kienkola@rambler.ru)

## **ОЦЕНКА ПЕРСПЕКТИВ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ФЛЮОРИТА ИЗ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ ЯРОСЛАВСКОЙ ГОРНОРУДНОЙ КОМПАНИИ**

*In work the results of studying the possibility of fluorite extraction from the secondary raw materials of Voznesensky ore region are presented. From waste, with the content of  $\text{CaF}_2$  – 14,5-21 %,  $\text{CaCO}_3$  – 13,35-9,95 %, fluorite concentrates, containing more than 93 % of  $\text{CaF}_2$  at extraction of fluorite in them up to 53,15-58,84 % were isolated by flotation method.*

В настоящее время Ярославская горнорудная компания, базирующаяся на переработке руд уникального по запасам флюорита Вознесенского рудного района, испытывает дефицит сырьевых источников, обусловленный отсутствием в последние годы вскрышных работ, снижением качества доступных для добычи руд. В связи с этим разработка новых технологий, обеспечивающих эффективное извлечение флюорита из бедного, труднообогатимого, в том числе вторичного сырья приобретает всё большую актуальность.

Наиболее перспективным направлением на сегодняшний день является использование техногенного сырья. Запасы хвостов флотационного обогащения флюоритовых руд, проскладированных в хвостохранилище, оцениваются службами компании в 30 и более млн т.

Необходимо отметить, что все первичные сырьевые источники Ярославской горнорудной компании являются труднообогатимыми, что обусловлено рядом причин. Основными из них являются очень тонкое взаимное прораствание минеральных фаз и наличие трудно разделимых флотационным методом кальцийсодержащих и слюдястых компонентов. Удовлетворительное раскрытие минеральных зёрен достигается при измельчении до 85-95 % класса -0,044 мм. В техногенных хвостах флюорит, при общем содержании  $\text{CaF}_2$  13-22 %, содержится в основном, либо в наиболее тонких трудно раскрываемых сростках, либо в шламовых фракциях, что ещё более усложняет его концентрацию в отдельный продукт.

Из хвостохранилища Ярославской обогатительной фабрики для проведения исследований обогатимости были отобраны две пробы.

Химическим анализом установлены следующие содержания основных компонентов: в пробе 1  $\text{CaF}_2$  – 15,2 %,  $\text{CaCO}_3$  – 13,35 %,  $\text{SiO}_2$  – 32,2 %, Zn – 0,49 %; в пробе 2  $\text{CaF}_2$  – 21 %,  $\text{CaCO}_3$  – 9,95 %,  $\text{SiO}_2$  – 31,6 %, Zn – 0,55 %. На начальной стадии изучения возможности концентрации флюорита в соответствующие продукты необходима оценка сырья по следующим факторам:

– вкрапленность минеральных зёрен, определяющая необходимую степень доизмельчения;

– влияние остатков реагентов первичного обогащения на селективность флотации и поиск режимов обеспечивающих основу для оптимального разделения минералов.

Гранулометрическая оценка состава отобранных проб показала, что содержание зёрен размером менее 0,044 мм, представляющих собой минеральные сростки, составляет 48-51 %. С целью доведения материала до необходимой крупности навески доизмельчались в шаровой мельнице в течение 20-25 минут.

В табл. 1 представлены результаты обогащения проб с использованием стандартной схемы флотации в открытом цикле и набора реагентов, применяемых на обогатительной фабрике предприятия в период его работы до сентября 2013 года.

Таблица 1

Результаты экспериментов по извлечению флюорита из проб хвостов с использованием стандартной технологии обогатительной фабрики ЯГРК

Проба	Продукт	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
			CaF <sub>2</sub>	CaCO <sub>3</sub>	CaF <sub>2</sub>	CaCO <sub>3</sub>
1	Флюоритовый концентрат	6,14	92,11	0,96	37,65	0,45
	Промпродукты 1-4	33,06	16,06	26,27	35,34	65,73
	Промпродукты 5-6	3,47	61,72	15,30	14,26	4,02
	Хвосты	57,33	3,34	6,87	12,75	29,81
	Питание флотации	100	15,02	13,21	100	100
2	Флюоритовый концентрат	11,45	91,05	1,04	49,92	1,17
	Промпродукты 1-4	38,94	16,84	20,18	31,40	77,10
	Промпродукт 5	3,92	68,67	14,65	12,89	5,63
	Хвосты	45,69	2,65	3,59	5,80	16,09
	Питание флотации	100	20,89	10,19	100	100

Как показывают приведенные данные, извлечение флюорита в концентраты составило лишь 37,65-49,92 %. При этом содержание CaF<sub>2</sub> (92,11-91,05 %) позволяет отнести их к маркам ФФ-92 и ФФ-90, соответственно. Необходимо отметить, что в связи с предстоящей реконструкцией основных потребителей флюоритовых концентратов (криолитовых заводов Урала) требования к качеству концентратов возросли. Выделение концентратов высокой чистоты, соответствующих марке ФФ-95 и выше, с удовлетворительными показателями по извлечению из столь низкокачественного сырья вряд ли возможно. Вместе с тем, на концентраты, содержащие CaF<sub>2</sub> ниже 93 %, спрос потребителей в настоящее время заметно упал.

Дальнейшие исследования были проведены с использованием технологии, построенной на применении сочетания высокоселективных модификаторов, выявленных по результатам наших исследований на карбонатно-флюоритовых рудах низкого качества, представляющих собой смесь аммонийно-фтористых солей с лигносульфонатами.

В ходе испытаний на вторичном сырье подтвердилась их высокая эффективность. Оптимальная селективность действия наблюдалась при повышенных расходах щелочных регуляторов.

При расходе Na<sub>2</sub>CO<sub>3</sub> в диапазоне от 1 до 4 кг/т извлечение CaF<sub>2</sub> возрастает с 30-34 до 49-55 %. Наиболее качественные концентраты получены при расходах Na<sub>2</sub>CO<sub>3</sub> 2-3 кг/т. С учётом всех оценочных характеристик оптимальным является расход соды кальцинированной 2,5 – 3,5 кг/т.

Дальнейшие исследования с детальной проработкой параметров технологии, как в основном цикле, так и в перечистных операциях, показали, что извлечение флюорита в концентраты с содержанием CaF<sub>2</sub> 93,18-93,69 % в опытах открытого цикла может возрасти до 53,15-58,81 %. Результаты экспериментов представлены в табл. 2.

Резервом для повышения извлечения флюорита в замкнутом цикле флотации в условиях промышленного производства при этом являются только промпродукты 5-6; доизвлечение флюорита из первых четырех промпродуктов маловероятно из-за высокого содержания в них кальцита, накапливание которого в процессе циркуляции приведёт к резкому снижению всех показателей обогащения.



Таблица 2

Результаты экспериментов по извлечению флюорита из пробы, отобранной из хранилища ЯГРК, с применением модификаторов на основе аммонийно-фтористых солей

Проба	Продукт	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
			CaF <sub>2</sub>	CaCO <sub>3</sub>	CaF <sub>2</sub>	CaCO <sub>3</sub>
1	Флюоритовый концентрат	8,83	93,18	0,96	53,15	0,65
	Промпродукт 1-4	24,85	16,46	28,04	26,42	53,20
	Промпродукт 5-6	0,98	64,67	14,89	4,09	1,11
	Хвосты	64,55	2,95	9,09	12,30	44,80
	Питание флотации	100	15,48	13,1	100	100
2	Флюоритовый концентрат	13,12	93,69	0,79	58,81	1,00
	Промпродукт 1-4	32,55	13,72	20,78	21,37	65,57
	Промпродукт 5-6	3,61	75,59	8,55	13,06	2,99
	Хвосты	50,72	2,79	6,19	6,77	30,43
	Питание флотации	100	20,9	10,32	100	100

Как известно, большое влияние на эффективность дальнейшей технологии химической переработки флюоритовых концентратов, оказывает содержание вредных примесей, основной из которых является двуокись кремния.

Химическими анализами установлено, что в концентратах с содержанием CaF<sub>2</sub> свыше 93 % содержится 2,15-2,4 % SiO<sub>2</sub>, что соответствует нормам для концентратов марки ФФ-92.

Полученные данные по вторичному обогащению флюоритовых хвостов можно оценить как вполне удовлетворительные. Так при обогащении первичного рудного сырья из карьеров месторождений Вознесенского рудного района, с содержанием 25-26 % CaF<sub>2</sub> и карбонатным модулем 1,5-2,5, даже при использовании наших последних разработок, удаётся получать концентраты марки ФФ-90 (CaF<sub>2</sub> 90-91 %) с извлечением флюорита лишь 64-65 %.

Исследования возможности концентрации сфалерита в одноимённые продукты показали, что в концентраты с содержанием цинка 42-43,3 % извлечение может составлять не более 36-38,8 %. При этом эффективность обогащения флюорита снижается, что связано с негативным действием реагентов цинкового цикла. Нецелесообразность извлечения цинка, с учётом полученных данных, практически обоснована.

Таким образом, в результате исследований состава пробы лежалых хвостов обогащения флюорита и технологической оценки перспектив их вторичной переработки установлено:

1. Содержание CaF<sub>2</sub> в представленных для исследований пробах составляет 15,2-21 %, CaCO<sub>3</sub> соответственно 13,35-9,95 %, Zn – 0,49-0,55 %.

Сырьё характеризуется низким карбонатным модулем (1,14-2,11), однако может представлять интерес, как источник для извлечения флюорита.

2. Изучение возможности концентрации в соответствующий продукт флюорита показали, что при использовании действовавшей до остановки предприятия технологии, в основе которой лежит использование карбоксильных собирателей в сочетании с фторидом натрия, удаётся получить концентраты с содержанием CaF<sub>2</sub> 92,11-91,05 % при извлечении флюорита в концентрат, соответственно, 37,65-49,92 %

3. Использование новой композиции модификаторов на основе аммонийно-фтористых солей позволяет повысить извлечение флюорита в концентрат с содержанием CaF<sub>2</sub> 93,18-93,69 % до 53,15-58,81 %.

4. С учётом низкого качества исходного материала тонкого взаимного прораствания минеральных зёрен, наличия на поверхности минералов вторичных образований и плёнок реагентов от предыдущей переработки, полученные результаты могут быть оценены как вполне удовлетворительные.

УДК 669.054.8:622.357

**В.С. Римкевич, И.В. Гиренко, М.А. Леонтьев**

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт геологии и природопользования Дальневосточного отделения РАН, Благовещенск, Россия, [vrink@yandex.ru](mailto:vrink@yandex.ru)

### **ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ МЕТОД КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ВЫСОКОКРЕМНИСТЫХ ТЕХНОГЕННЫХ ОТХОДОВ\***

*Optimal conditions of nanodispersed amorphous silica, alumina, red ferrioxide pigment and other trade products were discovered on the basis of investigations of processes of hydrometallurgical processing of high silicon wastes. Effective method of complex extraction of various useful components from electromagnetic fraction of coal ash has been developed.*

В Российской Федерации ежегодно на тепловых электростанциях (ТЭЦ) сжигается 650 млн т угля, вследствие чего образуется 300 млн т высококремнистых техногенных отходов в виде золы и шлаков. Хранение золошлаковых отходов представляет серьезную экологическую и экономическую проблему. Существующие методы переработки (А.А. Черепанов, В.Т. Кардаш, 2009, Л.М. Делицын, А.С. Власов, 2010 и др.) позволяют извлекать незначительные количества ценных компонентов, содержащихся в золошлаковых отвалах. В то же время по вещественному составу высококремнистые техногенные отходы можно рассматривать как комплексное месторождение нерудных и рудных полезных ископаемых. Оно находится на поверхности, не требует расходов на добычу из недр, запасы значительны и постоянно увеличиваются.

Целью настоящей работы являлось теоретическое и экспериментальное изучение процессов обогащения высококремнистых техногенных отходов и разработка гидрометаллургического метода комплексного извлечения различных полезных компонентов.

Объектом исследования являлась наиболее распространенная электромагнитная фракция (88,7 % по массе) золы Благовещенской ТЭЦ состава, мас. %:  $\text{SiO}_2$  – 54,27;  $\text{Al}_2\text{O}_3$  – 21,01;  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  – 8,09;  $\text{TiO}_2$  – 0,66;  $\text{CaO}$  – 8,24;  $\text{MgO}$  – 2,49;  $\text{Na}_2\text{O}$  – 0,40;  $\text{K}_2\text{O}$  – 1,23;  $\text{P}_2\text{O}_5$  – 0,08;  $\text{SO}_3$  – 0,27; п.п.п. – 2,91. Для переработки этой фракции, состоящей по данным рентгенофазового анализа, в основном, из минералов кварца ( $\text{SiO}_2$ ) и муллита ( $\text{Al}_6\text{Si}_2\text{O}_{13}$ ), применялись растворы гидродифторида аммония ( $\text{NH}_4\text{HF}_2$ ) марки ч. д. а., аммиачная вода ( $\text{NH}_4\text{OH}$ ) марки х. ч. и соляная кислота (35 %  $\text{HCl}$ ) марки х. ч.

Исходное сырье, промежуточные фазы и конечные продукты исследовали химическим, рентгенофазовым, спектральным и другими методами анализов, применяемыми в Аналитическом центре минералого-геохимических исследований ИГиП ДВО РАН. Расчеты

---

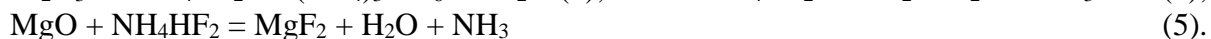
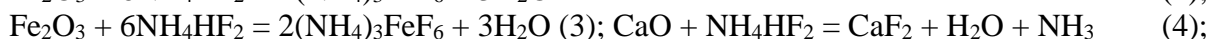
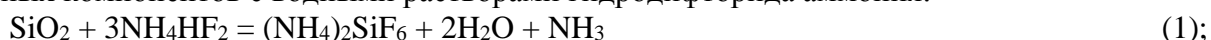
© Римкевич В.С., Гиренко И.В., Леонтьев М.А., 2017

\* Работа выполнена при финансовой поддержке Российского фонда фундаментальных исследований (проект № 14-05-00239а).

термодинамических параметров, констант скорости и энергии активации химических реакций осуществляли с использованием программ, разработанных нами на основе приложения Microsoft Access 2007.

На рисунке приведена технологическая схема комплексной гидрометаллургической переработки высококремнистых техногенных отходов. На схеме в скобках обозначены химические реакции, вероятности прохождения которых подтверждены термодинамическими расчетами. Гидрометаллургическое выщелачивание гексафторосиликата аммония ((NH<sub>4</sub>)<sub>2</sub>SiF<sub>6</sub>) проводилось при температурах 25, 75 и 100 °С, исходной концентрации 25 мас. % NH<sub>4</sub>HF<sub>2</sub> в водных растворах при pH=5,5–6,0. Температура кипения концентрированного водного раствора гидрофторида аммония составляет 108 °С. Количество NH<sub>4</sub>HF<sub>2</sub> в растворах соответствует стехиометрическому.

При гидрометаллургическом выщелачивании осуществляются следующие реакции основных компонентов с водными растворами гидрофторида аммония:



Отделенный раствор (NH<sub>4</sub>)<sub>2</sub>SiF<sub>6</sub> выпаривается с образованием кристаллического (NH<sub>4</sub>)<sub>2</sub>SiF<sub>6</sub>, а летучие компоненты NH<sub>3</sub> и H<sub>2</sub>O улавливаются в устройстве, заполненном водным раствором, с образованием аммиачной воды. Далее из шламового осадка выщелачивается растворимый в воде гексафтороалюминат аммония ((NH<sub>4</sub>)<sub>3</sub>AlF<sub>6</sub>) при pH = 6–6,5, который путем фильтрования отделяется от труднорастворимого гексафтороферрата аммония, фторидов кальция и магния.

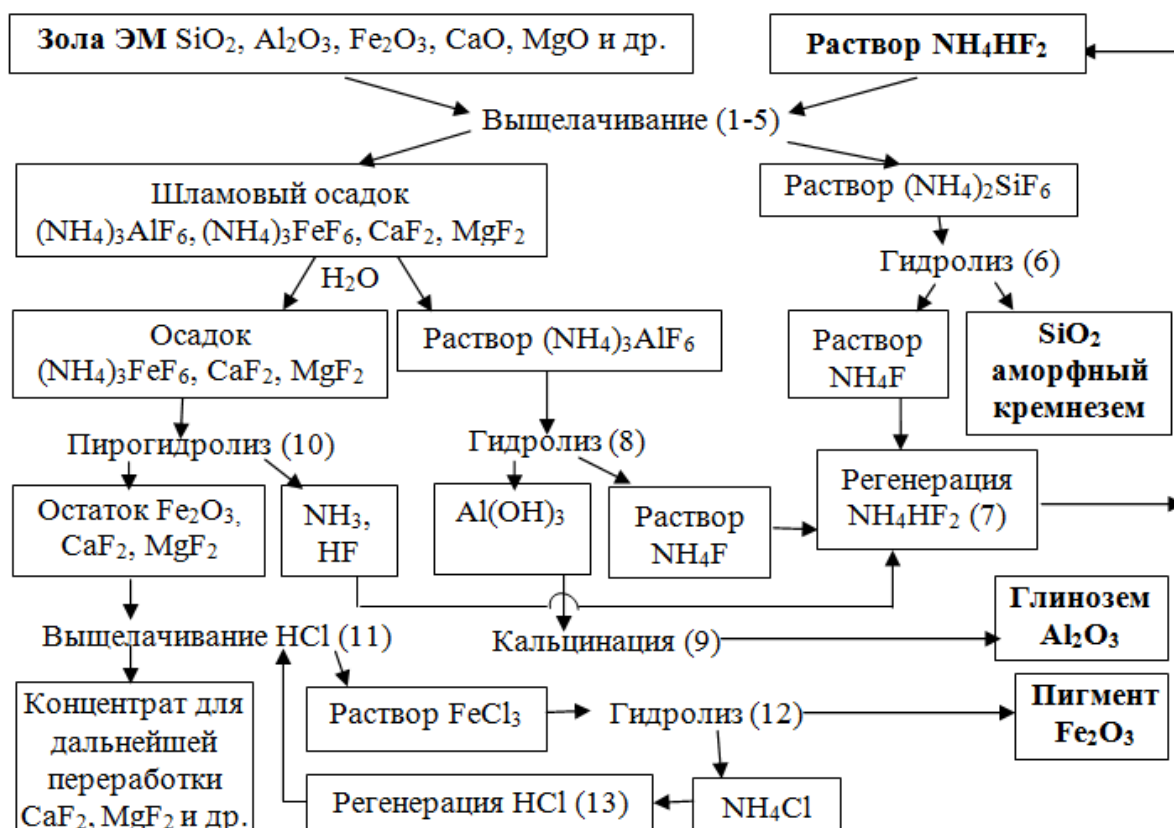
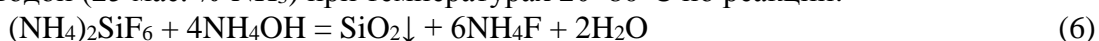


Рисунок. Технологическая схема гидрометаллургической переработки угольной золы

Отделенный раствор  $(\text{NH}_4)_3\text{AlF}_6$  выпаривается с образованием кристаллического гексафтороалюмината аммония. По данным рентгенофазового, химического и спектрального анализов образовавшиеся кристаллические фазы  $(\text{NH}_4)_2\text{SiF}_6$  и  $(\text{NH}_4)_3\text{AlF}_6$  содержат незначительное количество примесей – менее  $10^{-2}$  мас. % (Fe, Ti, Ca, Mg и др.). На следующем этапе гексафторосиликат и гексафтороалюминат аммония подвергаются гидролизу в воднощелочных растворах.

Водный раствор гексафторосиликата аммония (3–33 мас. %  $(\text{NH}_4)_2\text{SiF}_6$ ) взаимодействует с аммиачной водой (25 мас. %  $\text{NH}_3$ ) при температурах 20–80 °С по реакции:



до образования осадка при pH = 8–9, который выдерживали при заданной температуре в течение 1 ч. Затем осадок путем фильтрования отделяется от раствора фторида аммония, который поступает на регенерацию гидрофторида аммония по реакции:



В результате происходит синтез нанодисперсного аморфного кремнезема высокой химической чистоты со средним размером наночастиц 17–89 нм (В.С. Римкевич и др., 2012). Спектральный анализ нанодисперсных порошков аморфного кремнезема подтверждает наличие в них минимального количества примесей (менее  $10^{-2}$  мас. %); на дифрактограммах наблюдается рентгеноаморфное гало с отсутствием кристаллических фаз. По данным химического анализа в аморфном кремнеземе содержится 99,99 мас. %  $\text{SiO}_2$  и обнаружены следы фтора (В.С. Римкевич и др., 2015).

В водном растворе (0,5–3 мас. %  $(\text{NH}_4)_3\text{AlF}_6$ ) гексафтороалюминат аммония взаимодействует с аммиачной водой (25 мас. %  $\text{NH}_3$ ) при температурах 20–80 °С по реакции:



до образования осадка гидроксида алюминия ( $\text{Al}(\text{OH})_3$ ) при pH = 8–9, который выдерживали при заданной температуре в течение 1 ч. Затем осадок путем фильтрования отделяется от раствора фторида аммония, который поступает на стадию регенерации (реакция 7).

В результате прохождения процесса (реакция 8) происходит образование микрочастиц гидроксида алюминия с размерами фракций по данным седиментационного анализа до 10 мкм – 2–10 %, от 10 до 50 мкм – 10–60 %, микрочастицы крупнее 50 мкм – более 30 % по массе. Спектральный анализ микрочастиц гидроксида алюминия показал наличие в них минимального количества примесей (менее  $10^{-1}$  мас. %), на дифрактограммах фиксируется кристаллическая фаза гиббсит. Затем гидроксид алюминия подвергается кальцинации по реакции:



при температурах 1100–1200 °С с получением кондиционного металлургического глинозема.

По известной методике (Л.Н. Дьяченко, Р.И. Крайденко, 2007) нерастворимый осадок подвергается термической обработке перегретым водяным паром при 300–650 °С с образованием диоксида железа по реакции:



а фториды кальция и магния не подвергаются пирогидролизу. Далее полученный осадок выщелачивают разбавленным раствором соляной кислоты при температуре 50–60 °С и выдержке 2–3 ч с образованием раствора хлорида железа ( $\text{FeCl}_3$ ) по реакции:



который путем фильтрования отделяется от нерастворимого в соляной кислоте остатка, состоящего по данным рентгенофазового анализа из фторидов кальция и магния.

Хлорид железа подвергается гидролизу в водных растворах под действием аммиачной воды (25 мас. %  $\text{NH}_3$ ) при температурах 20–80 °С и pH = 7–8 по реакции:



с образованием красного железоксидного пигмента ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ), который выпадает в осадок, выдерживается при заданной температуре не менее 1 ч и отделяется путем фильтрования от хлорида аммония ( $\text{NH}_4\text{Cl}$ ). Из  $\text{NH}_4\text{Cl}$  регенерируются соляная кислота и аммиак по реакции:



которые поступают на определенные стадии технологического процесса.

Применяемые дополнительные компоненты легко восстанавливаются с отсутствием твердых, жидких и газообразных отходов (рисунок 1, реакции 7, 13), что позволяет многократно использовать их в технологическом процессе. При комплексной переработке 100 кг электромагнитной фракции угольной золы теоретически можно извлечь 54,27 кг аморфного кремнезема, 21,01 кг глинозема, 8,09 кг красного железоксидного пигмента и другие полезные компоненты, которые используются в различных отраслях промышленности.

Среднемировая стоимость (\$/кг) золы составляет 0,06, гидродифторида аммония – 2,0, аммиачной воды – 0,1, соляной кислоты – 0,2, а конечных продуктов: аморфного кремнезема – 5,0, глинозема – 0,45, красного железоксидного пигмента – 3,0.

Замкнутый цикл и высокая степень регенерации дополнительных компонентов также обеспечивают экологическую безопасность и экономическую рентабельность технологического процесса.

Таким образом, теоретическими и экспериментальными исследованиями процессов гидрометаллургического обогащения высококремнистых техногенных отходов тепловых электростанций определены оптимальные физико-химические условия получения нанодисперсного аморфного кремнезема, глинозема, красного железоксидного пигмента и других товарных продуктов, и разработан эффективный метод комплексной переработки электромагнитной фракции угольной золы Благовещенской ТЭЦ.

УДК 622.882:622.367.8.002.68

**И.А. Мосендз<sup>1</sup>, С.А. Алексеева<sup>2</sup>, И.П. Кременецкая<sup>1</sup>,  
С.В. Дрогобужская<sup>1</sup>, М.В. Слуковская<sup>1</sup>, Л.А. Иванова<sup>3</sup>**

<sup>1</sup> Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья им. И.В. Тананаева КНЦ РАН, Апатиты, Россия, [mosendz@chemy.kolasc.net.ru](mailto:mosendz@chemy.kolasc.net.ru)

<sup>2</sup> Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Горный институт КНЦ РАН, Апатиты, Россия

<sup>3</sup> Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Полярно-альпийский ботанический сад-институт им. Н.А. Аврорина КНЦ РАН, Апатиты, Россия

## **КОМПЛЕКСНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ВЕРМИКУЛИТ-СУНГУЛИТОВЫХ ОТХОДОВ ДЛЯ РЕМЕДИАЦИИ ТЕХНОГЕННО ЗАГРЯЗНЕННОЙ ТЕРРИТОРИИ**

*In this paper the possibility of using vermiculite-sungulite wastes was investigated as a soil improver which is substrate for the formation of vegetation. Investigation on the thermal activation of vermiculite and sungulite was carried out. The basic physico-chemical properties characteristic of the obtained materials are given. Sorption properties of minerals with respect to copper and nickel cations were studied.*

© Мосендз И.А., Алексеева С.А., Кременецкая И.П., Дрогобужская С.В., Слуковская М.В., Иванова Л.А., 2017

Одной из глобальных проблем человечества является нарастающее загрязнение природных экосистем техногенными химическими соединениями, в результате которого, например, вблизи предприятий металлургического профиля формируются геохимические аномалии, приводящие к деградации почвенного слоя. Для реабилитации антропогенно-нарушенных земель авторами (Пат. № 2484613) предложена технология создания искусственных фитоценозов. В основе подхода лежит комплексное использование многолетних травянистых растений, устойчивых к загрязнению тяжелыми металлами (ТМ) в условиях крайнего Севера, и горнопромышленных отходов, обладающих кислотонейтрализующими свойствами.

В пределах Мурманской области перспективным сырьем для проведения рекультивационных работ являются заскладированные вермикулит-сунгулитовые отходы открытой добычи флогопита ООО «Ковдорслюда», г. Ковдор. Вермикулит участвует в процессах почвообразования, фиксируя органический углерод, а сунгулит нейтрализует избыточную кислотность почвенных растворов и атмосферных осадков. Помимо этого, вермикулит можно использовать для получения термовермикулита – гидропонной основы для выращивания травяной дернины (Пат. № 2007126884/12), а также детоксикации почвенных растворов в результате проявления им сорбционных свойств.

В настоящее время разработана технология обогащения вермикулит-сунгулитовых отходов, предусматривающая следующие операции: отсев фракции -10 мм (продукт I), дробление крупной фракции, выделение шламового продукта на гидроциклоне (продукт II), разделение зернистого материала на концентрационном столе с получением вермикулит-сунгулитового концентрата (продукт III) и пироксенитовых хвостов (продукт IV). Укрупненные полевые испытания показали, что продукты I и II являются эффективными мелиорантами в технологии создания искусственных фитоценозов на депрессивных территориях в зоне влияния металлургического комбината. Продукт III предназначен для получения термовермикулита и магниезально-силикатного реагента для иммобилизации ТМ путем термоактивации.

Обжиг вермикулит-сунгулитовых зернистых продуктов целесообразно проводить в электрических модульно-спусковых печах, что обусловлено высокой эффективностью процесса обжига в них вермикулита, а также возможностью их модификации применительно к особенностям исходного сырья. Определение условий термоактивации вермикулит-сунгулитовых продуктов методом термоудара, который реализуется в таких печах, выполнено с применением комплекса физико-химических методов исследования. Установлено, что рост температуры обжига приводит к повышению значений рН как вермикулита, так и сунгулита (рис. 1). Значения окислительно-восстановительного потенциала образцов сунгулита показывают резкое нарушение его свойств при обжиге выше 650°C, что связано с процессом образования активной метастабильной фазы. Активность, являющаяся интегральной характеристикой образцов, повышается по мере увеличения интенсивности термического воздействия в интервале температур 650-750°C, и снижается при более высоких температурах. Следует отметить, что сунгулит проявляет большую способность к реакции с кислотными растворами. Таким образом, можно сделать вывод о том, что относительно физико-химических свойств материала оптимальными параметрами режима обжига является температура в диапазоне от 650 до 750°C и минимальная продолжительность выдержки.

Главной характеристикой субстратов, предназначенных для создания насыпного слоя как основы искусственных фитоценозов, является наличие в них кислотонейтрализующих минералов, способных противодействовать основному фактору загрязнения рассматриваемой территории – кислотным осадкам, содержащим соединения ТМ. К таким минералам относятся сунгулит и активированный вермикулит.

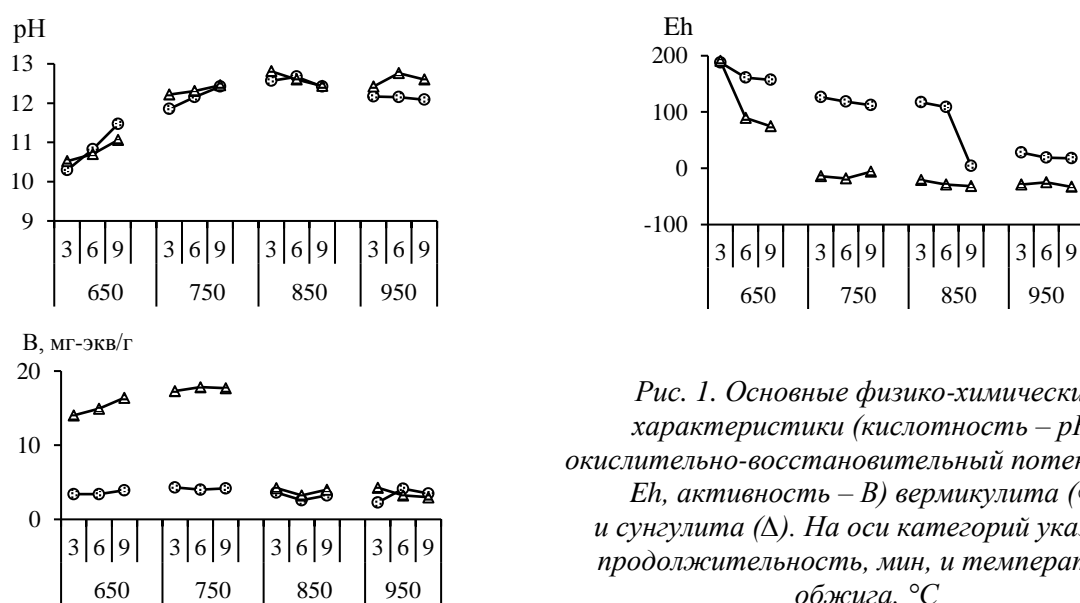


Рис. 1. Основные физико-химические характеристики (кислотность – рН, окислительно-восстановительный потенциал – Eh, активность – В) вермикулита (○) и сунгулита (Δ). На оси категорий указаны продолжительность, мин, и температура обжига, °С

Изучен процесс взаимодействия сунгулита и термовермикулита с сульфатными растворами меди и никеля. Показано наличие трех механизмов извлечения металлов из раствора – ионный обмен, сорбция на активных центрах, образование трудно растворимого соединения. Вклад каждого из механизмов определяется свойствами как металла, так и сорбента. Установлено, что медь извлекается преимущественно в результате образования основного сульфата меди, а никель за счет ионного обмена – на термовермикулите, сорбции на активных центрах и ионного обмена – на сунгулите.

Исследовано влияние воздействия мелиорантов, содержащих щелочные компоненты, на нижележащий высокозагрязненный техногенный торф. С одной стороны, результаты полевых экспериментов свидетельствуют о снижении кислотности грунта в результате радиальной миграции растворимых компонентов из субстратов; в то же время, на контакте с торфом могут протекать процессы миграции ТМ в менее загрязненный слой мелиоранта. Влияние указанных процессов на миграционный статус ТМ исследовано экспериментально в лабораторных условиях.

Определено содержание водорастворимых и биодоступных форм металлов в торфяном грунте и в смеси грунта с термовермикулитом или сунгулитом при температуре +20, +3 и -20°C (рис. 2). С целью определения подвижных форм металлов при различных значениях рН методика, выполняемая с применением ацетатно-аммонийного буфера, модифицирована. Для выщелачивания компонентов использовали аммонийно-ацетатные буферные растворы с различным соотношением компонентов в смеси, диапазон изменения рН от 3,7 до 7,8.

Изменение рН влияет на подвижность меди и никеля, причем для меди полученная зависимость является экстремальной – наиболее высокая степень мобилизации данного компонента из торфоподобного грунта наблюдается при рН=4,6. Полученный результат может быть связан с полиэлектролитной природой гумифицированного органического материала и наличием в нем сорбционных центров различного типа. Медь активнее связывается с органической матрицей по сравнению с никелем (Кичигин, 2006), для которого снижение подвижности в кислой среде не обнаружено.

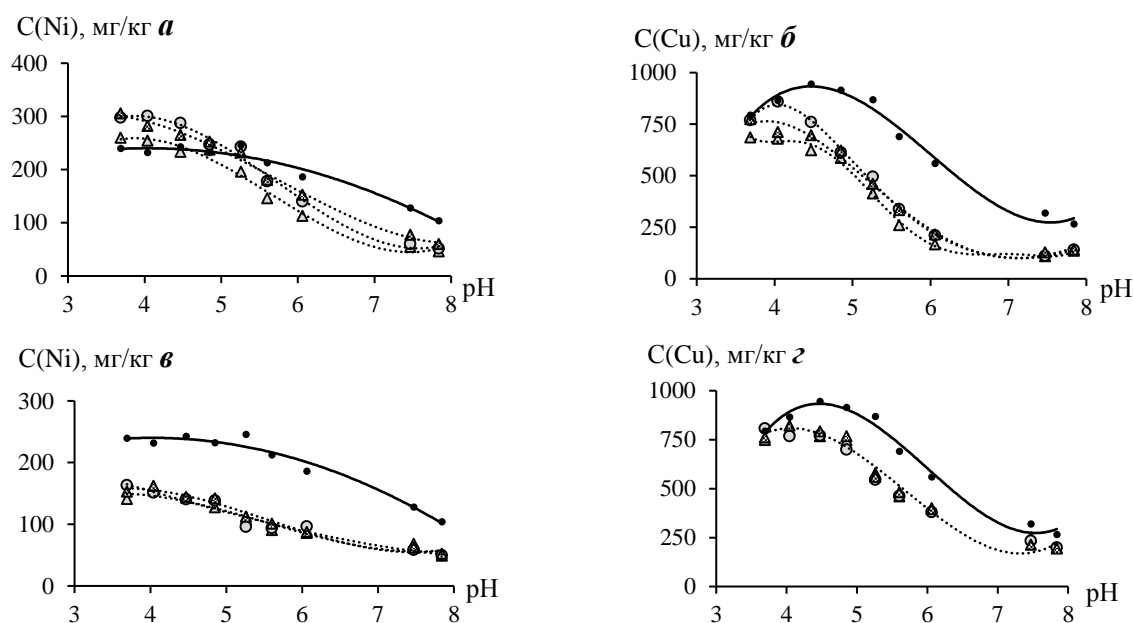


Рис. 2. Подвижность никеля (а, в) и меди (б, г) в торфяном грунте (●) и в смеси грунта с сунгулитом (а, б) и термовермикулитом (в, г) при температуре +20 (Δ), +3 (○) и -20°C (▲)

В присутствии сунгулита никель переходит в более растворимую форму при  $\text{pH} < 5$  (4,5-5,2 для различных температур), и в менее растворимую – при больших  $\text{pH}$ . Как было показано выше, на сунгулите подвижный никель сорбируется на активных центрах, количество которых уменьшается в кислой среде, в то время как щелочная среда способствует закреплению на них металлов (Alvarez-Silva et al., 2010). В отличие от никеля, медь в присутствии сунгулита образует малорастворимое соединение – брошантит, растворимость которого меньше по сравнению с количеством металла, который может быть связан с органической матрицей. Во всем диапазоне значений  $\text{pH}$  наблюдается снижение подвижности меди в системе с сунгулитом.

В опытах с вермикулитом для меди наблюдается аналогичный процесс снижения подвижности (рис. 2), что и в присутствии сунгулита, подтверждая идентичность состава осажденной фазы. Опыты с никелем свидетельствуют об отличии механизма сорбции на сунгулите и вермикулите. Закрепление никеля, преимущественно в результате ионного обмена, способствует проявлению вермикулитом как материалом для иммобилизации данного металла более высокой эффективности.

Таким образом, проведенные исследования показывают перспективность использования вермикулит-сунгулитовых отходов в качестве исходного сырья для получения материалов природоохранного назначения, в том числе субстратов, которые могут служить основой искусственных фитоценозов на загрязненной территории, а также концентратов, содержащих минеральные фазы, проявляющие сорбционную активность по отношению к ТМ.



УДК 621.928.3:628.4.038

**Н.В. Михайлова**

Научно-производственная корпорация «Механобр-техника», Санкт-Петербург, Россия,  
*mikhailoff@gmail.com*

## **СЕПАРАТОР ДЛЯ ТВЕРДЫХ КОММУНАЛЬНЫХ ОТХОДОВ С ФУНКЦИЕЙ РАЗБИВАНИЯ СТЕКЛА\***

*A separator for MSW sorting in processes of refuse derived fuel production was developed. The separator allows removing such “problem” materials as glass, batteries and ash-containing fines with great effectiveness.*

Перспективным направлением обезвреживания твердых коммунальных отходов (ТКО) является производство твердого дополнительного топлива для цементной промышленности. При этом необходимо снизить до допустимых пределов содержание нежелательных компонентов с максимальным сохранением калорийной составляющей.

В числе наиболее сложных задач производства топлива из ТКО – извлечение тонкой фракции менее 16 мм (так называемого отсева), стекла и батареек.

Первичное грохочение не позволяет достичь требуемой эффективности по батарейкам, равно как и по отсеvu. Барабанные и инерционные грохоты при тонком грохочении легко забиваются и характеризуются малым извлечением тонкой фракции. Магнитная сепарация не является эффективным методом извлечения батареек ввиду малого содержания в них магнитного металла (около 25 %).

Особые трудности связаны с извлечением стекла – носителя таких нежелательных компонентов, как зола, хром, кадмий, никель. Все существующие методы извлечения стекла из ТКО имеют определенные недостатки. Автоматизированная и пневматическая сепарация применимы только в составе многостадийного дорогостоящего процесса, включающего рассев по классам крупности и дробление крупных фракций. Пневматическая сепарация, кроме того, сопряжена со значительными потерями калорийной фракции. Грохочение может быть применено для извлечения стекла после дробления, в результате чего хрупкое стекло переходит в тонкий класс крупности. Поскольку дробилка в большей или меньшей степени дробит весь материал, контрастность гранулометрии разделяемых фракций возрастает не столь сильно, как хотелось бы, и эффективность извлечения стекла грохочением не достаточна.

Для повышения качества извлечения указанных нежелательных компонентов при производстве топлива из твердых коммунальных отходов Научно-производственной корпорацией «Механобр-техника» разработан новый сепаратор для ТКО, изготовлен экспериментальный образец сепаратора.

Сепаратор предназначен для разбивания стекла и его отсеивания по фракции 50 мм, с попутным удалением в подрешетный продукт отсева и мелких инертных фракций. Сепаратор может применяться в линии по производству топлива RDF из смешанных ТКО, а также в

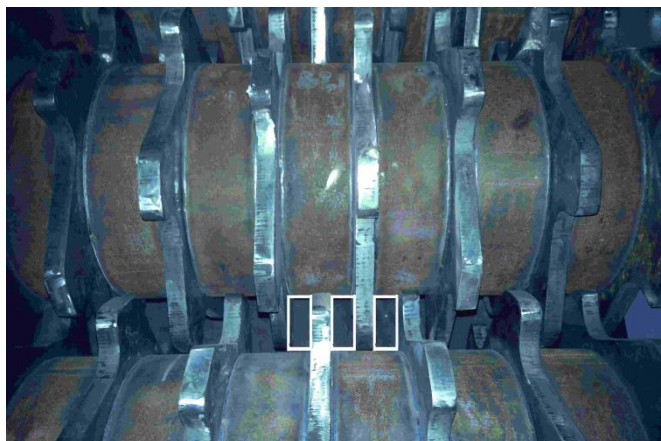
---

© Михайлова Н.В., 2017

\* Исследование выполнено при финансовой поддержке Минобрнауки РФ по проекту № 14.579.21.0111 УИПНИЭР RFMEFI57915X0111. Регистрационный номер НИОКР АААА-А15-115122810075-7.

линии сортировки отходов, собираемых по системе “single stream” (смешанное вторсырье), в этом случае отделяемое стекло может быть очищено посредством воздушной сепарации до качества товарного продукта.

Сепаратор устроен по типу валкового дискового грохота, в котором упорядоченно расположенные на вращающихся валах диски формируют рабочую поверхность (рисунок).



*Рисунок. Внешний вид сепаратора и ячейки просеивающей поверхности*

Материал дисков – износостойкая легированная сталь. Валы приводятся во вращение цепным приводом. Скорость вращения регулируется частотными преобразователями. Рабочая поверхность наклонена против движения сырья; в экспериментальном образце угол наклона регулируется.

Просеивающие отверстия (ячейки), сформированные валами и дисками, имеют постоянную во времени прямоугольную форму. Выдающиеся кромки дисков при вращении разбивают хрупкое стекло, после чего оно просыпается в подрешетный продукт. Нехрупкие материалы интенсивно перемещаются, сохраняя целостность.

Преимущества сепаратора – высокая эффективность просеивания влажного материала, высокая эффективность удаления стекла. Разбивание стекла без разрушения остального материала существенно повышает контрастность свойств разделяемых фракций и позволяет достичь максимальной эффективности сепарации. Интенсивная агитация сырья непосредственно на просеивающей поверхности улучшает извлечение в подрешетный продукт тонких фракций, особенно, тяжелых батареек, камней, песка, осколков стекла. Возможность подбора формы сменных дисков и моделирования различных конфигураций просеивающей поверхности позволяет эффективно сортировать отходы различного состава без забивания просеивающей поверхности.

В настоящий момент ведется подготовка экспериментального образца устройства к испытаниям в условиях производства. Для испытаний изготовлено два варианта просеивающей поверхности: с тригональными и со звездообразными дисками. Испытания будут проводиться на типичном сырье, рекомендованном для питания сепаратора – смешанные ТКО после отделения крупногабаритов (более 400 мм), разрывания мусорных пакетов, извлечения магнитного металла.

УДК 621.763-032.3

**Л.А. Земскова, А.В. Войт, Д.Х. Шлык, Н.В. Полякова**

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт химии Дальневосточного отделения РАН, Владивосток, Россия, *zemsikova@ich.dvo.ru*

## **ОЦЕНКА СОРБЦИОННЫХ СВОЙСТВ КОМПОЗИТНЫХ МАТЕРИАЛОВ НА ОСНОВЕ УГЛЕРОДНОГО ВОЛОКНА, МОДИФИЦИРОВАННОГО ХИТОЗАНОМ И ОКСИДАМИ МЕТАЛЛОВ ПО ОТНОШЕНИЮ К МЫШЬЯКУ (V)**

*Removal of arsenic(V) was studied through adsorption on composite sorbents under dynamic conditions. Carbon fiber coated by chitosan precipitated using sodium sulphate and then modified with molybdenum was found to be more effective to breakthrough concentration.*

При вовлечении в переработку упорных сульфидно-арсенатных руд будет наблюдаться рост загрязнения окружающей среды мышьяком. Для того чтобы удалить мышьяк из промышленных стоков и природных вод, применяют различные методы, основанные на осаждении, сорбции, ионном обмене, коагуляции. Однако технологии **глубокой очистки** сточных вод и промышленных растворов предприятий цветной металлургии могут быть реализованы только с использованием сорбционных методов очистки, обеспечивающих более полное и селективное удаление мышьяка из сложных по составу растворов до санитарной нормы (0.05 мг/дм<sup>3</sup>).

При выборе сорбентов обычно учитывают способ очистки растворов, из которых наиболее предпочтительна очистка в динамическом режиме. Несмотря на большое число работ, посвященных динамическому концентрированию элементов из растворов, выбор сорбентов для решения той или иной задачи осуществляют экспериментальным путем с учетом предварительных исследований сорбции в статических условиях. Об исследовании равновесных и кинетических параметров волокнистых композиционных сорбентов на основе углеродного волокна, модифицированного оксидами металлов (Mn и Mo) нами сообщено ранее в материалах Плаксинских чтений (2015, 2016).

В настоящей работе проведено испытание композиционных сорбентов на основе углеродного волокна, модифицированного хитозаном и затем оксидами молибдена, и углеродного волокна, модифицированного искусственным оксидом марганца (в форме бернессита), для очистки модельных растворов от мышьяка(V) в динамических условиях.

Были получены волокнистые сорбенты-композиты на основе углеродного волокна в составе с биополимером хитозаном, модифицированные молибденом, определяющим средство сорбентов к мышьяку вследствие способности образовывать прочный арсенат-молибдатный комплекс. Исходные хитозан-углеродные материалы (ХУМ) получены электрохимическим методом путем переосаждения хитозана на поверхность углеродного волокна (УВ) (уд. поверхность ~ 700 м<sup>2</sup>/г), используемого в качестве электрода: ХУМ(-900) в катодной области потенциалов; ХУМ(+900) и ХУМ(б/п) в анодной области и при потенциале разомкнутой цепи (потенциал электрода изменяется в анодную область). ХУМ(SO<sub>4</sub>) – путем осаждения хитозана раствором Na<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> в присутствии УВ в качестве подложки. Модификацию молибденом углеродного волокна и хитозан-углеродных материалов осуществляли методом адсорбции молибдена из растворов молибдата натрия при рН 3.0, оптимальном как для хитозана, так и углеродного волокна.

Композиционный материал, в которых активная составляющая (оксид марганца) нанесена на поверхность углеродного волокна, получен путем химического осаждения из растворов, содержащих перманганат калия и хлорид марганца (образец – УВ-Мп хим. осажд.).

Динамические характеристики сорбции мышьяка (V) из растворов, приготовленных на бидистиллированной воде, полученными сорбентами изучали в колонке диаметром 0.9 см и высотой 5.8 см. Объем слоя загруженного сорбента составлял 1мл с плотностью набивки 0.15-0.16 г/мл. Раствор мышьяка (V) с концентрацией ~ 100 мкг/дм<sup>3</sup>, pH 2.9 подавали в колонку со скоростью 1 мл/мин. Пробы на содержание As (V) анализировали по мере пропускания 50 мл раствора.

Выходные кривые сорбции мышьяка (V) некоторыми из полученных сорбентов представлены на рисунке. Как следует из приведенных данных сорбенты УВ-Мп хим. осажд. и ХУМ(-900)-Мо имеют примерно одинаковую динамическую емкость, которая достигается при пропускании 900-950 колоночных объемов раствора (к.о., V раствора/V сорбента). Тогда как полная обменная емкость сорбента ХУМ(SO<sub>4</sub>)-Мо не достигается даже при пропускании 1800 мл (к.о.) раствора.

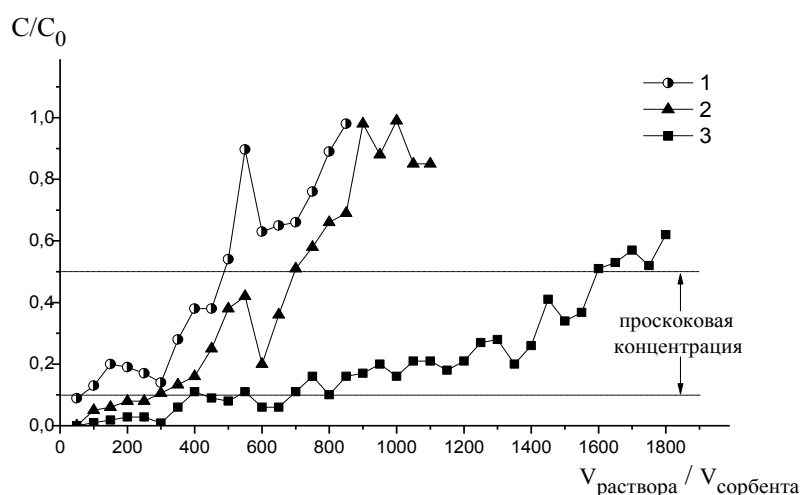


Рисунок. Выходные кривые сорбции мышьяка(V) сорбентами: 1 – УВ-Мп хим. осажд., 2 – ХУМ(-900) – Мо, 3 – ХУМ(SO<sub>4</sub>) – Мо, pH 2.9, C<sub>0</sub> ~ 105 мкг/дм<sup>3</sup>

При этом при выбранной плотности загрузки сорбента и заданной скорости пропускания раствора концентрация мышьяка (V) уже в первых 100 мл (к.о.) пропущенного раствора (для сорбента УВ-Мп хим. осажд.) превышает контрольный уровень 10 мкг/дм<sup>3</sup> (ПДК мышьяка по рекомендации ВОЗ). В то же время как сорбенты, содержащие Мо, в которых УВ покрыто пленкой хитозана в различных солевых формах, показывают более удовлетворительные характеристики: ХУМ(-900)-Мо удерживает концентрацию до 10 мкг/дм<sup>3</sup> при пропускании 300 к.о., а ХУМ(SO<sub>4</sub>)-Мо – 750 к.о.

Таблица

Характеристики сорбентов по отношению к мышьяку (V)

Сорбент	Длительность фильтроцикла, мл	Объем до 0.05 мкг/мл, мл	Полная динамическая емкость, мкг/г	Емкость до 0.05 мкг/мл, мкг/г
УВ-Мп хим. ос.	850	485	301	102
УВ(исх) – Мо	970	600	396	143
ХУМ(б/п) – Мо	950	640	517	190
ХУМ(-900) – Мо	1000	700	558	199
ХУМ(SO <sub>4</sub> ) – Мо	-	1600	-	574

По пологому характеру выходной кривой, характерной для ХУМ(SO<sub>4</sub>) – Мо можно предположить, что сорбент обладает кинетическими свойствами, отличными от других композитных материалов, сшивка полимера сульфат-ионом приводит к заметному увеличению емкости.

Значения полной обменной емкости, емкости до проскока, превышающего концентрацию 0.05 мг/дм<sup>3</sup>, и колоночные объемы приведены в таблице.

УДК 622.346:622.7

**С.В. Гладышев, Р.А. Абдулвалиев, С.А. Омарова,  
А.И. Манапова, Н.К. Ахмадиева, Г.С. Рузахунова**  
АО «Институт металлургии и обогащения», Алматы, Республика Казахстан,  
*a.omarova.saltanat@gmail.com; rin-abd@mail.ru; a32745@gmail.com*

### **ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЦЕННЫХ КОМПОНЕНТОВ ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ ШЛАМОВЫХ ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ ХРОМИТОВОЙ РУДЫ**

*There has been developed a complex technology for processing chromite-containing sludges to produce a chromite concentrate, a concentrate of non-ferrous metals and magnesium oxide.*

Основным недостатком технологий переработки хромитсодержащих руд является образование токсичных отходов гравитационного обогащения–шламов, складываемых в прудах шламонакопителях. Задача утилизации хромитсодержащих шламов нигде в мире не решена. В связи с этим исследования по разработке комплексной технологии переработки хромитсодержащих шламов является актуальной в плане рационального использования природных ресурсов, потребностью увеличения производства хрома и охраны окружающей среды.

Современные гравитационные технологии обогащения хромитсодержащих руд позволяют эффективно получать хромитовые концентраты из крупных и средних фракции, а мелкодисперсный шлам практически не обогащается из-за трудности разделения сложных минералов на хромитовые концентраты и пустую породу. Известные методы переработки хромитсодержащих шламов имеют цель получения только обогащенного оксидом хрома концентрата и не пригодны для комплексного извлечения всех ценных компонентов, что снижает рентабельность их использования на производстве.

Для проведения исследований по разработке технологии переработки шламовых хвостов обогащения хромитсодержащих руд были использованы шламы Донского–горнообогатительного комбината АО ТНК «Казхром» Республики Казахстан (таблица).

Основные рудные минералы шламов: хромит 30-35 %, магнетит и ильменит. Нерудные минералы представлены серпентинами (44-57 %), карбонатами и шпинелидами.

В результате исследований разработана технологическая схема переработки хромитсодержащих шламов, включающая операции активации, двухстадийное серноокислотное выщелачивание с получением черного хромитового концентрата и продукционного раствора, из которого, путем стадийной нейтрализации, получен концентрат цветных металлов и магнийсодержащий продукт. Черновой хромитовый концентрат обогащают путем обработки в щелочном растворе с получением хромитового концентрата с содержанием Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>>50 %.

Таблица

Состав шлама Донского ГОКа

Наименование	Содержание, %	Наименование	Содержание, %
Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	25,47	Cu	0,008
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	9,1	Pb	0,05
SiO <sub>2</sub>	21,53	As	0,025
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	1,51	Sb	0,23
H <sub>2</sub> O(связанная)	7,8	K	0,05
CaO	0,75	Na	0,05
MgO	29,4	P	0,008
MnO <sub>2</sub>	0,053	C	< 0,2
S <sub>общ</sub>	0,1	Ag, г/т	< 2,0
S <sub>сульф</sub>	< 0,1	Au, г/т	< 0,05
Zn	0,1	Ni	0,28
Co	0,02		

Активацию хромитсодержащего шлама перед выщелачиванием проводили раствором бикарбонатом натрия концентрации 120г/дм<sup>3</sup> при температуре 120°С, Ж:Т=10:1 и продолжительностью 90мин. В результате активации в шламе происходят изменение фазового состава, что способствует дальнейшей эффективной гидрохимической переработки.

Первую стадию выщелачивания активированных шламов проводили оборотным фильтратом, содержащим 200-250г/дм<sup>3</sup> H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>, Ж:Т=3:1 и температуре 70°С. Кек отправляли на вторую стадию выщелачивания, а раствор на нейтрализацию.

На второй стадии кек выщелачивали раствором, содержащим 400–450г/дм<sup>3</sup> H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>, при соотношении Т:Ж=1:2, температуре 70°С в течение 120 минут. Промывные воды смешивали с фильтратом и направляли на первую стадию выщелачивания.

Химический состав кека – черного хромитового концентрата, масс. %: Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 36,2; Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 7,8; Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 3,07; MgO 7,5; SiO<sub>2</sub> 42,6; CaO 0,23; NiO 0,107; Co<sub>3</sub>O<sub>4</sub> 0,034; CuO 0,065.

Кек обрабатывали щелочным раствором едкого натра (100г/дм<sup>3</sup> NaOH) при температуре 90–95°С в течение 90 минут. В результате получили хромитовый концентрат.

Химический состав хромитового концентрата, масс. %: Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 59,3; Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 13,3; Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 6,2; MgO 13,6; SiO<sub>2</sub> 6,33; CaO 0,455; NiO 0,176; Co<sub>3</sub>O<sub>4</sub> 0,034; CuO 0,07.

Концентрат соответствует требованиям к химическому составу хромовых концентратов для ферросплавов и огнеупорных изделий Донского ГОКа ТУ 645РК0186760-13-2000, ТУ 645РК0186760-12-2000 и к требованиям к химическому составу хромовой руды для производства хромовых соединений ТУ 1500РК00186766 ОАО-15-2002.

В результате двухстадийного серноокислотного выщелачивания получили извлечение из шлама в продукционный раствор, %: Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 29,3; NiO 67,0; Co<sub>3</sub>O<sub>4</sub> 35,0; CuO 40,5; Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 15,4; Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 0,55; MgO 84,0.

Раствор подвергли стадийной нейтрализации пульпой 20 % карбоната кальция. Первую стадию нейтрализации пульпы проводили до pH 4,0. Основными процессами, протекающими при этом являются реакции осаждения гидроксидов железа и хрома.

Состав полученного осадка после первой стадии нейтрализации раствора, масс. %: CaO 28,2; SO<sub>3</sub> 39,25; Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 2,46; MgO 3,89; Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 0,108; SiO<sub>2</sub> 0,058; NiO 0,093; Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 0,236; Co<sub>3</sub>O<sub>4</sub> 0,009; Cu 0,007. На этой стадии нейтрализации раствора в осадок перешло, %: Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 89,0; MgO 15,2; Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 65,4; NiO 24,5; Co<sub>3</sub>O<sub>4</sub> 27,1; Cu 19,3; Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 63,6.

На второй стадии раствор нейтрализовали содовым раствором до pH 8,0-8,5 при температуре 70°С и выдержке 30 мин. В результате получили рентгеноаморфный осадок – концентрат цветных металлов, содержащий, масс. %: Na<sub>2</sub>O 0,1; MgO 0,748; Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 0,105; SiO<sub>2</sub> 0,312; CaO 1,36; Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 0,016; Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 72,67; NiO 9,9; Co<sub>3</sub>O<sub>4</sub> 0,253; CuO 0,05.

После отделения концентрата цветных металлов раствор перед выделением магнийсодержащего продукта подвергали очистке от примесей гидроксидом магния. Дополнительную очистку от кальция проводили путем выпарки раствора до плотности  $1,4\text{г/см}^3$ , охлаждении до температуры  $45^\circ\text{C}$  и фильтрации. Очищенный раствор нейтрализовали раствором кальцинированной соды до pH 10-11 при температуре  $70^\circ\text{C}$ .

В результате получили осадок – мелкодисперсный, легкофильтруемый магнийсодержащий продукт состава, масс. %:  $\text{Na}_2\text{O}$  5,9;  $\text{MgO}$  33,79;  $\text{SO}_3$  9,72;  $\text{Al}_2\text{O}_3$  0,01;  $\text{SiO}_2$  0,04;  $\text{K}_2\text{O}$  0,05;  $\text{CaO}$  0,1;  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  0,008;  $\text{Cl}$  0,03; п.п.п. 48,1. Полученный продукт прокалили при температуре  $1300^\circ\text{C}$  в течение одного часа и получили осадок  $\text{MgO}$  состава, масс. %:  $\text{MgO}$  92,0;  $\text{Al}_2\text{O}_3$  0,043;  $\text{SiO}_2$  0,017;  $\text{SO}_3$  0,083;  $\text{CaO}$  0,43;  $\text{Cl}$  0,0126;  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  0,0126, п.п.п 7,3.

Полученный  $\text{MgO}$  соответствует требованиям к жженной магнезии технической марки «А» ГОСТ 844.

После выделения магниевого продукта раствор имел следующий состав,  $\text{г/дм}^3$ :  $\text{Na}_2\text{O}$  207,7;  $\text{SO}_3$  198,4;  $\text{CaO}$  0,15;  $\text{MgO}$  0,6;  $\text{Al}_2\text{O}_3$  0,08;  $\text{SiO}_2$  0,3;  $\text{Cl}$  0,3;  $\text{K}_2\text{O}$  0,05. Из этого раствора при добавлении  $\text{CaO}$  получен чистый гипс.

УДК 66.043.2-127.2

**Н.К. Манакова, О.В. Суворова**

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья им. И.В. Тананаева, Апатиты, Россия, [manakova@chemy.kolasc.net.ru](mailto:manakova@chemy.kolasc.net.ru)

## **ВСПЕНЕННЫЕ ТЕПЛОИЗОЛЯЦИОННЫЕ МАТЕРИАЛЫ ИЗ КРЕМНЕЗЕМСОДЕРЖАЩЕГО ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ**

*Optimal compositions and technological parameters of obtaining effective block porous materials based on silica-containing waste from processing eudialyte ores are determined. Materials can be recommended for use as insulation.*

Горнопромышленный комплекс Кольского полуострова является крупнейшим источником промышленных отходов, результатом развития которого является образование многочисленных техногенных месторождений. Складированные отходы выводят из хозяйственного оборота земли, нарушают гидрогеологическое равновесие, являются источником вторичного загрязнения воздушного бассейна и водоемов пылью.

В настоящее время многими учеными повышенное внимание уделяется разработке пеносиликатных материалов – аналогов пеностекла по низкотемпературной технологии. Для их получения используются различные виды кремнеземсодержащего сырья как природного, так и техногенного происхождения. Кроме того, за счет введения водостойких и прочных добавок, например апатито-нефелиновых отходов и диопсида, возможно улучшение технических свойств готового продукта в результате проникновения и распределения добавок в пустотах кристаллической структуры и микроструктуры.

Для проведения исследований использовались:

1) микрокремнезем, полученный при переработке эвдиалитовых руд, и представляющий собой тонкодисперсный порошок серо-белого цвета с удельной поверхностью  $17157\text{ см}^2/\text{г}$ , измеренной методом воздухопроницаемости, и насыпной плотностью материала –  $523\text{ кг/м}^3$ ;

2) отходы обогащения апатито-нефелиновых руд с удельной поверхностью 4363 см<sup>2</sup>/г, основным компонентом которых является нефелин (55-65 мас. %);

3) хвосты обогащения вермикулитовых руд с удельной поверхностью 1512 см<sup>2</sup>/г, насыпной плотностью 1090 кг/м<sup>3</sup>;

4) диопсид Ковдорского месторождения с удельной поверхностью 4050 см<sup>2</sup>/г и насыпной плотностью 940 кг/м<sup>3</sup>.

Пеносиликатные материалы получали путем приготовления жидкостекольной композиции из шихты состава, мас. %: кремнеземсодержащий продукт 68, гидроксид натрия (в пересчете на Na<sub>2</sub>O) 17, апатито-нефелиновые отходы фракции -1 мм 15, диопсид или хвосты обогащения вермикулитовых руд фракции -0.05 мм 5-30 (сверх 100 %).

Компоненты шихты тщательно перемешивали, добавляли водный раствор гидроксида натрия (45 %) и методом пластического формования готовили образцы-цилиндры, которые затем помещали в керамические разъемные формы. После предварительной сушки подвергали вспучиванию при температуре 650°C в течение 25-30 минут. Для стабилизации пены осуществляли резкое снижение температуры на 100-150°C в течение 5-7 минут с дальнейшим медленным охлаждением до температуры окружающей среды со скоростью 0.4-0.6°C/мин.

Для определения оптимальных условий получения пеносиликатов проводили исследования взаимосвязей состава и параметров технологических режимов со свойствами материала.

В таблице представлены состав и свойства вспененных материалов на основе продукта кислотной переработки эвдиалитовых руд, полученных при оптимальных условиях.

Таблица

Технические свойства вспененных материалов

№	Содержание компонентов, мас. %					Плотность, г/см <sup>3</sup>	Прочность при сжатии, МПа	Водопоглощение, %	Теплопроводность, Вт/м·К
	МК	Na <sub>2</sub> O	АНХ	ХВР	Диопсид				
			(фракция)						
			-1мм	-0.05 мм	-0,05 мм				
1	68	17	15	-	-	0.32	1.98	43	0.097
2	68	17	15	15	-	0.47	5	20	0.098
3	68	17	15	-	15	0.45	3.5	18	0.104

Примечание. МК – микрокремнезем из эвдиалитовых руд, ХВР – хвосты обогащения вермикулитовых руд, АНХ – апатито-нефелиновые отходы.

Добавление диопсида и хвостов обогащения вермикулитовых руд в значительной мере способствует улучшению технических свойств. Исследования влияния добавок на технические свойства пеносиликатов показали, что их введение приводит к увеличению прочностных характеристик в среднем в 2 раза при некотором увеличении плотности (рис. 1).

Вместе с тем замечено, что добавка измельченного диопсида и хвостов обогащения вермикулитовых руд способствует значительному снижению водопоглощения готового материала (до 20 % по массе). Полученные пеносиликатные материалы благодаря высокопористой структуре имеют низкую теплопроводность 0.097-0.104 Вт/м·К.

Введение добавок способствует формированию равномерной пористой структуры пеносиликатных материалов, что также подтверждает эффективность их использования. На рис. 2 представлена фотография вспененных материалов на основе микрокремнезема: 1 – без добавок, 2 – с диопсидом в составе шихты.



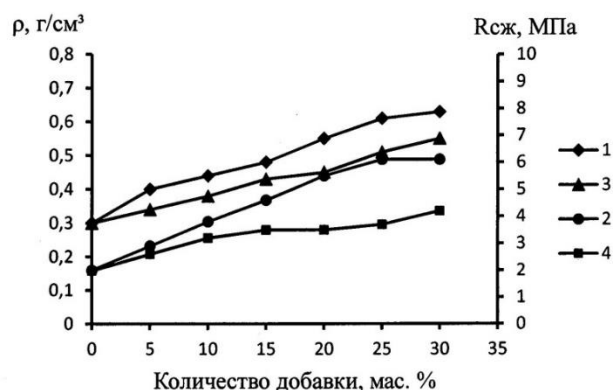


Рис. 1. Зависимость плотности (1,3) и прочности (2,4) от количества хвостов обогащения вермикулитовых руд (1,2) и диопсида (3,4)

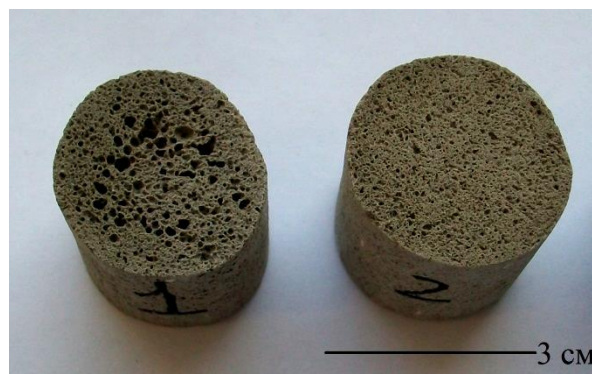


Рис. 2. Внешний вид пеносиликатов

Таким образом, установлена возможность использования кремнеземсодержащего техногенного сырья для получения блочных пеносиликатных материалов. В результате исследования влияния минеральных добавок на технические характеристики пеносиликатов подобраны оптимальные составы и режимы их получения. По комплексу эксплуатационных свойств оптимальное содержание диопсида или отходов обогащения вермикулитовых руд в шихте составляет 10-20 % (сверх 100 %). Получены пеносиликаты с достаточно низкой плотностью 0.3-0.55 г/см<sup>3</sup>, теплопроводностью, относительно низким водопоглощением и высокой прочностью до 6 МПа. Полученные блочные материалы легко поддаются механической обработке и могут быть рекомендованы для использования в строительстве: для тепловой изоляции стен, кровли, чердачных перекрытий, полов зданий и сооружений.

УДК 669.09:553.3(571.53)

**В.А. Лебедев, К.В. Алексеева**

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Уральский федеральный университет имени первого Президента России Б.Н. Ельцина», Екатеринбург, Россия, [v.a.lebedev@urfu.ru](mailto:v.a.lebedev@urfu.ru)

## КОМПЛЕКСНАЯ ПЕРЕРАБОТКА РУД ДАНИЛОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

*Research on processing of ilmenite-zircon sands of the Danilovsky field was conducted. After gravitational enrichment and magnetic separation, the product with an average Ti content of 44 % can be obtained, zirconium in this case is concentrated in nonmagnetic fractions. The resulting concentrate can then be subjected to acid leaching with production of synthetic rutile.*

Даниловский участок входит в состав Буткинской площади титан-циркониевых россыпей и находится в Талицком районе Свердловской области в окрестностях сел Бутка и связан с ним лесной грунтовой дорогой.

Участок расположен на слабо выраженных возвышенностях с максимальной отметкой 135 м, минимальной – 85-95 м.

Отложения представлены песчано-глинистыми осадками куртамышской свиты. Продуктивные пески куртамышской свиты образуют в плане плащеобразную залежь неправильной формы с размерами 2,0 на 0,4 км. Пески заполняют корытообразную с неровной границей впадину в нижележащих глинистых отложениях чеганской свиты эоцена. Мощность песков колеблется от 4 до 25 м, среднее 10, при бортовом содержании  $TiO_2$  0,75 %. Максимальные мощности песков отмечаются в центральной части участка, где они выходят практически на поверхность.

Распределение рудного шлиха и соответственно ильменита и циркона в продуктивных песках относительно равномерное.

При гравитационном обогащении ильменит-циркон содержащих песков в пределах рудной залежи получены следующие показатели:

1. Выход тяжелой фракции от 1,2 до 2,0 %, в среднем 1,5 %.
2. Среднее содержание  $TiO_2$  в тяжелой фракции – 5 %.
3. Легкая фракция песков (около 85 % от общей их массы) сложена кварцем, кремнистыми образованиями и полевыми шпатами (микроклином и альбитом).

Тяжелая фракция далее была подвергнута магнитной сепарации, в результате чего получен концентрат следующего состава, %: Fe 49, Ti 44, Mn 2,4; Si 1,4; Cs 1,2; Zr 1 %, V 0,5 %. Концентрат затем подвергали выщелачиванию кислотой с получением рутила и перевода ценных компонентов в раствор с последующим постадийным извлечением известными методами. Немагнитную фракцию подвергали щелочной и содовой обработке для извлечения циркония.

Таким образом, показана возможность комплексной переработки тяжелой фракции, полученной после гравитационного обогащения ильменит-цирконовых песков Даниловского месторождения.

УДК 669.018.95:549.6

**Л.В. Закревская, П.А. Любин, А.А. Гавриленко, Д.Ю. Пиканеров**

Владимирский Государственный Университет имени Александра Григорьевича и Николая Григорьевича Столетовых (Владимир), lvzak@mail.ru, petr.lubin@yandex.ru

## **ВОДОСТОЙКИЕ КОМПОЗИЦИОННЫЕ МАТЕРИАЛЫ НА ОСНОВЕ ОТХОДОВ ХРИЗОТИЛ-АСБЕСТА И ДОЛОМИТА**

*The analysis of possibilities of application of wastes of the mining industry for reception of high-strength composite materials on the basis of magnesian cements and natural nanostructured materials is given.*

Магнезиальные цементы использовались в древние времена во многих странах. Смеси на основе оксида магния были обнаружены в Великой Китайской стене, многие сооружения в Индии, построены с использованием магнезиального вяжущего.

Новое открытие магнезиального цемента было сделано в 1867 году века французским инженером Станиславом Сорелем, который описал состав и свойства этого вяжущего и получил первые патенты на этот материал.

Первые полы на основе магнезиального бетона были уложены более 90 лет назад в Германии компанией Kaser GmbH & Co. Укладка магнезиальных полов производилась только в сухих помещениях при отсутствии или незначительном и временном воздействии на полы влаги, так как такие полы недостаточно водостойки.

Основными достоинствами магнезиальных вяжущих веществ являются: высокая механическая прочность при быстром её нарастании в начальный период твердения, повышенные, по сравнению с другими вяжущими, показатели пределов прочности при изгибе, плотная структура затвердевшего магнезиального камня при невысокой плотности, низкая теплопроводность, высокая прочность сцепления с заполнителями при изготовлении магнезиальных бетонов и растворов, а также достаточно высокая коррозионная стойкость. Установлено, что продукты твердения некоторых магнезиальных вяжущих веществ имеют чрезвычайно высокую стойкость к действию морской воды, минерализованных подземных вод, растворов солей и щелочей, намного превышающую стойкость продуктов твердения специальных видов портландцемента. Это делает целесообразной постановку вопроса о разработке технологий производства таких вяжущих и материалов на их основе.

На данный момент для создания магнезиальных вяжущих используется преимущественно магнезит. Этот материал имеет химическую формулу  $MgCO_3$  и встречается довольно часто. Крупнейшие месторождения в России располагаются в Челябинской и Оренбургской областях, в Среднем Поволжье, на Дальнем Востоке. Несмотря на большие запасы этого минерала в нашей стране, в некоторых регионах страны наблюдается его дефицит, а стоимость относительно высокая.

Учитывая все вышеперечисленное, нами было предложено решение по производству магнезиального вяжущего из отходов доломита, так как Владимирская область располагает большими запасами этого сырья, а предприятия по добыче и дроблению доломитового камня, нуждаются в утилизации отходов и освобождения территорий, занятых отвалами. Отходами этих производств является доломитовая мука, стоимость которой довольно низка (около 130 р/т.) из-за того, что она является побочным продуктом производства, это поможет снизить себестоимость производства и сделать магнезиальное вяжущее более доступным. Кроме того, утилизация отходов поможет улучшить экологическую ситуацию в районе добычи доломита.

Доломит преимущественно состоит из  $CaMg(CO_3)_2$ . В его кристаллической решётке ионы  $Ca^{2+}$  и  $Mg^{2+}$  попеременно чередуются вдоль тройной оси. Цвет доломита – серовато-белый, иногда с желтоватым, буроватым или зеленоватым оттенком. Твёрдость 3,5-4,0 по шкале Мооса, плотность 2,8-2,9 г/см<sup>3</sup>. По растворимости в HCl он занимает промежуточное положение между кальцитом и магнезитом.

Доломит распространен в природе значительно больше, чем магнезит. В Западной Сибири высококачественные доломиты находятся в Горной Шории – это месторождение Большая Гора и Таензинское. Запасы доломитов в этих месторождениях составляют более 140 млн т. Имеются залежи доломита в северной части Кузнецкого Алатау, на Урюпинском участке. В табл. 1 представлен химический и минералогический состав доломитов.

Таблица 1

Минералогический состав доломитов.

Минералогический состав	$CaMg(CO_3)_2$	$MgCO_3$	$CaCO_3$	$SiO_2$	$Al_2O_3$	Остальное
Содержание, %	87,1...93,2	1,5...4,1	0,9...2,3	2,0...3,1	0,3...0,8	До 6

Обжигая отходы доломита при различных температурах, получают каустический доломит, состоящий из  $MgO$  и  $CaCO_3$ . При 650—750°C доломитовый цемент, состоит из  $MgO$  и  $CaCO_3$ . Получаемый при 750—850°C с последующим измельчением в тонкий порошок, он

затворяется водой, по показателям прочности при сжатии трамбованных образцов из раствора 1 :3 через 28 суток твердения на воздухе характеризуется марками 25—50. Доломит, обжигаемый до спекания при 1400—1500°С не взаимодействует с водой и поэтому не обладает вяжущими свойствами. В настоящем исследовании обжигу подвергались отходы доломита Мелеховского месторождения при температуре 720°С, так как при такой температуре CaCO<sub>3</sub> еще не начинает разлагаться и, следовательно, CaO не связывает бишофит и не мешает процессу гидратации оксида магния.

Количество MgO в магнезиальном цементе составило около 30 %, что обеспечивает довольно высокое качество магнезиального вяжущего. Эти результаты вполне согласуются с результатами исследований, приведенных в работах Черных Т.Н., Крамар Л.Я. и др. На рис. 1 представлены результаты растровой электронной микроскопии полученного вяжущего и результаты РФА

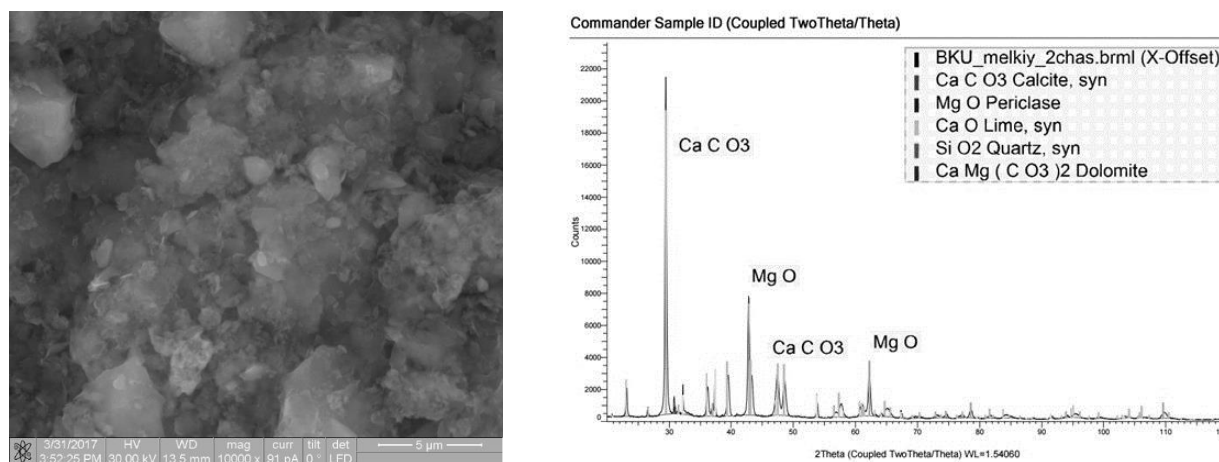


Рис. 1. Растровая электронная микроскопия и РФА полученного вяжущего

Россия входит в число трех крупнейших производителей хризотилового асбеста. Наиболее крупные из разрабатываемых мировых месторождений хризотил-асбеста – Баженовское (Средний Урал), Кiemбаевское (Оренбургская обл.), Ак-Довуракское (Тува) с общими запасами асбеста, которые оцениваются в 78 млн т, что составляет 71 % от всех запасов асбеста в стране.

Химический состав природного продольноволокнистого хризотил-асбеста, как и поперечноволокнистого хризотил-асбеста, по содержанию оксидов отличается от теоретического (MgO – 43,0 %, SiO<sub>2</sub> – 44,1 %, H<sub>2</sub>O – 12,9 %). В нем установлено наличие как базовых, так и примесных оксидов (% масс.): SiO<sub>2</sub> – 41,48; Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> – 1,06; Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> – 0,60; FeO – 0,40; MnO – 0,23; MgO – 42,00; CaO – 0,18; Na<sub>2</sub>O – 0; K<sub>2</sub>O – 0,10; NiO – 0,43.

По содержанию MgO – 42 % и SiO<sub>2</sub> – 41,48 % мягкий продольноволокнистый хризотил-асбест идентичен мягкому поперечноволокнистому, а от жесткого отличается повышенным содержанием MgO на 2,4-4,38 %.

Хризотил щелочестоек, что обуславливает устойчивость его волокон в щелочной среде цементного камня. Волокна хризотила находятся в хризотилцементе в связанном состоянии и не выделяются в окружающую среду. Хризотилцемент как материал пожаробезопасен, не гниет, стоек в щелочных средах, непродолжительное время устойчив в кислых средах, не корродирует даже в самых неблагоприятных условиях, не пропускает электрический ток, электромагнитные и радиоактивные излучения, имеет низкую теплопроводность и выдерживает повышенную температуру.

Хризотил-асбестовые отходы представляют собой силикатно-магниево сырьё родственное по своему составу и структуре полубожженному доломиту, поэтому нами была предпринята попытка синтеза композиционного материала на основе отходов полубожженого доломита и хризотиласбеста. Составы полученных материалов с рабочим названием «ДолАс» и их свойства представлены в табл. 2.

Таблица 2

Составы полученных материалов

Марка состава	Компоненты, масс, г			Прочность, МПа			Водостойкость
	Асбест	MgO	MgSO <sub>4</sub> /H <sub>2</sub> O, г/л	1 сутки	7 суток	28 суток	
ДолАс -1	1	100	26/26	10,5	23,4	28,5	0,82
ДолАс -2	2	100	28/28	16,7	24,9	31,7	0,87
ДолАс -3	5	100	29/29	18,7	30,9	39,4	0,89

На рис. 2 представлена электронная микроскопия и РФА образцов «ДолАс»

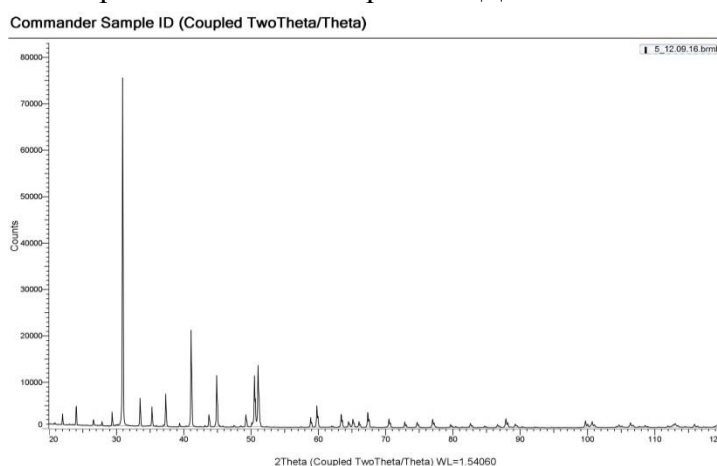
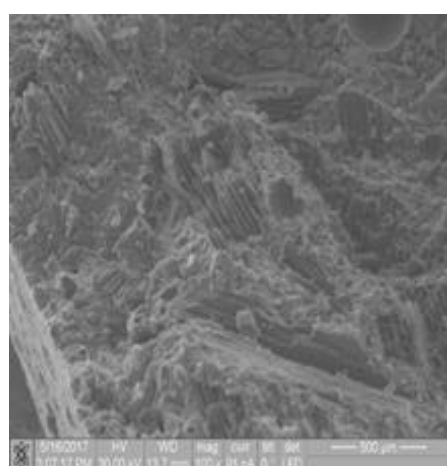


Рис. 2. Растровая электронная микроскопия и РФА полученного композита

Из рисунков видно, что структура однородна и кристаллы магнезиального вяжущего «прошиты» наноразмерными хризотиласбестовыми трубками. Очевидно, именно совместной работой их и обеспечиваются высокие прочностные характеристики и высокая водостойкость композитов «ДолАс».

УДК 628.16:543-4

**Р.Н. Абдрахманова<sup>1</sup>, Н.Н. Орехова<sup>2</sup>, А.П. Нефедьев<sup>1</sup>**

<sup>1</sup> ООО «ЕвроСинтез» г. Магнитогорск, Россия, [arn@evrosintez.ru](mailto:arn@evrosintez.ru)

<sup>2</sup> Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», Магнитогорск, Россия

## **ИССЛЕДОВАНИЕ ПРИМЕНЕНИЯ РЕАГЕНТА КОМПЛЕКСНОГО ДЕЙСТВИЯ ДЛЯ ОЧИСТКИ ВОД ОТ СУЛЬФАТОВ С ПОЛУЧЕНИЕМ ДОПОЛНИТЕЛЬНОГО ПРОДУКТА**

*The paper presents a sulfate removal technology for mine waters. A relation between the decrease of sulfate concentration in the mine waters and the duration of reagent treatment has been established. This investigation has revealed that the sulfate concentration in mine waters can be reduced less than 100 mg/L.*

В результате переработки руд на горно-обогатительных комбинатах (ГОК) образуются отходы, в том числе сточные воды, загрязненные сульфат-ионами. Практически всегда стоки ГОК – шахтно-рудничные, подотвальные, технологические (дебалансные) характеризуются сложным химическим составом, а именно, включают катионы тяжелых металлов, кислоты, растворенные сульфаты, остатки реагентов, используемых при обогащении руд.

Анализ действующих очистных сооружений ГОК (таких как ОАО «Стойленский ГОК», АО «Лебединский ГОК», ЗАО «Русский Хром 1915» и др.) показал, что наибольшие технические трудности связаны с обработкой шахтных, подотвальных и сточных вод. Причины этого следующие:

1) Расход шахтных и подотвальных вод может достигать 1000 м<sup>3</sup>/час и более. Указанные производственные сточные воды образуются круглосуточно и независимо от сезона. При этом концентрации загрязняющих веществ в этих стоках изменяются в широких пределах в зависимости от климатических факторов, горизонта, с которого происходит их откачка;

2) Рассматриваемые сточные воды являются минерализованными, т. е. содержат сульфаты и другие специфические примеси, при этом традиционная схема нейтрализации смеси шахтных и подотвальных вод известковым молоком, реализованная на большинстве ГОКов, не позволяет получить очищенную воду, пригодную для сброса в водный объект.

3) Использование воды после очистных сооружений в производственном водоснабжении затруднено из-за высокой минерализации, удаленности очистных сооружений ГОКов от других крупных водопотребителей, например, металлургических предприятий.

Решение задачи разработки эффективной технологии очистки от сульфатов позволит создавать очистные сооружения необходимой производительности для очистки сточных вод ГОК до показателей предельно-допустимых концентраций (ПДК) рыбохозяйственных водоемов.

Исследование по разработке технологии очистки шахтных и подотвальных сточных вод проводилось на сточных водах ОАО «Стойленский горно-обогатительный комбинат» (Белгородская обл., г. Старый Оскол) и АО «Лебединский горно-обогатительный комбинат» (Белгородская обл. г. Губкин). Данные химического состава исходной воды после обработки представлены в таблице.

Согласно данным приведённым в таблице можно утверждать, что состав исходной сточной воды характеризуется превышением норм ПДК по следующим показателям:

количеству взвешенных веществ, концентрации катионов тяжёлых металлов и сульфат-ионов. Высокое содержание катионов тяжёлых металлов, сульфатов в стоках приводит не только к загрязнению водоемов и почв, но и к снижению эффективности очистных сооружений в связи с образованием отложений сложного состава в коммуникациях и аппаратах. Следует отметить, что удаление сульфатов является наиболее сложным процессом при очистке высокоминерализованных сточных вод.

Таблица

Основные компоненты и их содержание в сточных водах ОАО «Стойленский ГОК»

Определяемый показатель	Ед. изм.	ПДК	Исходная сточная вода	Обработанная сточная вода
Водородный показатель	ед. рН	6,5-8,5	8,85±0,2	7±0,2
Сухой остаток	мг/дм <sup>3</sup>	1000	620±60	460±10
Взвешенные вещества	мг/дм <sup>3</sup>	17,35	31±6	10±6
Хлориды	мг/дм <sup>3</sup>	300	86±5	50±5
Сульфаты	мг/дм <sup>3</sup>	100	193±29	71±9
Железо общее	мг/дм <sup>3</sup>	0,1	0,48±0,12	0,05±0,02
Цинк	мг/дм <sup>3</sup>	0,01	0,018±0,005	0,008±0,002

Традиционная технология обработки стоков комбинатов основана на нейтрализации с получением комплексных осадков, содержащих гидроксиды металлов и сульфат кальция в виде гипса. Анализ результатов работы станций нейтрализации показал, что технология обеспечивает только частичную очистку от сульфатов. При этом на выходе отмечаются превышение ПДК рыбохозяйственного значения.

При разработке технологии основным методом выделения растворённых в воде примесей (катионы тяжёлых металлов) принято известкование. Целью очистки известковым молоком является нейтрализация и снижение содержания катионов тяжёлых металлов и сульфатов за счет образования соответствующих гидроокисей и гипса.

Для определения зависимости концентрации сульфатов от дозы известки, рН и времени перемешивания проведены исследования на модельных растворах. Установлено, что в пробах с исходным содержанием сульфат-ионов более 5,0 г/дм<sup>3</sup> при значении рН 12,0 концентрация сульфатов снижается до 2,0 г/дм<sup>3</sup>, что обусловлено установлением динамического равновесия между сульфатом кальция находящимся в твёрдой фазе в виде гипса и растворённого в воде, что обусловлено растворимостью сульфата кальция в воде составляющая 1,8-2,0 г/дм<sup>3</sup>. Таким образом, требуемая концентрация сульфатов, а именно 0,1 г/дм<sup>3</sup> при применении только известкового молока не достигается. Следовательно, дальнейшее снижение концентрации сульфатов посредством введения известки неэффективно. В связи с чем, для достижения требований ПДК по сульфат ионам необходимо введение дополнительного реагента, позволяющего интенсифицировать данный процесс. Для этой цели в нашей технологии применяется реагент «Ионит Z», производимый компанией ООО «ЕвроСинтез».

Результаты исследования кинетики изменения остаточной концентрации при кондиционировании вод с реагентом «Ионит Z» представлены на рис. 1.

С учетом результатов исследования по нейтрализации и дозировке реагента «Ионит Z» предложена технология очистки сточных вод, характеризующихся повышенным содержанием сульфатов.

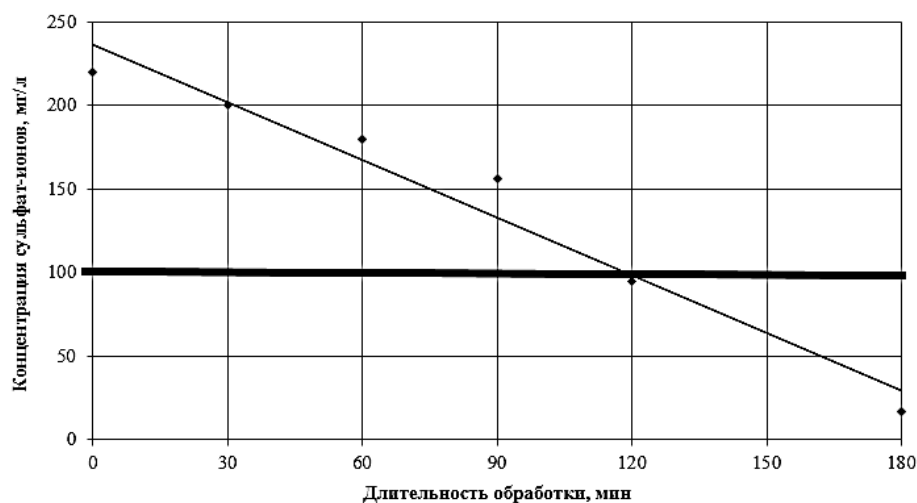


Рис. 1. Зависимость остаточного содержания сульфат-ионов в воде от длительности обработки реагентом «Ионит Z» (чёрной линией отмечен уровень ПДК<sub>РХ</sub>)

В результате очистки сточных вод сульфат-ионы переходят в малорастворимые соединения, и выпадают в осадок в виде комплексных соединений: высоко- и низкосульфатного этtringита, представленного, как показали микроскопические исследования, в виде тонких гексагональных пластинок и игольчатых трубочек (рис. 2).

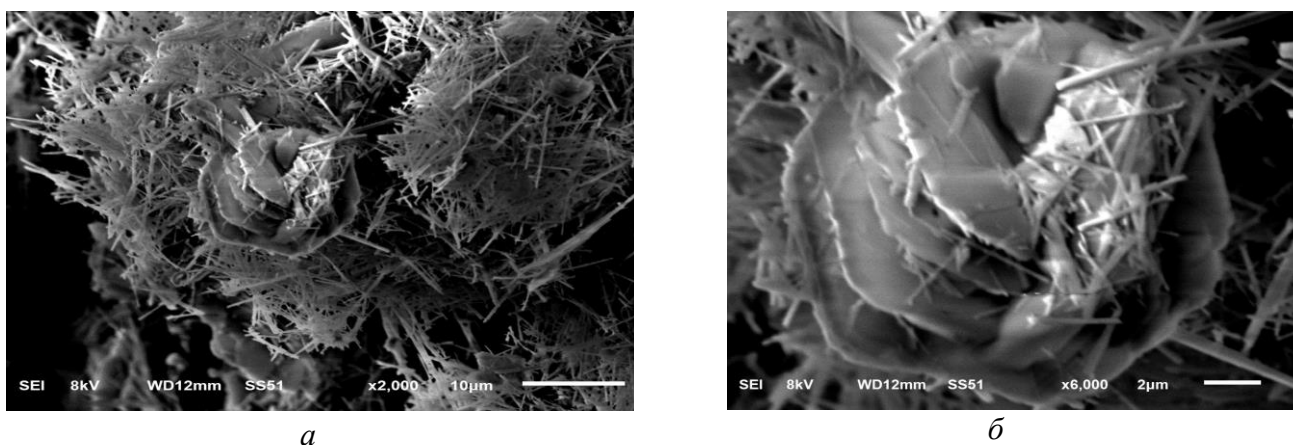


Рис. 2. Фотографии осадка (этtringит) на растровом электронном микроскопе: а – увеличение в 2000 раз; б – увеличение в 6000 раз

Таким образом, обработка минерализованных сульфатных вод реагентом «Ионит Z», производимым компанией ООО «ЕвроСинтез», позволяет снизить содержание сульфатов до уровня ПДК для водоемов рыбохозяйственного значения. При этом образующийся осадок представлен смесью высоко- и низкосульфатного этtringита, который востребован в строительной промышленности в качестве добавки в бетоны специального назначения.



УДК 661.654.002.8:622.7

**С.А. Патеюк, А.Н. Хатькова, Л.Г. Никитина**

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Забайкальский государственный университет», Чита, Россия, [nesvvik@gmail.com](mailto:nesvvik@gmail.com)

## **РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ФЛОТАЦИОННОГО ВЫДЕЛЕНИЯ КРЕМНИЕВОГО КОНЦЕНТРАТА ИЗ ОТХОДОВ ПРОИЗВОДСТВА БОРНОЙ КИСЛОТЫ**

*The article considers the problem of rational nature management and processing of technogenic raw materials. The authors describe the current state of the technology for processing the waste of boric acid production (boron gypsum) to isolate the silicon concentrate, which is used to produce "white soot" and also offer a new flotation reagent.*

В настоящее время актуальными являются проблемы рационального природопользования. Важнейшей особенностью минерального сырья является его невозобновляемость, что требует крайне бережного отношения к нему. Развитие горнодобывающего комплекса привело к накоплению значительного количества отходов и техногенных образований, нарушающих природный ландшафт, отчуждающих значительные территории земель различного назначения. При разработке рудников открытым и закрытым способами загрязняются атмосфера, почвенный и растительный покров, нарушается рельеф, изменяются условия формирования водного стока. Поэтому на фоне истощения природных ресурсов и загрязнения окружающей среды перспективным направлением становится использование в качестве исходного сырья отходов промышленных производств. При этом одновременно осуществляется утилизация образующихся отходов, вовлечение их в технологический передел с целью получения товарной продукции, а также происходит улучшение экологической обстановки.

Так рассматривая сернокислотную технологию производства борной кислоты, на примере работы обогатительной фабрики ООО «Дальнегорский ГОК» (Приморский край, г. Дальнегорск), следует отметить проблему накопления значительного количества отходов производства (борогипса) в хвостохранилищах, с содержанием до 70 % гипса и ангидрида, до 30 % свободной двуокиси кремния, до 10 % граната, датолита, пироксена.

Химический и минералогический составы борогипса приведены в табл. 1 и свидетельствуют о целесообразности разработки технологии переработки данного вида отходов с целью получения кремниевого концентрата с широким спектром практического применения (рис. 1).

В качестве возможной технологии выделения кремниевого концентрата из отходов производства борной кислоты рассматривается флотационная.

Так, известен способ переработки борогипса, включающий репульпацию, очистку, перекристаллизацию гипса в автоклаве в полугидрат сульфата кальция, его сушку и измельчение. Извлечение дигидрата сульфата кальция осуществляют флотацией в пенный продукт с применением флотационных реагентов, в качестве которых используют смесь натриевых солей жирных кислот – олеата натрия, стеарата натрия, пальметата натрия при их весовом соотношении, соответственно равном 2:1,5:0,5.

Таблица 1

## Химический и минералогический составы борогипса

Химический состав		Минералогический состав	
Наименование показателей	Содержание, %	Наименование показателей	Содержание, %
SO <sub>3</sub>	27-32	Гипс двухводный	50-56
CaO	23-28	Ангидрит	11-22
SiO <sub>2</sub>	19-28	Аморфный кремнезем	16-22
B <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,5-2,1	Борная кислота	1-3
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,3-0,8	Недоразложившиеся минералы	4-12
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,7-3,0		
MgO	0-0,2		
K <sub>2</sub> O+Na <sub>2</sub> O	0,1-0,3		
Влага гидратная	12-15		

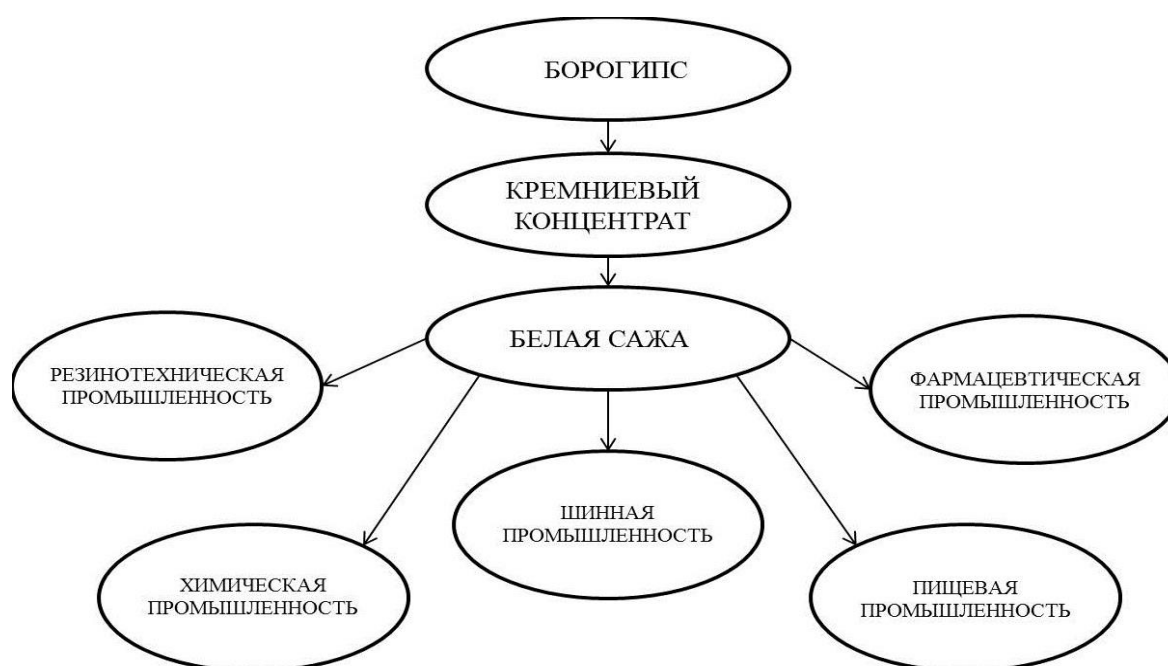


Рис. 1. Спектр применения отходов производства борной кислоты

Проведены промышленные испытания подобной технологии по извлечению кремниевого концентрата из борогипса на обогатительной фабрике ООО «Дальнегорский ГОК». Обеспечен выход камерного продукта (кремниевого концентрата) 15 % при содержании диоксида кремния 60-65 %.

Относительно небольшой выход камерного продукта, низкое содержание диоксида кремния в нем, необходимость высокотемпературного нагрева, а также использование дополнительного расхода реагентов для создания сильнощелочного диапазона pH, обосновывают целесообразность разработки более эффективной технологии выделения кремниевого концентрата из борогипса.

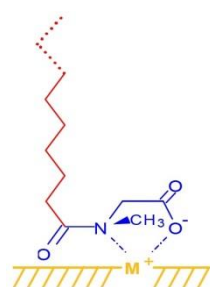


Рис. 2. Реакция образования хелатного цикла



Рис. 2. Схема обратной флотации борогипса с использованием перластана

Нами оценена возможность выделения кремниевого концентрата из борогипса обратной флотацией в низкотемпературном диапазоне с использованием перластана в качестве флотационного реагента при варьировании значения рН в интервале 7,4-10 ед.

Перластан, используемый в качестве флотационного реагента, представляет собой анионоактивное поверхностное вещество N-ацил-саркозинового ряда. Для соединений данного ряда характерна сильная адсорбция на поверхности минералов, обусловленная координацией атомов азота и кислорода с катионом минерала с образованием пятичленного хелатного цикла (рис. 2). Карбоксилатная часть молекулы ориентирована почти перпендикулярно поверхности минерала и действует как гидрофобный защитный экран. Схема обратной флотации представлена на рис. 3, а результаты проведенных исследований в табл. 2.

Таблица 2

Результаты исследований, %

Продукт	Опыт 1 без доведения рН=7,4			Опыт 2 доводим до рН=8,5			Опыт 3 доводим до рН=10		
	Выход	Содержание SiO <sub>2</sub>	Извлечение	Выход	Содержание SiO <sub>2</sub>	Извлечение	Выход	Содержание SiO <sub>2</sub>	Извлечение
пенный № 1	72,82	15,53	38,57	73,87	15,78	41,51	83,38	19,49	60,12
пенный № 2	8,00	48,80	13,30	6,47	41,45	9,55	7,00	61,54	15,94
камерный	19,18	73,55	48,13	19,66	69,9	48,94	9,62	67,26	23,94

Представленный технологический подход к выделению кремниевого концентрата из борогипса позволяет обеспечить более высокий выход камерного продукта до 19 %, увеличить содержание кремниевого концентрата в нем до 73,5 % без использования дополнительных реагентов для регулировки pH, а также снизить температурный диапазон процесса.

Дальнейшие исследования будут направлены на выявление рациональных режимов флотации, посредством многофакторного эксперимента с использованием методов математического планирования.

УДК 628.16:549.74

**Г.И. Пушкарева**

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела им. Н.А. Чинакала Сибирского отделения РАН, Новосибирск, Россия; *pgi@isd.ru*

### **НИЗКОСОРТНЫЕ МАРГАНЦЕВЫЕ РУДЫ – ДЛЯ ОЧИСТКИ ПРИРОДНЫХ И ТЕХНОГЕННЫХ ВОД**

The results are reported on investigation into feasibility and efficiency to utilize low-grade manganese ores of Siberian origin in the natural and industrial waste water treatment processes intended to remove arsenic, xanthogenates, polyvalent and heavy nonferrous metals.

На предприятиях добычи и переработки тяжелых цветных металлов образуется большое количество сточных вод, содержащих ионы металлов, мышьяк, флотореагенты и другие загрязнения. Это создает сложную экологическую ситуацию в окружающей среде, поэтому проблемы качественной очистки стоков являются весьма актуальными.

Многолетние исследования марганцевых руд в ИГД СО РАН показали, что они проявляют окислительные и сорбционные свойства по отношению к целому ряду загрязняющих веществ, присутствующих в природных и сточных водах.

Цель данной статьи – обобщить результаты исследований возможности использования низкосортных марганцевых руд Сибири в процессах очистки природных и техногенных вод.

Марганцевые руды Сибири представлены в основном бедными, труднообогатимыми рудами сложного состава, использование которых в металлургии связано с большими проблемами. Возникает необходимость вовлечения таких руд в другие отрасли промышленности: химическую, электротехническую, лакокрасочную, производство стекла, керамики, антикоррозионных покрытий, сельское хозяйство. Одним из перспективных направлений использования низкосортных марганцевых руд является очистка природных и техногенных водных сред от токсичных загрязнителей органической и неорганической природы.

Для исследования были представлены образцы марганцевых руд четырех месторождений Сибири: Дурновского, Порожинского, Усинского и Селезеньского. Главным рудным минералом Дурновского и Селезеньского месторождений является псиломелан, присутствуют: пиролюзит, манганит, криптомелан и др. Порожинское месторождение характеризуется наличием оксидных и карбонатных руд. Основные оксидные рудные минералы – пиролюзит, манганит, псиломелан; карбонатные – родохрозит. Карбонатные руды Усинского месторождения представлены несколькими разновидностями, различающимися минеральным составом и содержанием марганца: родохрозитовые, манганокальцитовые,

кремнисто-карбонатные и карбонатно-силикатные. Окисленные руды представлены псиломелановыми, вернадитовыми и пиролюзитовыми минеральными разновидностями.

Образцы рудных материалов были отмыты водой от песчано-глинистой составляющей, высушены, измельчены до размера частиц 0.5-3.0 мм и 10-100 мкм. Подготовленные таким образом пробы рассматривались как исходные. Руды Усинского и Порожинского месторождений были термически обработаны при температуре 600°C в течение одного часа с целью разложения карбонатов. После такой обработки структура минералов плохо окристаллизована, несовершенна, характеризуется высоким содержанием активных центров и, следовательно, высокой сорбционной и окислительной способностью. Результаты рентгеноструктурного анализа показали, что происходит практически полное разрушению структуры минералов и образованию окислов Mn: гаусманит (Mn<sub>3</sub>O<sub>4</sub>), биксбеит (b-Mn<sub>2</sub>O<sub>3</sub>), а также обнаруживаются следы хлорита железа и яkobсита (MnFe<sub>2</sub>O<sub>4</sub>). Содержание марганца в руде Порожинского месторождения – 46 %, Усинского – 22,2 %. Руды Дурновского и Селезеньского месторождения обогащали методом магнитной сепарации в магнитном поле напряженность 955000А/м. В руде Дурновского месторождения концентрацию марганца повысили с 16.36 до 36.53 %, в руде Селезеньского – с 21,25 до 26,71 %.

В результате исследований обнаружен эффект каталитического окисления арсенитов до арсенатов в водных растворах при контакте с поверхностью природного псиломелана или оксидных форм марганцевых руд других месторождений [Бочкарев Г.Р., Пушкарева Г.И., Коваленко К.А. Извлечение мышьяка из природных вод и технологических растворов с использованием природного сорбента и катализатора // ФТПРПИ. – 2010. – № 2. – С. 102-108]. Это свойство позволяет заметно улучшить степень очистки от мышьяка на марганцевых рудах и других сорбентах, например, на брусите, т.к. сорбционная емкость по отношению к арсенатам значительно выше, чем к арсенитам. Необходимо отметить, что арсенаты магния и марганца относятся к классу труднорастворимых соединений и пригодны для захоронения.

В регионах с длительным периодом низких температур возникает необходимость очистки флотационных сточных вод от ксантогенатов, т.к. повышенное содержание их ухудшаются органолептические свойства воды, что выражается в появлении неприятного запаха и вкуса. Установлены нормативы в воде водоемов: для этилксантогената калия ПДК<sub>в</sub> – 0,1 мг/дм<sup>3</sup>, для изоамил- и изобутилксантогената калия 0,005 мг/дм<sup>3</sup>. ПДК бутилксантогената в воде водных объектов хозяйственно-питьевого и культурно-бытового водопользования составляет 0,001 мг/дм<sup>3</sup>, в воде водных объектов рыбохозяйственного назначения – 0,03 мг/дм<sup>3</sup>.

Исследования по очистке флотационных стоков от ксантогенатов с использованием марганцевых руд проводили на модельных растворах бутилового ксантогената калия и реальных стоках в статическом и динамическом режимах.

Полученные в результате исследований данные показывают, что низкосортные марганцевые руды проявляют окислительные свойства по отношению к ксантогенатам, которые зависят от концентрации марганца в руде и формы его соединений. Для практического применения рекомендуется использовать динамический режим обработки стоков на марганцевых рудах, т.к. в этих условиях происходит наиболее полное разложение ксантогенатов, остаточные концентрации не превышают 0,001 мг/дм<sup>3</sup>. Если в сточной воде, содержащей ксантогенаты, присутствуют вещества, способные сорбироваться на поверхности руды, в том числе ионы тяжелых цветных металлов, то одновременно происходит сорбция металлов и окисление ксантогената. Поэтому необходимо периодически регенерировать поверхность марганцевой руды 2-3 % раствором серной кислоты [Пушкарева Г. И. Очистка сточных вод от ксантогенатов // Известия ВУЗов. Строительство.– 2016. – №12].

Установлено, что марганцевые руды проявляет сорбционную активность по отношению к цинку, никелю, меди, свинцу и другим тяжелым цветным металлам. Изучены основные факторы

(время контакта, рН водной среды, расход сорбента), влияющие на сорбционный процесс. Марганцевая руда карбонатного типа Усинского месторождения проявляет сорбционные свойства по отношению к ионам металлов в 2-3 раза выше, чем руды других месторождений за счет щелочных свойств, связанных с присутствием значительного количества оксида кальция. Щелочная среда создает условия для гидратации ионов металлов и образования комплексов, увеличивающих величину сорбции (Бочкарев Г.Р., Пушкарева Г.И. Коваленко К.А. О сорбционных свойствах марганцевых руд // ФТПРПИ. 2011. № 6 С. 102–108). Полученные в результате исследований данные свидетельствуют о принципиальной возможности использования марганцевых руд, как природного источника оксида марганца, в процессах сорбционной очистки водных сред от ионов тяжелых цветных металлов до санитарных норм.

Высокую окислительную способность марганцевые руды проявляют по отношению к поливалентным металлам, в частности, к двухвалентным ионам марганца и железа, присутствующим в подземных водах. Основным преимуществом использования марганцевых руд для очистки подземных вод по сравнению с искусственно полученными фильтрующими материалами является то, что не требуется химического возобновления поверхности в процессе эксплуатации, достаточно отмытки водой. Эффективность использования марганцевых руд для извлечения марганца и железа из подземной воды была апробирована на одной из станций обезжелезивания в г. Новосибирске. Остаточная концентрация марганца и железа не превышала  $0.1 \text{ мг/дм}^3$  (ПДК<sub>Mn</sub> -  $0,1 \text{ мг/дм}^3$ ; ПДК<sub>Fe</sub> -  $0,3 \text{ мг/дм}^3$ ).

Приведенные результаты исследований показывают, что низкосортные марганцевые руды Сибири могут быть эффективно использованы для решения целого ряда экологических проблем, потому что обладают высокими окислительными и сорбционными свойствами по отношению к опасным загрязнителям водных сред органической и неорганической природы.

УДК 622.7.097:549.753.11

**В.А. Маслобоев<sup>1</sup>, Д.В. Макаров<sup>2</sup>, А.А. Бакланов<sup>2</sup>, П.В. Амосов<sup>3</sup>,  
О.Т. Кони́на<sup>4</sup>, А.В. Светлов<sup>2</sup>, А.В. Турганов<sup>5</sup>**

<sup>1</sup> Федеральное государственное бюджетное учреждение науки КНЦ РАН, Апатиты Россия,

<sup>2</sup> Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем промышленной экологии Севера КНЦ РАН, Апатиты, Россия

<sup>3</sup> Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Горный институт КНЦ РАН, Апатиты, Россия

<sup>4</sup> Закрытое акционерное общество «Орика СиАйЭс», Кировск, Россия

<sup>5</sup> Акционерное общество «Апатит», Кировск, Россия

### **ОПЫТ ПРИМЕНЕНИЯ И СРАВНИТЕЛЬНАЯ ОЦЕНКА МЕТОДОВ ЗАКРЕПЛЕНИЯ ПЫЛЯЩИХ ПОВЕРХНОСТЕЙ ХВОСТОХРАНИЛИЩА АНОФ-2 АО «АПАТИТ»**

*A series of studies on the prediction of the dispersion of multidisperse dust with a variation in the height of the tailings dam is performed. Pilot tests of the Floset S44, Dustbind and Alcotac DS1 reagents were performed to fix the dusting surfaces. According to the total expert evaluation, the most preferred binder is Dustbind reagent from NALCO.*

Хвостохранилище АНОФ-2 является одним крупнейших техногенных массивов и наиболее интенсивным источником аэротехногенного воздействия на окружающую среду в

Мурманской области. В атмосферном воздухе г. Апатиты в летние месяцы ежегодно отмечаются повышенные разовые концентрации взвешенных веществ.

Сотрудники Института проблем промышленной экологии Севера КНЦ РАН (ИППЭС) в 2012-2016 гг. выполнили цикл исследований, посвященных прогнозу рассеяния мультидисперсной пыли при вариации высоты дамбы хвостохранилища АНОФ-2. На первом этапе исследований методом численного моделирования процессов переноса загрязнений в приземном слое атмосферы с пылящих поверхностей хвостохранилища было показано влияние высоты пляжа на потенциальное загрязнение воздушной среды при переносе сдуваемой сильным ветром мультидисперсной примеси. В дальнейшем на базе разработанной цифровой трехмерной компьютерной модели района «хвостохранилище АНОФ-2 – г. Апатиты» выполнено исследование влияния скорости ветрового потока в интервале 5-23 м/с на загрязнение приземного слоя атмосферы при максимальной проектной высоте пляжа. При этом использован авторский методический подход оценки интенсивности пыления при вариации скорости набегающего потока ветра и высоты пылящей поверхности. Для расчета интенсивности пыления применены обоснованные ранее схема DEAD и зависимость Westphal et al.

Результаты численных экспериментов по оценке уровней концентрации пыли в районе г. Апатиты с поправкой на реальную площадь пыления (по данным наблюдений от 8.2 до 10.9 га) при вариации скорости ветрового потока представлены на рис. 1. Одновременно на графике приведена линия, отвечающая значению ПДК по пыли в соответствии с действующими гигиеническими нормативами ГН 2.1.6.1338-03. В частности, для неорганической пыли, содержащей двуокись кремния в интервале 20-70 %, в качестве максимальной разовой концентрации установлена величина  $3 \cdot 10^{-7}$  кг/м<sup>3</sup>. Анализ представленных кривых свидетельствует: для площади пыления 8.2 га при скоростях ветра менее 8-9 м/с превышение порогового уровня загрязнения не прогнозируется. Однако дальнейший рост скорости ветра будет приводить к увеличению концентрации пыли и превышению значения ПДК. При штормовых ветрах это превышение становится уже значительным. Заметим, что значения скорости ветра выше 8 м/с хотя и редки (вероятность превышения менее 5 %), но возможны. А значит, противопылевые мероприятия экологических служб АО «Апатит» на хвостохранилище АНОФ-2 по снижению площади пыления, безусловно, необходимы и полезны. Согласно выполненным оценкам можно прогнозировать, что даже при штормовом северо-западном ветре (20-23 м/с) снижение площади пыления на пляже хвостохранилища до 1 га должно обеспечить нормативную чистоту атмосферы г. Апатиты. Анализ пространственного распределения концентрации пыли в поперечном направлении к ветровому потоку свидетельствует, что наибольшие концентрации пыли прогнозируются для района Старые Апатиты. Используемая модель, учитывающая предгорья Хибин и наиболее крупные возвышенности (Щучья, Воробьиная), дает качественно объективную картину распределения концентрации пыли: именно район Старые Апатиты подвергается максимальному загрязнению пылью при сильном северо-западном ветре, что неоднократно находило свое подтверждение санитарными службами Мурманской области. Учет потенциального дискретного расположения источников пыления (около 10 га) при штормовом ветре также подтверждает прогноз превышения загрязнения уровня ПДК для г. Апатиты. При этом наиболее опасным в целом для города является расположение участков пыления со стороны предгорья Хибин, что позволяет, в первую очередь, рекомендовать природоохранным подразделениям АО «Апатит» обратить особое внимание на эту часть хвостохранилища.

Проблема пыления действующих хвостохранилищ до сих пор не имеет единого универсального решения. При эксплуатации хвостохранилищ не удастся избежать обезвоживания отдельных участков и образования надводных пляжей, которые в сухую

ветреную погоду становятся интенсивными источниками пыли. Обеспечение подводной укладки хвостов по всей площади хвостохранилища сложно осуществимо. Нагрев поверхности хвостохранилища в летний период приводит к быстрой потере влаги верхними слоями и усилению ветровой эрозии. Способы, используемые для снижения площадей зон пылеобразования, подбираются в зависимости от условий конкретного объекта. В разных комбинациях используется ряд методов, среди которых наиболее часто применяют методы гидрообеспыливания, физико-химической стабилизации пылящих поверхностей и биологической рекультивации хвостохранилищ после завершения эксплуатации.

Практика закрепления хвостов физико-химическим способом базируется в основном на использовании природных материалов, а также синтетических полимерных соединений, обладающих структурообразующими свойствами. В качестве связующего реагента применяются растворы неорганических и органических природных вяжущих, синтетических полимеров и комбинированных связующих (полиакриламид, латексы, битум и другие).

Закрепление пылящих поверхностей с применением битумных эмульсий является наиболее простым технологическим решением, ранее применявшимся для пылеподавления хвостов АНОФ-2. Битумная эмульсия имеет достаточно широкий температурный интервал использования, не теряет своих потребительских свойств при замораживании, что особенно важно в условиях Заполярья. Существенным преимуществом битумной эмульсии является долговечность, которая составляет 4÷6 месяцев. Это позволяет использовать ее для закрепления не только намывных пляжей, но и поверхностей откосов и оснований дамб. Однако при неблагоприятных метеорологических условиях (скорость ветра  $\geq 10$  м/с) под действием ветровой эрозии поверхностная пленка разрушается. Кроме того, для битума характерна низкая растворимость в холодной воде и, как следствие, недостаточная технологичность процесса обработки хвостов.

В этой связи на АО «Апатит» ведется поиск и испытание новых связующих реагентов. В июле-августе 2015 года на территории хвостохранилища АНОФ-2 были проведены пробные испытания реагентов Floset S44, Dustbind и Alcotac DS1. Сотрудниками ИППЭС выполнен мониторинг в натуральных условиях и лабораторные исследования свойств покрытий образованных связующими реагентами (рис. 2).

Определение условной прочности покрытия и времени образования защитного слоя наибольшей прочности позволило расположить исследуемые реагенты в следующий ряд:

Alcotac DS1 > Dustbind > Floset S44.

По атмосферостойкости наилучшие результаты продемонстрировали реагенты Alcotac DS1 и Dustbind.

Степень водопроницаемости хвостов как искусственных грунтов при обработке поверхности связующими реагентами изменилась от водопроницаемых до слабопроницаемых. Наименьшее значение коэффициента фильтрации было получено при обработке хвостов реагентом Floset S44.

Исследования водного выщелачивания компонентов реагентов на полимерных пленках при различных значениях pH среды (кислой, нейтральной и щелочной) показали, что по устойчивости реагенты располагаются в следующий ряд:

Floset S44  $\approx$  Dustbind > Alcotac DS1.

Изучение влияния связующих реагентов Floset S44, Dustbind и Alcotac DS1 при максимально возможных их концентрациях в оборотной воде на ее свойства и флотацию апатита показало, что:

- реагенты Floset S44 и Dustbind не оказывают негативного влияния как на показатели получения апатитового концентрата, так и на кинетику осветления оборотной воды;



- реагент Alcotac DS1 снижает скорость осаждения взвешенных веществ в оборотной воде, а при флотации приводит к некоторому повышению пенообразования и снижению селективности процесса; при уменьшении концентрации в 2 раза относительно максимально возможной его отрицательного воздействия не наблюдается.

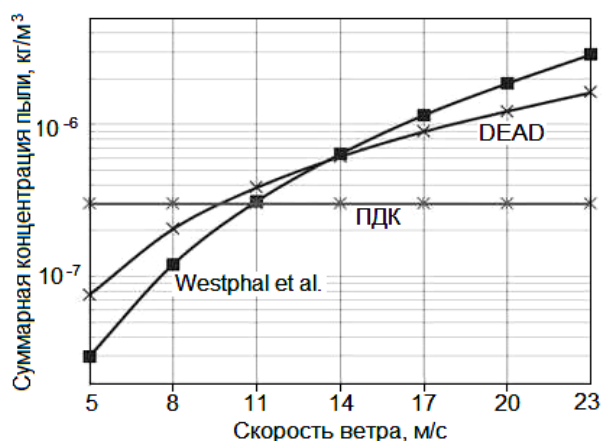


Рис. 1. Расчетные значения суммарной концентрации пыли в зависимости от скорости ветрового потока

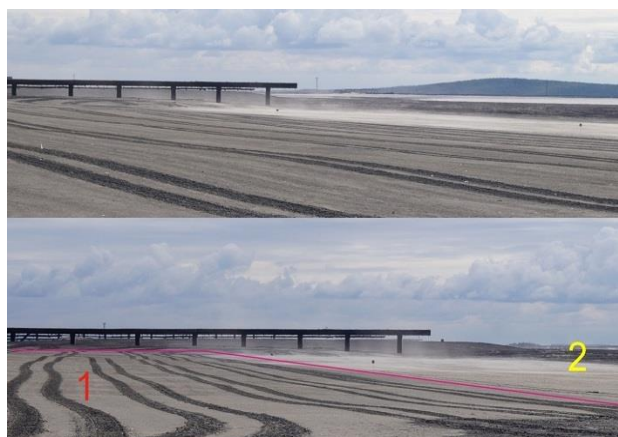


Рис. 2. Экспериментальная площадка (1) и пыление не закрепленного участка хвостов (2) вблизи нее

В целом можно отметить, что все исследованные связующие реагенты показали близкие характеристики.

Согласно суммарной экспертной оценке, наиболее предпочтительным связующим реагентом следует признать реагент Dustbind фирмы NALCO. Основные преимущества, повлиявшие на итоговую оценку это: низкая стоимость обработки, хорошие атмосферостойкость, водопроницаемость покрытия и его устойчивость к выщелачиванию в водных растворах. Реагент Dustbind в настоящее время успешно применяется АО «Апатит» для пылеподавления хвостохранилища АНОФ-2 вместо анионной битумной эмульсии, обеспечивая не только существенное сокращение трудозатрат, но и снижение времени обработки единицы площади хвостов.

Авторы признательны к.т.н. В.А.Ивановой и к.т.н.Г.В. Митрофановой за флотационные исследования и полезное обсуждение результатов.

УДК 669.054.82-034.35

**Е.А. Рыжкова, В.А. Меньщиков, Н.Г. Агеев**

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Уральский Федеральный университет им. первого Президента Б.Н. Ельцина», Екатеринбург, Россия, *krizhkova@gmail.com*

## ОСОБЕННОСТИ ПЕРЕРАБОТКИ ШЛАКОВ ОТ ПЛАВКИ ЛАТУННЫХ ЛОМОВ

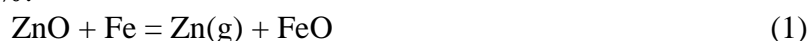
*The possibility of zinc containing slag treatment was investigated. The thermodynamic modeling of slag recovery treatment was carried out. Based on obtained results the kinetic regularities of zinc oxides recovery from slag with use of metallic iron were investigated.*

При переработке латунных ломов и сплавов цветных металлов присутствующий в них цинк распределяется между продуктами плавки, часть его концентрируется в шлаке. Высокое содержание до 30 % оксида цинка значительно увеличивает вязкость и повышает температуру плавления таких шлаков, что затрудняет их дальнейшую переработку.

Одним из способов переработки высокоцинковистых шлаков от плавки латунных ломов является их совместная переработка со шлаками огневого рафинирования черновой меди в присутствии восстановителя – металлического железа.

Проведенное термодинамическое моделирование и изучение кинетических закономерностей отгонки цинка показали возможность их совместной переработки с выделением меди в металлическую фазу и перевода цинка в возгоны. Термодинамическое моделирование, проведенное с помощью модуля Equilibrium composition программного пакета HSC Chemistry, показало возможность извлечения цинка в газовую фазу до 95 %.

Для оценки эффективности предложенной технологии обесцинкования шлаков провели опыты по изучению кинетики отгонки цинка. Опыты проводили на образцах синтетического фаялитового шлака. Основываясь на данных химического анализа шлаков ТРОФ-конвертера, приняли диапазон концентрации цинка в шлаках 15-31 % Zn. В качестве восстановителя использовали металлическое железо. Расход железа рассчитывали исходя из стехиометрии реакции (1), избыток составлял 20 %.



Для проведения опытов была собрана установка, состоящая из высокотемпературной муфельной печи и электронных аналитических весов.

Исследуемый материал помещается в тигель, оборудованный подвесной системой. Тигель выдерживали в печи при температуре 250-300°C для удаления влаги. Затем тигель подвешивали в печь нагретую до 1200 -1280°C на проволочный подвес, соединенный с донным крюком весов. Данные от весов непрерывно передавались на ПК, таким образом, осуществлялась регистрация изменений массы образца.

После охлаждения продукты плавки подвергали химическому анализу с применением атомно-абсорбционного анализатора. Цель химического анализа – определение фактического содержания цинка в исходной смеси и остаточного содержания после обесцинкования шлака.

Исходя из химического анализа и исходной массы навески, можем узнать изменение массы образца шлака. Зная исходную массу навески, ее изменение и концентрацию в ней цинка, можно посчитать извлечение цинка в газовую фазу. Полученные зависимости извлечения цинка во времени, в зависимости от его исходной концентрации в шлаке при температуре 1250°C представлены на рисунке.

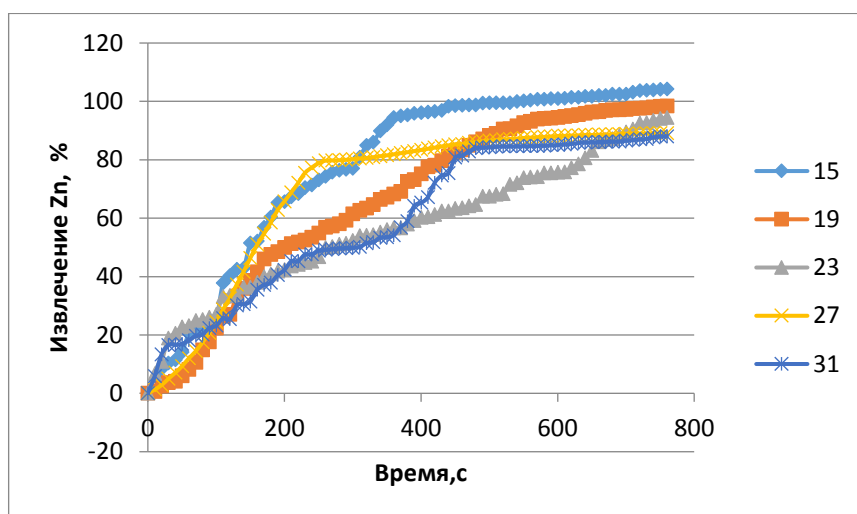


Рисунок. Зависимость извлечения цинка во времени от его исходной концентрации при температуре 1250 °С

Из графиков видно, что используя в качестве восстановителя металлическое железо, извлечение цинка тем больше, чем меньше его содержание в шлаках. Результаты восстановления синтетических и реальных шлаков при температуре 1250°С заметно отличаются. Это связано с тем, что реальные шлаки имеют большую температуру плавления, 1300°С, а также отличаются повышенным содержанием магнетита, что в свою очередь делает шлаки вязкими.

УДК 669.243:57.083.12

**Н.В. Фокина, А.В. Светлов, В.А. Мязин, Е.С. Янишевская**

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем промышленной экологии Севера Кольского НЦ РАН, Апатиты, Россия, [svetlov@inep.ksc.ru](mailto:svetlov@inep.ksc.ru)

### **ВЛИЯНИЕ МИКРООРГАНИЗМОВ НА ПРОЦЕССЫ ПЕРЕРАБОТКИ МЕДНО-НИКЕЛЕВЫХ РУД (ОБЪЕКТЫ МУРМАНСКОЙ ОБЛАСТИ)\***

*The bioleaching of non-ferrous metals from Allarechensk technogenik deposit of sulphide ores and the perspectives of this technology with ecological and economic positions are presented. The microorganisms' existence problem in hydrometallurgy processes is considered.*

Проблема извлечения цветных металлов из бедных руд и техногенных отходов, несмотря на относительно низкую стоимость на международном рынке товарных продуктов, является актуальной. Но очевидно – будущее за технологиями способными работать с объектами сложного вещественного состава и малых содержаний ценных компонентов.

Опыт работы, как с бедными месторождениями, так и с горнопромышленными отходами, изучение вещественного состава, стимулировали интерес к исследованию возможностей гидрометаллургических методов. В 2012-2013 гг. проводилась работа на отвале Аллареченского техногенного месторождения (ТМ). Уникальность объекта заключается в том, что отвал

© Фокина Н.В., Светлов А.В., Мязин В.А., Янишевская Е.С., 2017

\* Исследования проведены при поддержке Программы фундаментальных научных исследований Президиума Российской академии наук № I.4П.

представлен не только пустой вскрышной породой, но и достаточно богатой рудной частью, которая отправлялась в отвал как забалансовая при разработке месторождения. Отобранные образцы руды содержали (%): Ni – 0.52, Cu – 0.74. Для оценки экологической опасности при хранении отвалов и возможности применения гидрометаллургических методов был поставлен эксперимент, имитирующий кучное выщелачивание. Руду предварительно измельчали до фракции -3+2 мм. Обработку вели раствором 2 % H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> при температуре 19°C. За 50 суток из руды в раствор перешло порядка 8 % никеля и 2,8 % меди. Среднее содержание никеля в растворах выщелачивания составило 239 мг/л, пиковое значение было получено на 8 сутки – 547 мг/л, далее шло постепенное снижение, и на 50 сутки в растворе зафиксировано 160 мг/л металла. Среднее значение по меди составило 125 мг/л, при максимальном содержании в пробе 232 мг/л на 19 сутки эксперимента.

Полученный результат продемонстрировал не только потенциальную экологическую опасность, а именно загрязнение окружающей среды активно мигрирующими растворенными сульфатами тяжелых металлов, но и перспективность применения кучного выщелачивания для переработки данного объекта. Тем не менее, низкие содержания в фильтратах оставляли место для поиска возможности интенсификации процесса кучного выщелачивания. Один из вариантов – это использование бактерий.

Микроорганизмы всегда присутствуют в процессах переработки и обогащения руд. В окружающей среде бактерии выполняют многочисленные функции, ряд которых относится к геохимической деятельности. Это выражается в стимуляции или ингибировании технологического процесса.

Исследовательская работа, проведенная на комбинате "Печенганикель" АО "Кольская ГМК", показала, что процесс обогащения сульфидных медно-никелевых руд с использованием оборотного водоснабжения способствует развитию микроорганизмов. По ходу флотации с дополнительной аэрацией, ростом температуры и внесением фотореагентов численность бактерий увеличивалась. Отмечено, что используемые при обогащении руды флотореагенты в применяемой концентрации не токсичны для микроорганизмов и не являются источником бактериального загрязнения. В оборотной воде и в продуктах обогащения сульфидных медно-никелевых руд на разных стадиях технологического процесса доминируют граммотрицательные неспорообразующие бактерии, принадлежащие к роду *Pseudomonas*. Результаты, полученные в ходе лабораторных опытов, свидетельствуют о влиянии бактерий на флотацию медно-никелевых руд, что выражается в увеличении времени флотации по сравнению с опытами, поставленными без бактерий.

Однако широко известна практика использования бактерий в гидрометаллургических процессах, преимущественно эндемиков, которые могут быть выделены из отходов горного производства или водоемов, расположенных рядом с рудопроявлениями, отвалами вскрышных пород, складами забалансовых руд и других объектов. В ряде случаев выделенную местную культуру микроорганизмов можно усилить дополнительными штаммами. В целом использование микроорганизмов направленно на интенсификацию кучного выщелачивания.

Для исследования возможности использования бактерий в процессе выщелачивания металлов в конце 2016 года был выполнен отбор проб воды в болоте, находящемся ниже отвала Аллареченского ТМ в направлении естественного дренажа. Из образцов воды и руды были выделены железокисляющие микроорганизмы и в биостате получена биомасса данных бактерий с численностью 10<sup>9</sup> кл/мл.

Для проведения предварительных исследований по выщелачиванию была отобрана магнитная фракция богатой руды Аллареченского ТМ. Руду измельчали до крупности -5+2 мм и помещали в стеклянные перколяторы. Содержания металлов составляли (%): Ni 5.8 и Cu 2.9. Масса загрузки перколятора 2 кг, высота слоя руды 20 см, диаметр колонны 8 см.

Выщелачивание вели в трех колоннах при 19 °С. Длительность эксперимента составляла 51 сутки. В отдельном перколяторе был выполнен инкубатор для бактерий (АБ). В первой колонне (А1) проводили кучное выщелачивание кислым раствором с бактериальной средой без оборота, во второй (А2) – бактериальное выщелачивание с оборотом раствора. Третья колонна (А3) использовалась для кучного выщелачивания 2 % серной кислотой без оборота раствора.

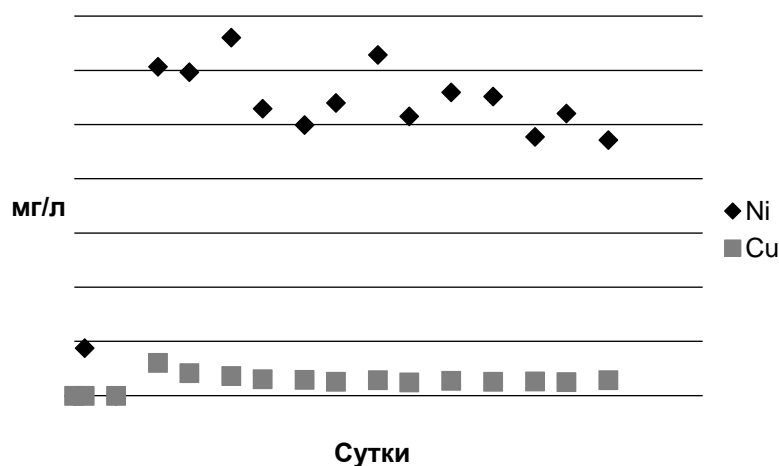


Рис. 1. Распределение содержания металлов в растворах при выщелачивании богатой руды Аллареченского ТМ бактериальным раствором с оборотом

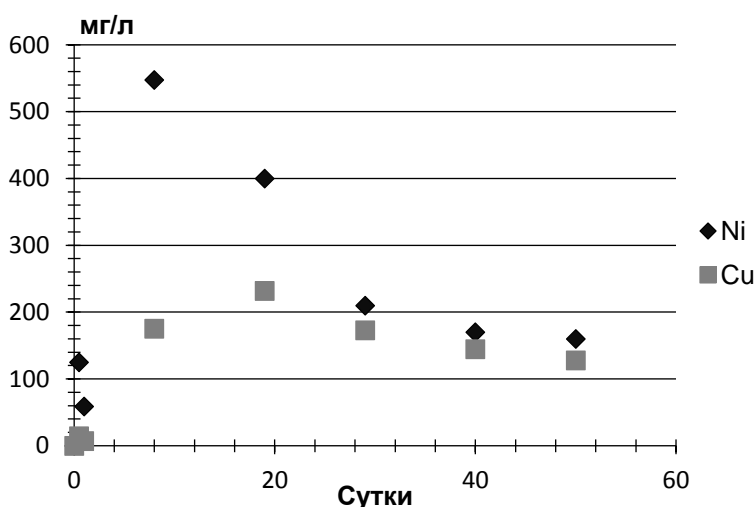


Рис. 2. Распределение содержания металлов в растворах при выщелачивании бедной руды Аллареченского ТМ 2 % раствором H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>

В первые сутки эксперимента проводили увлажнение руды: в каждую колонну дважды было подано 300 мл дистиллированной воды. Далее два раза в неделю осуществлялась орошение каждой колонны соответствующим раствором (по 100 мл). Значения pH и Eh растворов во время эксперимента изменялись в пределах: АБ pH=2.4-2.48, Eh=445-567; А1 pH=2.5-2.7, Eh=400-467; А2 pH=2.47-2.72, Eh=418-581; А3 pH=0.86-1.2, Eh=370-423.

Объемы фильтрата одной пробы варьировались от 60 до 98 мл в ходе основной части эксперимента. Стоит отметить, что при выщелачивании колонны А1 наметилась тенденция к снижению фильтрации, с 86 мл на 36 сутках до 27 мл на 51 сутки эксперимента. Предварительные эксперименты бактериального выщелачивания руды показали невысокие извлечения металлов в раствор. Вместе с тем, концентрации металлов в растворах характеризовались высокими и стабильными показателями. Так, среднее содержание никеля в фильтратах колонны А1 составило 1,4 г/л, при максимальном значении 2,9 г/л на 22 сутки

эксперимента. Среднее значение меди по А1 составило 92 мг/л, а максимальное 303 мг/л на 40 сутки. Опыт бактериального выщелачивания с оборотом раствора дал следующие результаты: среднее содержание никеля – 2,6 г/л, максимальное – 3,3 г/л на 15 сутки; среднее содержание меди – 147 мг/л, максимальное – 304 мг/л на 8 сутки. Кучное выщелачивание 2 % раствором серной кислоты показало следующие значения: среднее содержание Ni в пробах составило 553 мг/л, при максимальном содержании 1 г/л в фильтрате на 8 сутки; среднее содержание Cu – 32 мг/л, максимальное содержание на 8 сутки – 74 мг/л.

Работа с богатой рудой показала высокие и стабильные содержания Ni в фильтратах (рис. 1) в сравнение с экспериментом по кучному выщелачиванию без оборота на бедной руде (рис. 2). Опыт с оборотом раствора при бактериальном выщелачивании дал максимальный результат из трех серий – 2,7 % никеля перешло в раствор за 51 сутки. Значительные содержания Ni в фильтратах по ходу эксперимента с биовыщелачиванием, на фоне параллельной работы со слабокислым серным раствором, позволяют утверждать, что опыт на бедной руде покажет высокие извлечения.

УДК 622.012:502.52

**О.Л. Качор, А.В. Богданов, Д.Д. Блинов**

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Иркутский национальный исследовательский технический университет», кафедра «Обогащение полезных ископаемых и охрана окружающей среды», Иркутск, Россия, [olgakachor@gmail.com](mailto:olgakachor@gmail.com)

### **НАПРАВЛЕНИЯ ЛИКВИДАЦИИ НАКОПЛЕННОГО ВРЕДА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЕ МЫШЬЯКОВИСТЫМИ ТЕХНОГЕННЫМИ МЕСТОРОЖДЕНИЯМИ ГОРНО-ПЕРЕРАБАТЫВАЮЩЕЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ**

*The article deals with the pollution problem of the municipality of the town of Svirsk by arsenic waste of the mining industry. The source of pollution was the former Angarsk metallurgical factory that processed arsenopyrite ores of the Cheremkhovo district of the Irkutsk region.*

В рамках Федеральной целевой программы «Национальная система химической и биологической безопасности Российской Федерации (2009-2014)», а также областной программы «Защита окружающей среды в Иркутской области» на 2006-2015 годы, ФГБОУ ВО «ИРНИТУ» были проведены работы по ликвидации накопленного экологического ущерба – мышьяковистых отходов промплощадки бывшего Ангарского мышьяковистого завода (АМЗ) по переработке арсеникопиритных руд МО «г. Свирск» Иркутской области, который в период с 1934 по 1949 гг. осуществлял выпуск триоксида мышьяка.

Большая часть продукции мышьяковых заводов была востребована оборонной промышленностью. Из Книги «Химический бумеранг страны Советов (хроника жизни ненужного оружия в безалаберной стране)» Федорова Л.А. «27 ноября 1941 г. Распоряжение Совнаркома СССР об увеличении производства мышьяка в 1942 г. до 22 000 тонн в год, в том числе в расширенном цехе по выпуску металлического мышьяка при Ново-Троицком заводе до 660 тонн в год и во вновь построенных цехах при Ангарском (мощность 930 тонн в год) и Карабашском заводах (мощность 450 тонн в год). Мышьяк был необходим для выпуска

люизита, адамсита и дифенилхлорарсина.». В 1989 г. Советский Союз отказался от производства боевых отравляющих веществ, в том числе и арсинов, поэтому необходимость в их производстве отпала, целый ряд предприятий прекратил свою деятельность. Однако производственные площадки этих заводов не были ликвидированы, и в настоящее время представляют собой опасные социально-экологические очаги загрязнения. По современным экологическим требованиям огарки горно-перерабатывающей промышленности, накопленные к настоящему времени в огромных количествах, следует рассматривать как техногенные месторождения.

До начала работ по ликвидации техногенного очага загрязнения общее количество огарков, хранившееся на 13 га промплощадки АМЗ, составило 156,9 тыс. т со средним содержанием мышьяка около 1 %. Непосредственно у отвалов на промплощадке располагались останки производственных зданий и технологического оборудования, общий объемом 6,6 тыс. м<sup>3</sup> с содержанием в них мышьяка 150 т. Еще одним источником загрязнения промплощадки АМЗ являлся зараженный почвогрунт – 48 тыс. т..

Ситуация обострялась еще и тем, что промплощадка располагалась в непосредственной близости с жилой зоной и в 600 м от реки Ангара, что являлось угрозой возникновения социально-экологической катастрофы всего природно-техногенного комплекса верхней части Братского водохранилища и, как следствие, одной из причин сложившейся неблагоприятной медико-экологической ситуации в данном районе, итогом которой уже на протяжении многих лет стали самые высокие удельные показатели смертности по Иркутской области – 20 %.

Согласно протокола государственной экспертизы материалов пересчета запасов золота и серебра в отвалах АМЗ по состоянию на 01.10.2003г. №591 от 16 октября 2003 г. отвалы огарков АМЗ представляли собой техногенное месторождение золота, серебра и сопутствующих элементов, располагавшееся на территории города вблизи р. Ангары и создающее серьезную угрозу негативного экологического воздействия на население города и акваторию Братского моря. Утвержденные забалансовые запасы золота и серебра составили 6,1 и 47 г/т соответственно. Однако для исключения малейшей вероятности загрязнения объектов окружающей среды в процессе ликвидации очага загрязнения промплощадки АМЗ Правительство Иркутской области приняло решение об обезвреживании и захоронении огарков без извлечения из них ценных компонентов вместе с другими отходами – загрязненным почвогрунтом и останками производственных зданий и технологического оборудования в отработанном карьере «Северный 5», находящемся в 20 км от МО «город Свирск».

Промплощадка АМЗ была полностью ликвидирована в 2015 г., однако за весь период своего существования она оказала крайне негативное воздействия на объекты окружающей среды всей оставшейся территория МО «г. Свирск» и прилегающих дачных садоводств общей площадью 25 км<sup>2</sup>. В почве этой территории фиксируются превышения нормативов по мышьяку и тяжелым металлам в десятки и сотни раз. Учитывая угнетенное состояние почвы, для ее восстановления также необходимо проведение рекультивационных мер.

Промплощадка АМЗ МО «г. Свирск» – не единичный случай, подобных техногенных мышьяковистых месторождений, являющихся источниками крайне высокой социально-экологической опасности, в РФ все еще остается много.

Таким примером является поселок «Вершино-Дарасунский» Забайкальского края, население которого на данный момент насчитывает 5,5 тысяч человек. Зброшенная промплощадка бывшего завода по производству мышьяка находится в центральной части поселка. Завод в «Вершино-Дарасунском» как и в Свирске был построен в 30-х годах XX столетия для производства белого мышьяка из арсениопиритных руд. Закрыли завод в 1973 году без проведения работ по ликвидации мышьяксодержащих отходов и рекультивации территории.

Во всех пробах, отобранных с промлощадки бывшего завода содержание мышьяка и тяжелых металлов значительно превосходит нормативное содержание: по мышьяку превышения в кирпичах разрушенных зданий от 150 до 840 раз, в отвалах от 1400 до 10445 раз, в пробах грунта от 2590 до 79000 раз; в несколько сотен раз превышают нормативы содержания по тяжелым металлам. Такие значительные превышения свидетельствуют о крупномасштабном загрязнении данной территории и требуют проведения работ по ликвидации накопленного экологического ущерба.

С 2016 г. необходимость устранения подобных источников техногенного загрязнения закреплена законодательно в виду внесения изменений в Федеральный закон № 7 «Об охране окружающей среды». В связи с этим появляется реальная возможность ликвидации таких экологически опасных техногенных месторождений, как в поселке «Вершино-Дарасунский».

УДК 622.012.003(470.21)

**Е.М. Ключникова<sup>1</sup>, Т.Е. Алиева<sup>3</sup>, Л.В. Иванова<sup>3</sup>,  
Л.Г. Исаева<sup>1</sup>, В.А. Маслобоев<sup>2</sup>, Г.Н. Харитонов<sup>3</sup>**

<sup>1</sup> Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем промышленной экологии Севера КНЦ РАН, Апатиты, Россия, [kem@inep.ksc.ru](mailto:kem@inep.ksc.ru), [isaeva@inep.ksc.ru](mailto:isaeva@inep.ksc.ru)

<sup>2</sup> Кольский научный центр РАН, Апатиты, Россия, [masloboev@admksk.apatity.ru](mailto:masloboev@admksk.apatity.ru)

<sup>3</sup> Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт экономических проблем им. Г.П.Лузина КНЦ РАН, Апатиты, Россия, [alieva@iep.kolasc.net.ru](mailto:alieva@iep.kolasc.net.ru), [ivanova@iep.kolasc.net.ru](mailto:ivanova@iep.kolasc.net.ru), [kharitonova@iep.kolasc.net.ru](mailto:kharitonova@iep.kolasc.net.ru)

## **СЦЕНАРИИ РАЗВИТИЯ ГОРНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ МУРМАНСКОЙ ОБЛАСТИ В УСЛОВИЯХ МЕНЯЮЩЕГОСЯ КЛИМАТА**

*The problems of predicting future trends and challenges in key sectors of the economy of the Arctic in a changing climate, and depending on the projected global development trends are examined in the article. The necessity of the use of a structured, coherent approach to global trends in the development of regional and corporate development strategies is substantiated. On the example of the Murmansk region, the possible scenarios for the development of mining are provided as a function of global changes, including climate change.*

Для разработки и принятия решений в целях устойчивого развития Мурманской области необходимо учитывать воздействие глобальных и региональных изменений климата на хозяйственную систему региона, особенно на энергетическую составляющую. Кольская атомная станция является основой энергетики региона, и поэтому важно оценить будущие вызовы, связанные с изменением климата.

Трудно дать достоверный прогноз на 30-50 лет вперед, это подтверждают сделанные ранее прогнозы и предположения, которые имеют мало общего с наблюдаемой действительностью. Тем не менее, благодаря существующей инерции физических, биологических и социальных процессов, некоторые тренды будут устойчивыми и в указанном периоде, поскольку мы планируем будущее. Каждый из нас откладывает деньги, инвестирует в недвижимость или акции, выбирает образование и т. д. Поэтому, даже если нам ничего не ясно относительно будущего, наши сегодняшние решения и выборы влияют на пространство для манёвра в будущем.



Задачей наших исследований было создать структурированный подход к прогнозу будущего развития Мурманской области в условиях меняющегося климата и предложить сценарии развития, которые могут быть использованы как фон для обсуждения мероприятий по адаптации к изменениям климата и долгосрочного планирования. Мы не предсказываем будущее, мы только делаем набросок широкого спектра сценариев, для того чтобы выявить неизбежные неопределенности, с которыми мы столкнемся и, которые в идеале должны быть приняты во внимание при принятии решений уже сейчас. В процессе исследования мы основываемся на предположении, что будущее Мурманской области будет зависеть от путей общемирового развития.

Для сбора информации было проведено 3 исследовательских семинара. Один из них состоялся 9 июня 2015 года в городе Кировске. В нем приняли участие 25 человек: представители Правительства Мурманской области (Министерство экономического развития и Министерство природных ресурсов и экологии), органов местного самоуправления, крупных промышленных компаний (АО «Кольская ГМК», Кольская АЭС, АО «Апатит»), малого бизнеса, общественных организаций (экологических, предпринимательских) и научного сообщества. Второй – 30 марта 2016 в г. Апатиты, третий 30 марта 2017, в них приняли участие 13 человек, студенты МГТУ. Второй и третий семинары позволили уточнить сценарии, добавив к ним мнение молодежи как отдельной социальной группы.

В настоящем докладе представлены объединенные сценарии, касающиеся энергетики области вообще, и КАЭС в частности.

Наиболее важными движущими силами, которые будут определять изменения в ближайшие 30 лет, будут:

- 1) развитие технологий (наука и образования);
- 2) изменение (ухудшение) экологической ситуации;
- 3) изменение демографической структуры и численности населения;
- 4) рынок минерального сырья.

Для того чтобы лучше понимать вызовы, связанные с изменениями климата, научное сообщество разработало сценарии общих социально-экономических путей, описывающие будущее мира в 21 веке: Устойчивость – выбор зеленой дороги; Неравенство – разделенная дорога; Развитие на основе ископаемого топлива – выбор магистрального пути; Региональная конкуренция – каменистая дорога.<sup>1</sup> Описания общих социально-экономических путей использовались как граничные условия при разработке сценариев будущего социально-экономического развития Мурманской области.

При реализации мирового сценария *Развитие на основе ископаемого топлива* экономическое развитие области будет «ресурсо и энерго затратным». Ключевым вопросом будет оставаться спрос на продукцию предприятий регионального горнопромышленного комплекса на мировых рынках минерального сырья, который косвенно связан с ростом или сокращением численности населения в глобальном масштабе. В случае устойчивого спроса на минеральное сырье, производимое в области, горнопромышленный комплекс будет развиваться, возможно появление новых предприятий. Проблем с истощением минерально-сырьевой базы Мурманской области в рассматриваемой перспективе (30—50 лет) не возникнет.

В случае развития мира по сценарию *Неравенство* неопределенности и риски в развитии региона будут нарастать. Климатические изменения приведут к уменьшению количества

---

<sup>1</sup> Brian C. O'Neill, Elmar Kriegler, Kristie L. Ebi, Eric Kemp-Benedict, Keywan Riahi, Dale Rothman, Bas van Ruijven, Detlef P. van Vuuren, Joern Birkmann, Kasper Kokk, Marc Levy, William Solecki. 2015. The roads ahead: Narratives for shared socioeconomic pathways describing world futures in the 21st century. Global Environmental Change. Режим доступа: <http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S0959378015000060>

(объема) пресных вод и ухудшение их качества. Следствием сложившейся ситуации будет являться дефицит чистой пресной воды, в том числе и для промышленного производства. При общей неопределенности эксперты полагают, что рынки фосфатного сырья, цветных, редких и редкоземельных металлов будут развиваться. Это позволит экономике Мурманской области держаться на плаву. Намечится тенденция вовлечения в хозяйственный оборот техногенных месторождений. Область, как и прежде, будет использоваться национальной экономикой в качестве сырьевого придатка. Для действующих горнодобывающих предприятий области в качестве угроз следует рассматривать: ухудшение горно-геологических условий добычи, низкое качество добываемого сырья, ограничение доступа на мировые рынки, недоступность финансовых и инвестиционных ресурсов.

Осуществление мирового сценария *Устойчивость*, по мнению молодежи (2-й семинар), вызовет полное переупорядочивание развития Мурманской области, так как главным является повышение эффективности использования ресурсов, с упором на альтернативные источники энергии. Изменения на рынке минерального сырья приведут к диверсификации экономики области, важным драйвером экономического роста будет являться наука. Снижение запасов первичного минерального сырья не повлияет на сырьевую базу горнопромышленных предприятий, поскольку в производство будут вовлечены вторичные ресурсы (нынешние отходы).

Развитие технологий приведет к развитию автоматизированного, высокорентабельного и малоотходного производства. Важную роль в этом будет играть разумное, способствующее внедрению инноваций, ведущееся на основе непротиворечивого, системного и внутренне согласованного законодательства регулирование промышленной деятельности, которое будет способствовать повышению социально-экологической ответственности горнопромышленных предприятий. Для обеспечения требований законодательства предприятия горнопромышленного комплекса будут вынуждены вкладывать средства в ликвидацию накопленного экологического ущерба, вторичного загрязнения, а также в научные разработки.

При развитии сценария *Региональная конкуренция* изменения на рынке мировых ресурсов будут оказывать сильное воздействие на экспортно-ориентированные компании, которые составляют основу экономической базы региона. При этом Мурманская область опять становится форпостом страны в Арктике, и федеральное правительство уделяет повышенное внимание ее развитию. Горнопромышленные компании области будут зависеть от рынков сбыта, которые, возможно, будут организованы посредством государственного регулирования. Изменение запасов минерально-сырьевых ресурсов не станет сдерживающим фактором их развития. Развитие технологий будет одной из важнейших движущих сил при реализации стратегии региональной конкуренции. Однако в случае низкого спроса или низкой цены на продукцию горнопромышленных предприятий есть риск снижения темпов их технологического развития, что может привести к потере конкурентоспособности. Замедление перехода горнопромышленных предприятий на наилучшие доступные технологии отрицательно скажется и на экологической ситуации. Эти факторы могут привести к экономическим проблемам и социальному кризису в области.

Учет выявленных тенденций поможет в подготовке более устойчивых решений по вопросам развития горнопромышленного комплекса и поможет избежать непредвиденных издержек.

УДК 622.012.7.002.68:622.7

**С.В. Мамонов<sup>1,2</sup>, Т. П. Дресвянкина<sup>1</sup>, С.В. Волкова<sup>1</sup>**

<sup>1</sup> ОАО «Уралмеханобр», Екатеринбург, Россия,

<sup>2</sup> Негосударственное частное образовательное учреждение высшего образования «Технический университет УГМК», Верхняя Пышма, Россия, *Mamonov\_SV@umbr.ru*

## **ТЕХНОЛОГИИ ПОДГОТОВКИ И ОБОГАЩЕНИЯ ТЕХНОГЕННЫХ ОБРАЗОВАНИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПРЕДПРИЯТИЙ**

*Technologies of dressing of wastes from mining and metallurgical plants are considered. It was founded that the use of special methods of slag cooling, ultra-fine grinding, combination of hydrometallurgical and flotation technologies results in a significant increase in technological parameters of its processing.*

Научные подразделения Уральской горно-металлургической компании уделяют особое внимание техногенным образованиям: вскрышным породам, забалансовым рудам, хвостам обогатительных фабрик, шлакам медеплавильных предприятий, медеэлектролитным шламам, клинкерам цинкового производства и другим отходам.

Забалансовые руды. Одним из характерных техногенных месторождений Урала, представляющим собой забалансовую медьсодержащую руду, является отвал, сформированный из сульфидизированных и серицитизированных дацитов и стенок карьера Блявинского месторождения. Согласно результатам фазового анализа, медь в забалансовой руде на 54 % представлена кристаллическим сульфатом меди (II), на 30 % – первичными сульфидами, на 11 % – вторичными и на 5 оксидной фазой. Общее содержание меди в руде составляет 0,8 %. Для данной руды разработана комбинированная гидрометаллургическо-флотационная технология обогащения, включающая: водное выщелачивание; химическое осаждение меди из продуктивного раствора гидросульфидом натрия с получением сульфида меди; измельчение песковой фракции до крупности 80-85 % класса 71 мкм; флотацию сульфидов в цикле коллективной флотации; доизмельчение черногового коллективного концентрата до крупности 95-98 % класса -71 мкм; аэрационное кондиционирование пульпы; флотацию медных минералов в цикле медной флотации; две перечистные операции флотации с получением медного концентрата.

По разработанной комбинированной технологии получен суммарный медный концентрат с массовой долей меди 20,7 % при извлечении меди 73,1 %. По традиционной флотационной технологии обогащения извлечение меди во флотационный концентрат не превышало 45 %.

Отвальные хвосты обогатительных фабрик. Объектом исследований явились лежалые пиритные хвосты Бурибаевской обогатительной фабрики, содержащие до 0,6 % меди. По результатам фазового анализа установлено, что в старогодних пиритных хвостах медь на 62,5 % ассоциирована с сульфидными минералами, на 26,1 % – с водорастворимыми сульфатами и на 11,4 % представлена окисленной формой.

Разработано две схемы обогащения: классическая флотационная и комбинированная гидрометаллургическо-флотационная.

При обогащении лежалых пиритных хвостов по классической коллективно-селективной схеме флотации получен медный продукт с содержанием меди 6,46 % при извлечении 56,67 %.

Комбинированная гидрометаллургическо-флотационная технология включает: водное выщелачивание сульфатной меди; химическое осаждение (цементация на железном порошке) меди из продуктивного раствора с получением сульфида меди (цементата); флотационное обогащение песковой фракции с получением флотационного медного концентрата.

По комбинированной схеме обогащения лежалых пиритных хвостов получен медный продукт, содержащий 9,10 % меди при извлечении 71,52 %.

*Текущие отвальные шлаки медеплавильного производства.* При обогащении отвального шлака медеплавильного производства, содержащего от 0,6 до 1,2 % меди, получают медные концентраты с содержанием основного металла до 18 % при извлечении менее 60 %. Одним из перспективных направлений по повышению показателей обогащения текущих отвальных шлаков на обогатительных фабриках является их специальная подготовка, заключающаяся в перекристаллизации минералов за счет медленного охлаждения.

В процессе медленного охлаждения отвального шлака особую роль играет температурный режим и скорость его охлаждения, при котором происходит переход из жидкого состояния в твердое. Показано, что: при температуре 1200°C, происходят процессы осаждения, коалесценции и кристаллизации шлака; при температуре 1200-1080°C протекают процессы осаждения и коалесценции; при температуре 1080-880°C происходит процесс кристаллизации. Скорость охлаждения в температурном интервале 1200-880°C должна составлять 5-10°C/ч. Начиная с температуры 800 °C скорость охлаждения уже не влияет на структуру шлака даже в случае охлаждения его водой.

Процесс специального медленного охлаждения текущего шлака позволяет: увеличить размер медьсодержащих минералов в 1,1-3 раза за счет их перекристаллизации; перераспределить массовую долю меди по минеральным формам; улучшить «качество» продуктов дезинтеграции шлака за счет увеличения размера пор в межзерновом пространстве, перекристаллизации силикатов; повысить производительность измельчительного оборудования в среднем на 25 % за счет увеличения удельной производительности мельниц по вновь образованному классу крупности; повысить в среднем на 25-30 % раскрываемость ценных и породообразующих минералов при прочих равных условиях процесса измельчения.

Разработана технология обогащения специально подготовленного шлака применительно к условиям обогатительной фабрики ОАО «СУМЗ». По результатам исследований установлено, что при обогащении медленно охлажденного шлака, содержащего от 0,9 до 1,1 % меди, возможно получение медного концентрата с массовой долей меди 16-20 % при извлечении меди 65-74 %.

Разработанная технология охлаждения и флотации шлака апробирована в промышленных условиях ОАО «СУМЗ». По результатам опытно-промышленных испытаний установлено, что по действующей на ОФ ОАО «СУМЗ» технологии обогащения из медленно охлажденного шлака содержащего от 0,9 до 1,1 % меди возможно получение медного концентрата с массовой долей меди 20 % при извлечении меди в медный концентрат до 74 %.

Технология переработки медленно охлажденного шлака на действующей обогатительной фабрике позволит повысить извлечение меди в медный концентрат на 15-22 % по сравнению с показателями переработки отвального шлака, не подвергшегося процессу медленного охлаждения.

*Лежалые отвальные шлаки медеплавильного производства.* Исследования влияния ультратонкого измельчения на технологические показатели обогащения проведены на пробе отвального шлака, содержащего 0,85 % меди.

По результатам исследований раскрытия сульфидов меди в процессе измельчения лежалого отвального шлака в шаровой мельнице установлено, что даже при измельчении шлака до крупности 100 % класса -71 мкм массовая доля свободных зерен сульфидов меди составляет всего 83 %.

С целью повышения раскрываемости сульфидных минералов меди изучен процесс измельчения шлака в бисерной мельнице KD-VGM2. Из результатов исследований установлено, что при бисерном измельчении шлака до крупности 95-98 % класса -20 мкм раскрытие сульфидных минералов меди составляет порядка 98 %. Полное (100 %) раскрытие сульфидных минералов меди наблюдается только при измельчении отвального шлака до содержания 95-98% класса крупности -5 мкм.

Проведены флотационные исследования продуктов шарового и бисерного измельчения, по результатам которых установлено, что при измельчении шлака в шаровой мельнице до содержания 83 % свободных зерен сульфидов меди в пенный продукт основной медной флотации извлекается 60 % меди при массовой доле меди в нем 2,4 %. С увеличением массовой доли свободных зерен сульфидов меди до 100 % при бисерном измельчении шлака извлечение меди в пенный продукт основной медной флотации возрастает до 74,7 % при содержании в нем меди 3,7 %.

На продуктах шарового и бисерного измельчения отвального шлака проведены опыты по принципу непрерывного технологического процесса. Результаты проведенных исследований показали, что: при флотации шлака, содержащего 85 % свободных сульфидов меди (шаровое измельчение до 85 % класса -71 мкм) возможно получение медного концентрата, содержащего 21,5 % меди при извлечении 48,8 %; при флотации шлака, содержащего 96 % раскрытых зерен сульфидов меди (бисерное измельчение до 95 % класса крупности -20 мкм) возможно получение медного концентрата, содержащего 22,8 % меди при извлечении 59,7 %; при флотации шлака, содержащего 100 % раскрытых зерен сульфидов меди (бисерное измельчение до 95 % класса крупности -5 мкм) возможно получение медного концентрата содержащего 19,2 % меди при извлечении 62,3 %.

Таким образом, применение ультратонкого измельчения текущего отвального шлака медеплавильного производства позволяет полностью раскрыть сульфиды меди и повысить на 10-13 % извлечение меди в медный концентрат.

Медеелектролитные шламы являются одним из полупродуктов электролиза меди, содержащим помимо золота и серебра селен, теллур, свинец, сурьму, мышьяк, медь и другие химические элементы. Широко используемые пирометаллургические способы переработки шламов не обеспечивают комплексное и селективное выделение ценных компонентов, сложны по аппаратурному оформлению и наносят ущерб окружающей среде.

Проведены исследования по флотационному извлечению благородных металлов после операции обезмеживания медеелектролитного шлама, проведенной по аэрационной схеме с воздействием факторов гидродинамической дезинтеграции шлама, бисерного измельчения и кавитационной обработки с получением коллективного концентрата флотации с максимально возможным извлечением серебра и золота.

Исходная крупность обезмеженного медеелектролитного шлама, подвергаемого флотационному обогащению, составляла 71,86 % класса -5 мкм. Процесс коллективной флотации обезмеженного шлама проводился при pH пульпы 1,5, создаваемом раствором серной кислоты с добавлением сульфата меди. В качестве реагента – собирателя использовался дитиофосфат натрия, в качестве пенообразователя – МИБК.

В результате флотационного обогащения медеелектролитного шлама по схеме «аэрационное обезмеживание-флотация-доводка концентрата» получены следующие показатели: сквозное извлечение золота и серебра в коллективный концентрат с учетом перечисток и доводочных операций составило 93,51 % и 97,75 %, соответственно; остаточное суммарное содержание свинца и сурьмы в концентрате перечисток – 4,53 %.

УДК 622.7:504(470.1)

**А.И. Юрьев, Л.С. Лесникова, Д.О. Мидюков**

ЗФ ПАО «ГМК «Норильский никель», Норильск, Россия, [cisp@nk.nornik.ru](mailto:cisp@nk.nornik.ru)

**РЕКОНСТРУКЦИЯ ТАЛНАХСКОЙ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ,  
ПОЗВОЛЯЮЩАЯ НАРАЩИВАТЬ МОЩНОСТЬ ПЕРЕРАБОТКИ  
МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ И СОКРАЩАТЬ ВЫБРОСЫ ДИОКСИДА СЕРЫ  
В МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОМ ПЕРЕДЕЛЕ ЗАПОЛЯРНОГО ФИЛИАЛА**

*Polar Division (PD) of PJSC MMC Norilsk Nickel searches for the ways to solve its environmental issues. Thus, in 2016, the Nickel Plant was shutdown and a new flowsheet was introduced at Talnakh Concentrator. It resulted in the reduction of sulfur specific amount sent to pyrometallurgical processing as a component of the concentrates.*

Введенная в эксплуатацию в 1981 г. ТОФ работала по прямой селективной схеме с выделением медного, никелевого и пирротинового концентратов.

Проектная мощность ТОФ по переработке медно-никелевых руд рудников «Октябрьский» и «Таймырский» в 1981 г. не превышала 3 млн тонн в год.

В 2001 году на ТОФ внедрена принципиально новая селективно-коллективно-селективная (СКС) технология обогащения сплошных сульфидных руд, реализация которой позволила достичь повышения извлечения ценных компонентов в целевые концентраты при более грубом помоле исходного сырья, чем при использовании ранее существующей.

На данном этапе развития в переработку ТОФ поступали пирротиновые руды рудников «Комсомольский», «Октябрьский» и «Таймырский»; и кубанит-пирротиновая руда рудника «Октябрьский». Годовая производительность фабрики увеличена более чем в 2 раза.

Поскольку пирротин в перерабатываемом на ТОФ сырье является наиболее распространенным минералом – он является основным загрязняющим минералом, разубоживающим готовые концентраты, в особенности никелевый. Также, ввиду высокого содержания в нем серы, его присутствие существенно влияет на экологические показатели последующей пирометаллургической переработки медного и никелевого концентратов.

Проблема его вывода в ходе процесса обогащения в хвосты или в пирротиновый концентрат, направляемый на менее экологически загрязняющую гидromеталлургическую переработку, являлась определяющей в ходе исследований, направленных на усовершенствование СКС технологии.

Усовершенствованная в 2003-2005 гг. технология, включающая дифференцированную переработку никель-пирротинового промышленного продукта, выделяемого на разных стадиях процесса обогащения, позволила существенно повысить контрастность флотационных свойств пентландита и пирротина при одновременном увеличении степени разделения полиминеральных сростков. Реализация данной схемы позволяла выделять никелевый концентрат с высоким содержанием никеля, при сохранении извлечения никеля в него, или увеличить извлечение никеля в никелевый концентрат на ~ 3 % при сохранении достигнутого уровня качественных характеристик.

Освоение схемы обогащения ТОФ с дифференцированной переработкой никель-пирротинового промышленного продукта обеспечило сокращение серы, поступающей в пирометаллургическую переработку, на 3,4 тыс. тонн. в год при увеличении суммарной переработки ТОФ ~на 4,5 % относительно предшествующего этапа.

Следующий этап развития обогатительного комплекса ЗФ – это открытие проекта «Реконструкции и технического перевооружения ГОФ» (шифр ГОФ – РФ), итогом реализации которого является увеличение мощности фабрики в 1,5 раза. Данный проект реализуется тремя пусковыми комплексами (ПК).

- Опытно-промышленный запуск 1 ПК осуществлен в январь 2015 г., в рамках которого в измельчительно-флотационном цехе ГОФ установлены новые флотомашины ОК – 100 ТС производства фирмы «Outotec».

Сравнительная оценка качественно-количественных показателей обогащения после внедрения 1 ПК показала:

- рост извлечения меди в целевой концентрат на 2,71 % отн. с одновременным ростом качества одноименного концентрата на ~1,5 %;

- сокращение потерь никеля с отвальной продукцией.

- Реализация 2 ПК с внедрением новой технологии, разработанной специалистами ЗФ, начатая с середины 2016 г, предполагает увеличение годовой переработки минерального сырья ГОФ на 2,9 млн тонн в год.

Новая технология основана на достижении максимально глубокого вывода железа и серы в отвальные хвосты при сохранении достигнутого уровня потерь цветных и драгоценных металлов, обеспечивает:

- выделение высококачественных медного и никелевого концентратов при росте извлечения целевых металлов в них на ~12 % (14,5 % отн.) и 2 % (1 % отн.) соответственно;

- сокращение выхода сульфидной массы, направляемой на металлургический передел, в среднем на 12 % (35 % отн.);

- увеличение извлечения серы и пирротина в отвальные хвосты на 14 % (32 % отн.) и 25 % (50 % отн.) соответственно;

- уменьшение удельного количества серы, поступающей в составе никелевого концентрата из руды на пирометаллургический передел, с 3,42 до 2,83 тонн на 1 т никеля.

После реализации 3-го ПК годовая производительность ГОФ будет увеличена еще на ~40 % за счет переработки медистых и вкрапленных руд рудников Талнаха, направляемых в настоящее время на Норильскую обогатительную фабрику.

В настоящее время в рамках реализации 2 ПК введены в эксплуатацию:

- мельница полусамозмельчения фирмы «Metso», объемом 408 м<sup>3</sup>;

- 2 шаровые мельницы, объемом 320 м<sup>3</sup>;

- 5 вертикальных мельниц «Vertimill», фирмы «Metso» для доизмельчения коллективного и чернового никель-пирротинового концентрата;

- новый парк флотомашин фирмы «Outotec» объемом от 100 до 20 м<sup>3</sup>;

- 5 модернизированных по технологии «Supaflo» сгустителя для сгущения измельченного рудного сырья и промежуточных продуктов обогащения;

- частично введено в эксплуатацию новое хвостохранилище.

В апреле 2017 года ГОФ достигла плановых цифр по объемам переработки рудного сырья (рис. 1).

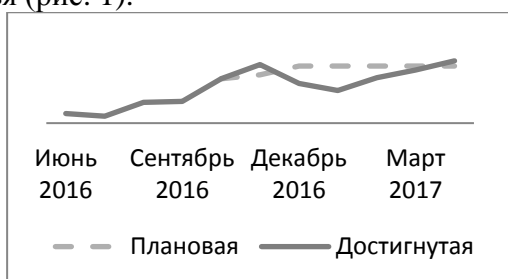


Рис. 1. Плановая и достигнутая производительность измельчительного оборудования

Также с момента внедрения новой технологии удалось достичь плановых показателей как по содержанию меди и никеля в медном и никель-пирротинном концентрате (рисунок 2), так и по извлечению меди в медный концентрат и никеля в никель-пирротинный концентрат (рис. 3).



Рис. 2. Плановое и достигнутое содержание меди в медном концентрате (а) и никеля в никель-пирротинном концентрате (б)

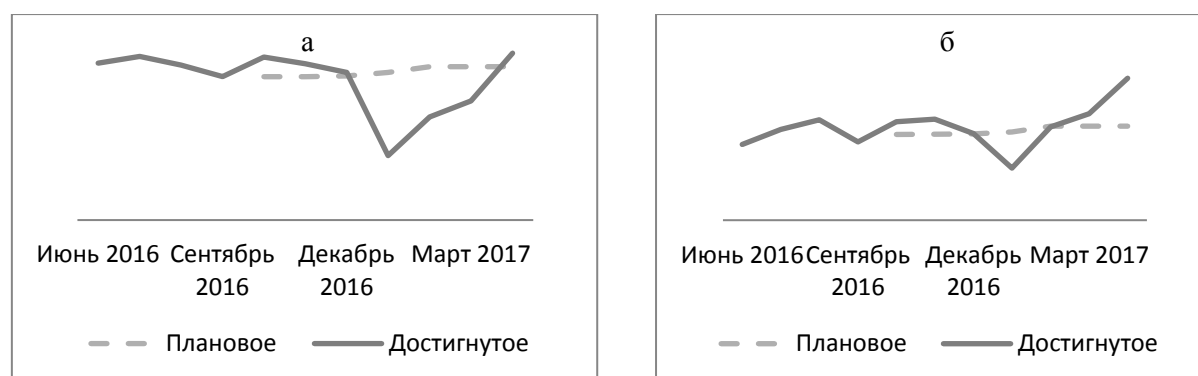


Рис. 3. Плановое и достигнутое извлечение меди в медный концентрат (а) и никеля в никель-пирротинный концентрат (б)

Главной задачей, решаемой в настоящее время специалистами ЗФ, является подбор оптимального расхода модификаторов с целью селективности разделения минералов. Также перед научными сотрудниками ЗФ поставлена задача по поиску путей доизвлечения ценных компонентов из отвальной продукции.

По результатам запуска 2 ПК установлена положительная динамика изменения вещественного состава выделяемых продуктов. Реализация внедренных технологических мероприятий обеспечила рост извлечения пирротина в общие хвосты с 46,13 до 58,51 %, и, соответственно, уменьшение удельного количества серы, поступающей в составе готовых концентратов на пирометаллургический передел, что привело к снижению объема выбросов серы с отходящими газами плавильных агрегатов.

Совершенствование технологических процессов, модернизация оборудования и реконструкции основных переделов в конечном итоге позволила значительно повысить эффективность всего обогатительно-металлургического комплекса ЗФ и реализовать возможность системного решения экологических проблем, несмотря на постоянное снижение качества и усложнение минералогического состава поступающей в переработку руды. За счет модернизации производства ЗФ планирует к 2023 году сократить выбросы вредных веществ в атмосферу на 75 %.



УДК 66-97:533.9.07

**С.А. Сосновский, В.И. Сачков, Е.В. Обходская**

Сибирский физико-технический институт имени академика В.Д. Кузнецова Томского государственного университета, федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования, Томск, Россия, e-mail:ssa777@mail.ru

## **ПЕРЕРАБОТКА НЕОРГАНИЧЕСКИХ МАТЕРИАЛОВ ПРИРОДНОГО, ПРОИЗВОДСТВЕННОГО И ТЕХНОГЕННОГО ПРОИСХОЖДЕНИЯ В УСЛОВИЯХ НИЗКОТЕМПЕРАТУРНОЙ ПЛАЗМЫ**

*The results of development and application of plasma chemical method for the synthesis of dispersed materials been considered. Developed the laboratory setup for experimental studies of plasma chemical process of obtaining of dispersed oxides a number of rare earth metals. The factors that influence the composition and quality of the powders been defined.*

Низкотемпературная плазма высокочастотного (ВЧ) диапазона в настоящее время широко используется для решения не только разнообразных научных, но и конкретных производственных задач. Наиболее привлекательные аспекты её применения связаны с тем, что по сравнению с традиционными химико-технологическими процессами плазменные процессы не требуют многостадийных технологических переделов, компактные, потенциально экологически более чистые, менее энергоёмкие.

При осуществлении процессов плазмотермической переработки твёрдого производственного и техногенного неорганического сырья используется технология дробления и рассева, с дальнейшей переработкой частиц в плазменном потоке. В случае жидкого сырья используется распыление, с дальнейшей переработкой в плазменном потоке.

При осуществлении плазмотермического процесса в переработке природного минерального сырья используется многостадийная технология обогащения. В результате получается обогащенный минеральный концентрат, а на заключительном этапе технологического процесса, предлагается использование плазменного метода обработки. В случае твёрдого минерального сырья, после проведения технологических операций плазменной обработки, получается окончательный продукт – сфероидизированные проплавленные частицы, определённого химического состава. Установлено, что воздействие потоков низкотемпературной плазмы на гранулы и частицы из минерального сырья обеспечивает протекание глубоких фазовых превращений в их объёме. В случае жидкого сырья, после проведения технологических операций плазменной обработки, получают микро- нанодисперсные порошки.

Плазмохимический процесс получения нанодисперсных материалов из водно-солевых растворов редких, тугоплавких и редкоземельных металлов позволяет уменьшить количество технологических операций, снизить их продолжительность, создать более компактное оборудование, уменьшить общие энергозатраты.

Для оптимизации начального состава прекурсоров проводится химико-термодинамическое моделирование с помощью автоматизированного программного комплекса, при различных физических и химических условиях внутри объёма реактора.

В виде примера применения плазмохимического процесса в обработке техногенных образований рассмотрим исследование переработки Красноуфимска монацитового

концентрата. В середине XX в. минерал монацит завозился в Свердловскую область и складировался в 12 км от Красноуфимска. Сейчас эта база хранения имеет закрытый доступ и находится в собственности правительства Свердловской области. Минерал монацит представляет собой безводный фосфат элементов ториевой группы, главным образом церия и лантана (Ce, La) PO<sub>4</sub>, которые замещаются торием. Монацит содержит до 50-60 % окисей редкоземельных элементов. На сегодняшний день объект имеет третью категорию опасности. Специалисты не исключают возникновения ситуаций, которые могут привести к радиоактивному загрязнению окружающей среды и радиационному воздействию на население.

Для успешного решения означенных выше проблем предлагается комплексная переработка монацитового концентрата в щелочно-карбонатных средах. Технологическая схема переработки включает операции вскрытия с использованием гидроксида калия, выделение тория и урана из кека в карбонатные растворы и их карбонатный экстракционный аффинаж, выделение редкоземельных элементов в азотнокислые растворы с их последующим доочисткой от радиоактивной составляющей, разделением и переработкой.

Соединения редкоземельных металлов (РЗМ) обладают широким спектром применения. В частности, оксиды играют важную роль, наряду с металлургией, атомной техникой, в производстве материалов для высокотехнологических сфер потребления, таких как производство люминофоров, промышленной керамики, высококачественного стекла, волоконной оптики, лазеров, кино- и фотоаппаратуры. Наряду с развитием фундаментальных научных аспектов этого направления, огромное значение имеет разработка практических способов производства наноразмерных материалов. Для постоянно возрастающей сферы потребления оксидов РЗМ, обладающих рядом уникальных свойств, проблема их получения стоит особенно остро.

Наиболее широкое распространение для получения порошков получили способы плазмохимического синтеза, которые позволяют получать высокодисперсные материалы высокой чистоты, необходимого состава с равномерным распределением компонентов.

При проведении плазмохимического процесса не требуется применение химических реагентов для получения осадков, их отделения от маточников, исключаются трудоёмкие операции сушки, прокалики, вследствие чего резко сокращается количество технологических переделов, не требуется переработка сбросных растворов, их объем сводится к минимуму и не превышает объема исходных растворов. Кроме того, сбросные растворы могут быть возвращены для подготовки исходных растворов. Плазмохимический способ позволяет осуществить максимально быстрый переход обрабатываемого материала из жидкого состояния в твёрдое ( $10^{-3}$ – $10^{-1}$  с). Поэтому разработка плазмохимической технологии простых и сложных оксидов из растворов имеет ряд преимуществ перед традиционными технологиями.

В основу технологии плазмохимической технологии переработки азотнокислых растворов церия заложен процесс высокотемпературного разложения водного раствора нитрата церия Ce(NO<sub>3</sub>)<sub>3</sub>·6H<sub>2</sub>O, в котором применяется распыление исходного раствора в поток газа–теплоносителя, нагретого до нескольких тысяч градусов в генераторе низкотемпературной плазмы (плазмотроне).

Плазмохимическая установка, на которой синтезировали порошок диоксида церия, состоит из высокочастотного генератора с блоком питания, плазмотрона, систем подачи сжатого воздуха и поджигающего газа, подачи водносолевого раствора, батареи циклонов, системы очистки выхлопных газов, и компрессора. В плазмохимической установке использован высокочастотный индукционный плазмотрон. Плазмотрон состоит из водоохлаждаемого металлического корпуса; кварцевой трубы, которая снижает тепловые

потери в разрядной зоне, а также исключает «закорачивание» канала ВЧ-разряда на металлический корпус плазмотрона, особенно в момент возбуждения и формирования ВЧ-разряда. Для теплозащиты стенок камеры в конструкции плазмотрона применена вихревая стабилизация плазмы. Для этого к верхней части кварцевой трубы крепится секция подачи плазмообразующего газа с кольцом тангенциальной закрутки. В нижней части плазмотрона кварцевая труба выходит в секцию форсунок (секция подачи раствора), изготовленную из нержавеющей стали. Размер капель в результате распыления составляет 50-100 мкм. Концентрация раствора 10 – 200 г/л. Под секциями форсунок, расположена зона реакции, представляющая собой охлаждаемый металлический корпус, изготовленный из нержавеющей стали, марки 12Х18Н10Т. В плазмохимическом реакторе капельно-газовая смесь нагревается плазменной струей, вода интенсивно испаряется, солевой остаток разлагается до оксида церия. Образующийся порошок отделяется на фильтре и направляется в сборник порошков. Парогазовый поток, после охлаждения в холодильнике, освобождается от жидкости и перед сбросом в атмосферу подвергается санитарной очистке в скруббере.

Для создания надежного и эффективного плазмохимического реактора требуется всестороннее изучение протекающих в нем процессов, и как следствие этого необходим их химико-термодинамический анализ. По термодинамическим расчетам определено, что конечными конденсированными продуктами плазмохимического разложения водного раствора церия в плазме являются  $\text{CeO}_2$ . Изменение процентного соотношения соли церия к раствору не изменяет компонентный состав системы, а вызывает лишь изменение доли дисперсных оксидных элементов. Изменение давления в системе не изменяет компонентный состав системы. Проанализировав термодинамические расчеты и кинетический анализ для проведения процесса получения дисперсного оксида церия можно рекомендовать следующие условия:

- 1) давление в плазмохимического реактора – атмосферное, или немного ниже, с целью безопасного проведения плазмохимического процесса;
- 2) температура процесса 1000 – 2500 К.

Полученные в плазмохимической установке порошки диоксида церия подвергались анализу с целью определения структуры и размеров частиц порошка. Анализ структуры проводили на сканирующем электронном микроскопе SEM 515 с EDX детектором. Порошки готовили для электронно-микроскопических исследований путём их осаждения на угольную подложку, изготавливаемую в вакуумном посту ВУП-4. Средние размеры частиц порошка и их зерен определяли методом стереометрии; толщину дифракционного кольца – методом фотометрирования на денсиметре «МД-100» (толщина принималась равной ширине профиля интенсивности на полувысоте пика). В результате электронно-микроскопических исследований полученного диоксида церия установлено, что основными морфологическими составляющими порошка являются сферы. Размеры сфер для исследованного диапазона концентраций укладываются в интервале 0,07- 0,1 мкм, причем с увеличением концентрации церия в растворе размер частиц растёт. Удельную площадь поверхности порошков определяли по методике низкотемпературной адсорбции азота. Для порошка  $\text{CeO}_2$  она составляет 120 м<sup>2</sup>/г.

Таким образом, по результатам исследований можно сделать следующий основной вывод: порошки диоксида церия, полученные плазмохимическим способом, представляют собой высокодисперсные материалы. Такие порошки диоксида церия приближаются к материалам, содержащим в структуре кристаллическую и аморфную составляющие. Установлены технологические возможности управления дисперсностью материала путем изменения концентрации исходного раствора нитрата церия. Исследовано влияние концентрации раствора реагента-прекурсора  $\text{Ce}(\text{NO}_3)_3$  на морфологию и дисперсность получаемых порошковых материалов  $\text{CeO}_2$ .

Производительность по порошку  $\text{CeO}_2$ , в данной технологии составляет до 20 кг/ч, при мощности разряда 45 кВт.

УДК 669.53

**Н.Л. Чалкова**

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И.Носова, Магнитогорск, Россия, *chalkova-mgn@mail.ru*

## **ЭКОЛОГО-ЭКОНОМИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ СЕЛЕКТИВНОГО ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЦИНКА ИЗ ТЕХНОГЕННЫХ ГИДРОМИНЕРАЛЬНЫХ РЕСУРСОВ**

*This article describes the ecological-economic substantiation of the technology of selective extraction of zinc from technogenic hydro mineral resources method of galvanocoagulation with subsequent purification to the norms of maximum permissible concentration by sorption.*

В настоящее время особо острым вопросом является экологическая ситуация в России. Неблагоприятная экологическая обстановка не обошла стороной Челябинскую область и Башкирию. Для улучшения экологической обстановки предложена и разработана технология селективного разделения меди и цинка из сточных и подотвальных вод и извлечением ценных компонентов, а так же доочисткой до норм ПДК фильтрованием через карбонатно-минеральную загрузку. Разработка технологии производилась на объем сточных вод, с обогатительной фабрики, поступающих на очистные сооружения – 2000 м<sup>3</sup>/сут.

Схема включает две стадии гальванокоагуляции в компоновке барабанный гальванокоагулятор – сгуститель, нутч фильтр и стадию доочистки воды фильтрованием через известняковую загрузку до норм ПДК. Расчет гальванокоагуляторов на каждой стадии технологической линии производили по производительности. Расчет и выбор отстойников производили на основании действующих отстойников на очистных сооружениях фабрики. Очищенную воду направляли на доочистку, где протекал процесс сорбционного доизвлечения ионов тяжелых металлов. В качестве загрузки для процесса доочистки, по результатам поисковых опытов, был выбран сорбент – известняк, как материал с более длительным временем защитного действия.

Расчет затрат на разработку технологии извлечения цинка и очистки подотвальных вод на ОАО «Учалинский ГОК» методом гальванокоагуляции с гальванопарой Fe:C на двух стадиях технологического процесса осуществляли с учетом имеющегося на предприятии оборудования и расходных материалов. На основании расчетных данных были выбраны гальванокоагуляторы КБ-2, отстойники и фильтры в количестве по 5 штук каждой единицы оборудования, для реализации опытно-промышленной технологии на предприятии.

Расчет эксплуатационных затрат на промышленную технологию переработки и подотвальных вод произведен по элементам в течение 1 года эксплуатации секции переработки кислых подотвальных вод и включает в себя затраты на электроэнергию, материалы, амортизацию, заработную плату с начислениями. Затраты на электроэнергию составили 51832,04 рублей; балансовая стоимость составила 9900,00 тыс.руб., амортизационные отчисления 990,00 тыс.руб.; затраты на заработную плату составили 207000 рублей в месяц, произведена оценка стоимости основных материалов, которая составила 480,64 тыс.руб./ год.

Таким образом, суммарные затраты на технологию по переработке и нейтрализации кислых подотвальных вод объемом 83,3 м<sup>3</sup>/час ОАО «Учалинский ГОК» с учетом

приобретения оборудования составят 14776,68 тыс. рублей. Стоимость полученного продукта составит 6702,03 тыс. рублей. Экономическая эффективность технологических рекомендаций вовлечения в промышленную эксплуатацию кислых подотвальных вод медно-колчеданных месторождений оценивалась еще и с точки зрения снижения и предотвращения экологической нагрузки на окружающую среду. Общий размер предотвращенного ущерба составляет 96224,9 тыс. рублей.

Суммарные затраты на технологию составят 4876,68 тыс. руб.; Выручка от реализации продукции, 6702,03 тыс. руб. Рентабельность проекта на первом году без учета платы за экологический ущерб, 48% Срок окупаемости без учета платы за экологический ущерб 2,08 лет. Экономический эффект в конце первого года жизни проекта, 1825,35 тыс. руб. Чистая прибыль составляет 1460,28 тыс. руб.

На основании проведенных расчетов установлено, что внедрение предлагаемой ресурсосберегающей технологии экономически эффективно, так как окупаемость проекта (без учета экологических платежей) составляет 2,38 года при рентабельности его на первом году жизни 48%. С экономической точки зрения при показателе рентабельности больше 20% проект является эффективным, поэтому данный проект экономически выгоден.

Экономический эффект от внедрения предлагаемой технологии в конце первого года жизни проекта составит 1825,35 тыс. руб. Экономическая эффективность технологических рекомендаций вовлечения в промышленную эксплуатацию кислых подотвальных вод медно-колчеданных месторождений оценивалась и с точки зрения снижения и предотвращения экологической нагрузки на окружающую среду.

УДК 550.8

### **К.А. Воробьев**

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования  
Российский университет дружбы народов, Москва, Россия

## **РОЛЬ МЕГАПОЛИСОВ И КРУПНЫХ ГОРОДОВ В РАЗВИТИИ ТЕХНОГЕНЕЗА**

*This article shows the influence of cities on the development of the biosphere. In particular, the influence of man on the development of technogenesis is shown.*

Техногенез – это долговременный процесс изменения биосферы под воздействием прямой деятельности человека. Суть данного процесса заключается в преобразованиях различных участков биосферы в результате геохимических процессов, связанных с технической и технологической деятельностью человечества [4]. Немалую роль в подобных изменениях играет общество. Но любое общество, так или иначе, переплетено с городами, которые, в свою очередь, оказывают колоссальное влияние на развитие техногенеза.

Загрязнение урбанизированных территорий осуществляется за счет твердых отходов, жидких стоков, пылевых и газообразных выбросов. Их состав определяется не только величиной города, но также транспортной системой и особенно сильно видом промышленности, развитой в городе. Изучение эколого-геохимических условий городов показывает, что значительная часть почв и подстилающих пород изменена почти полностью как в геохимическом, так и в структурном аспекте. Городские почвы, горные породы являются

депонирующей средой всего спектра техногенных химических воздействий. Загрязнение почв макро- и микроэлементами приводит к трансформации почвенно-геохимической структуры территории [1].

Мегаполисы и крупные города являются загрязнителями, они являются колоссальной «фабрикой» по производству коммунально-бытовых отходов – бытового мусора, канализационных осадков, илов городских очистных сооружений и т. п. По степени концентрации и по комплексу химических элементов-загрязнителей они не уступают промышленным отходам. Особенно высокие концентрации химических элементов в выбросах мусоросжигательных заводов, являющихся вторичными источниками загрязнения в городе. Свалки также относятся к вторичным источникам загрязнения. На некоторых из них за многие годы накопилось огромное количество разнообразных бытовых и промышленных отходов. Грунты свалок и высачивающийся из толщи отходов фильтрат содержит Zn, Cu, Sn, Ag, Pb, Cr и другие элементы, концентрация которых в десятки и сотни раз выше в сравнении с фоновыми, что ведет к загрязнению почв, поверхностных и подземных вод [1].

На сегодняшний день в городах проживает 54% всего населения нашей планеты, и в связи с такой большой концентрацией населения именно в них сосредоточена большая часть промышленного производства. Тем самым города становятся самыми главными источниками всех техногенных загрязнений. Больше всего подвергаются загрязнению почвы, водные ресурсы (грунтовые и поверхностные воды, водоемы, реки и пр.), а также воздух [2].

Наиболее распространенными загрязнителями, образовавшимися в результате хозяйственной деятельности человека, являются: сернистый газ ( $\text{SO}_2$ ), оксиды азота ( $\text{N}_2\text{O}$ ,  $\text{NO}$ ,  $\text{NO}_2$ ), угарный газ ( $\text{CO}$ ), сероводород ( $\text{H}_2\text{S}$ ) и другие [3].

С каждым годом города разрастаются: высокоэтажная застройка (более 100 м) приводит к быстрому изменению микроклимата и температуры, уменьшению прозрачности воздуха и затруднению его циркуляции между зданиями; увеличение площадей, занимаемых городами, приводит к тому, что уничтожаются природные компоненты ландшафтов: растительность, поверхностные и подземные воды, почвы и верхняя часть литосферы (как результат ее использования в качестве строительного материала или полезных ископаемых) [2].

В результате промышленного, транспортного и жилищного строительства нарушается экологическое равновесие в природе. Отрицательное воздействие на окружающую среду оказывают различные предприятия, в результате деятельности которых образуются опасные токсичные отходы. В качестве примера можно привести Лермонтовское производственное объединение "Алмаз", расположенное вблизи курортной зоны Минеральных вод, недалеко от г. Лермонтова Ставропольского края. Данное предприятие было создано в 1950 году в целях добычи и переработки урановых руд. Позднее там были построены хранилища для добытого и отработанного урана. Работы на предприятии были прекращены в 1989 г., а в начале 1990-х гг. был совершен демонтаж оборудования с последующей дезактивацией.

Радиоактивные отходы, которые были накоплены за 40 с лишним лет, были перемещены в ранее созданные хранилища. Общее количество накопленных радиоактивных отходов в настоящее время составляет около 22 млн т., с суммарной активностью порядка 49 тыс. Ки [1]. Близкое к городу расположение предприятия в значительной мере сказалось на прогрессировании техногенеза. По причине несвоевременного прекращения складирования в хранилище радиоактивных отходов требуется дезактивация прилегающих к «Алмазу» территорий. Основным потенциальным загрязнителем водоносного горизонта района размещения радиоактивного хранилища является его жидкая фаза. По данным радиационного контроля, гамма-фон на территории данного хранилища составляет от 200 до 2000 мкР/ч (в отдельных местах до 4000 мкР/ч) [1]. Свести к минимуму негативное влияние на окружающую природную среду можно достичь в результате: уменьшения площади предприятий; переноса

их в места, отдаленные от населенных пунктов; максимального использования особенностей ландшафта – рельефа местности (природных выемок, горных выработок); создания защитных методов (для ингибирования неблагоприятного воздействия на окружающую среду); контроля над производственными объектами и др. Общая масса загрязнений, поступающая в атмосферу в течение года, составляет не менее 100 млрд.т.

Начиная с 1950г. человечество накопило свыше 220Гт техногенных веществ, которые вступают в естественный круговорот. В результате все виды отходов, внедрившиеся в компоненты природы, образуют загрязнения, которые получили особое название – «поллютанты». Поллютанты не только накапливаются с каждым годом, но и в значительной мере влияют на самочувствие и здоровье человечества. Именно поэтому в период расцвета научно-технического прогресса возникли болезни, которых не было раньше. В результате техногенеза произошло снижение способности биосферы к самоочищению [2].

Однако общество «привыкло» к природным и антропогенным катастрофам и даже способно прогнозировать любые из них (к примеру, землетрясения, вулканы, торнадо), но начать замечать отрицательные техногенные воздействия, к сожалению, современное общество ещё не готово. Из-за того, что техногенные загрязнения встречаются повсеместно, для них не существует преград. Обширными по площади загрязнениям являются потоки диоксинов от перерабатывающих заводов, переносимые ветром на множество километров от эпицентра. Сегодня считается доказанным загрязнение почв всех континентов от 10 до 17% тяжелыми металлами, выпадающими с атмосферными осадками – именно таким образом техногенные вещества проникли во все сферы Земли: атмосферу, гидросферу, педосферу, верхнюю часть литосферы и биосферу в целом [2].

В итоге происходит загрязнение атмосферы и последующее формирование оболочки, состоящей из вредоносных химических элементов. Некоторые из элементов оказались совершенно чуждыми географической оболочке, и поэтому не вступают в естественный массообмен на природном уровне. Человечество быстро наращивает количество химических элементов, поставляемых в окружающую среду путем сжигания ископаемых органического происхождения, работы промышленных предприятий и транспорта, военных действий и др. Процесс распространения техногенных веществ в окружающей среде получил название социальной миграции химических элементов [2]. Эта миграция всегда начинается там, где проявляется хозяйственная деятельность человека. Отрицательная сторона функционирования техносферы – ухудшение экологической обстановки в конкретных регионах.

Если принять загрязнение атмосферы над океаном за единицу, то над селами оно выше в 10 раз, над небольшими городами – в 35, а над большими городами и промышленными объектами – в 150 раз. Толщина слоя загрязненного воздуха над городом составляет 1,5-2 км [3]. В научных исследованиях наметилось несколько векторов изучения проблемы влияния городов на развитие техногенеза, а именно: исследование развития техногенных процессов; анализ миграции техногенных веществ, загрязнений городских почв, а также поиск путей нейтрализации различного рода загрязнений для последующего постепенного улучшения состояния здоровья людей. Решение поставленной задачи должно быть комплексным.

Регулирование влияния городов на развитие техногенеза теоретически и технологически возможно и реально. Человеческому обществу необходимо использовать имеющиеся механизмы регулирования и осуществлять правовой и экономический контроль за исполнением принятых решений и нормативно-правовых документов.

#### Список использованных источников

1. Геохимия техногенеза отвалов урановых рудников как основа эффективной рекультивации и утилизации заскладированной горной массы: Монография. М.: РУДН, 2010. 190 с.

2. Карлович И.А. Современный техногенез: учеб. пособие. Владимир: ВлГУ, 2015 165 с.
3. Миркин Б.М., Наумова Л.Г. Курс лекций по устойчивому развитию. М.: Тайдекс Ко, 2005.– 248 с.
4. Прохоров Б.Б. Экология человека: понятийно-терминологический словарь. М.: МНЭПУ, 2000.
5. Трансформация экологических функций литосферы в эпоху техногенеза / Трофимов В.Т., Зилинг Д.Г., Барабошкина Т.А., Жигалин А.Д., Харькина М.А. М.: Изд-во «Ноосфера», 2006. 720 с.

УДК 669.054.87

**А.В. Белкин, Э.Б. Хазиева**

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Уральский федеральный университет имени первого Президента России Б.Н. Ельцина», Екатеринбург, Россия, *lelabel11@ya.ru*

### **СПОСОБЫ РАЗДЕЛЕНИЯ НИКЕЛЯ И КОБАЛЬТА ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ ТВЕРДЫХ СПЛАВОВ**

*The article gives an analysis of various methods for the quantitative separation of nickel and cobalt. The most effective way to dissolve the xanthate of nickel in ammonia. Cobalt xanthate is not soluble.*

Твердые сплавы благодаря высокой износостойкости и теплостойкости нашли широкое применение в инструментальной промышленности. Твердые сплавы, полученные методом порошковой металлургии, состоят из зерен карбидов вольфрама, титана, тантала, цементированных металлической фазой. В качестве связующего применяют никель, молибден, железо, однако на большинстве предприятий для этой цели используют кобальт. Так как температура плавления кобальта гораздо ниже, чем у карбидов тугоплавких металлов, то при спекании образуется жидкая фаза кобальта, которая смачивает зерна карбидов и частично растворяет их с последующей кристаллизацией при охлаждении.

Одним из недостатков твердых сплавов является их повышенная хрупкость, в связи с чем возникает проблема их утилизации. Переработка лома и отходов позволяет вернуть металл в товароборот. Металлический порошок кобальта для производства твердых сплавов получают восстановлением окиси или оксалата кобальта (или муравьинокислого кобальта) водородом в электрических печах с непрерывным продвижением, при температуре 500 – 700°C. Переработка твердых сплавов и выделение кобальта из раствора сопровождается рядом проблем, связанных с очисткой от железа, меди, цинка и др. На данный момент наибольшую трудность вызывает очистка кобальтовых растворов от никеля, которая до сих пор окончательно не решена. Это обусловлено их физико-химическими свойствами, в связи с тем, что внешняя оболочка электронных конфигураций кобальта и никеля одинакова.

Одним из основных способов их разделения является жидкостная экстракция, при этом в зависимости от экстрагента в органическую фазу может извлекаться как никель, так и кобальт. Из сернокислых растворов кобальт можно извлечь органической кислотой Суапек 301 в присутствии триалкилфосфиноксида, а также Суапек 272 (с добавками солей магния для минимизации соэкстракции никеля). Из солянокислых растворов экстракцию проводят органической смесью, которая содержит 30-35 % третичного амина, 10-20 % алифатических спиртов и 50-60 % разбавителя. Кроме того, известен способ разделения с помощью



алифатических альдоксимов, который позволяет извлечь в органическую фазу никель. Во всех вышеописанных способах рекстракцию проводят растворами минеральных кислот.

Помимо экстракции для разделения никеля и кобальта используют сорбционные процессы. Так для сорбции из аммиачно-карбонатных растворов используют смолу АН-31, при этом для интенсификации процесса параллельно проводят дистилляцию свободного аммиака. Также высокую селективность при сорбционном разделении показывают такие иониты как АНКБ-35, S930 Purolite и Dowex M4195.

Одним из способов количественного разделения никеля и кобальта является осаждение их ксантогенатов с последующим растворением ксантогената никеля в аммиаке. Ксантогенат кобальта при этом не растворяется.

Таким образом, отходы твердосплавной продукции могут быть в дальнейшем переработаны для повторного получения различных металлов, в частности кобальта.

## АВТОРСКИЙ УКАЗАТЕЛЬ

<i>Абдрахманова Р.Н.</i>	405	<i>Бубнова Т.П.</i>	91
<i>Абдулвалиев Р.А.</i>	288, 396	<i>Будаева А.Д.</i>	123
<i>Абдыкирова Г.Ж.</i>	360	<i>Бурабаева Н.М.</i>	373
<i>Абишева З.С.</i>	311, 376	<i>Бурдакова Е.А.</i>	77, 156, 196
<i>Агапова Л.Я.</i>	376	<i>Бусова А.В.</i>	343
<i>Агеев Н.Г.</i>	417	<i>Быстров И.Г.</i>	47, 64
<i>Акжаркенов М.Д.</i>	332	<i>Вайсберг Л.А.</i>	6, 210
<i>Аксенова Д.Д.</i>	173	<i>Вашлаев А.И.</i>	77, 125
<i>Алгебраистова Н.К.</i>	85, 227	<i>Винокурова М.А.</i>	215
<i>Алексеев В.И.</i>	114, 116	<i>Войлошников Г.И.</i>	205, 275
<i>Алексеева Е.Н.</i>	123	<i>Воинков Р.С.</i>	277
<i>Алексеева К.В.</i>	400	<i>Войт А.В.</i>	394
<i>Алексеева С.А.</i>	388	<i>Волкова Н.А.</i>	15, 277
<i>Алиева Т.Е.</i>	423	<i>Волкова С.В.</i>	426
<i>Алтенова А.Н.</i>	376	<i>Воробьев А.Е.</i>	344
<i>Алтынбек Ш.Ч.</i>	324	<i>Воробьев К.А.</i>	436
<i>Амосов П.В.</i>	413	<i>Воробьев С.А.</i>	156
<i>Амдур А.М.</i>	57	<i>Воронова О.В.</i>	237, 382
<i>Андронов Г.П.</i>	61	<i>Высотин В.В.</i>	215
<i>Анисимова О.С.</i>	306	<i>Гавриленко А.А.</i>	401
<i>Антропова И.Г.</i>	123	<i>Газалеева Г.И.</i>	34, 57, 134, 234
<i>Ануфриева С.И.</i>	252, 309	<i>Гапчич А.О.</i>	146
<i>Арсентьев В.А.</i>	314	<i>Гаркави М.С.</i>	279
<i>Астахова Ю.М.</i>	31, 45	<i>Герасимов А.М.</i>	314, 372
<i>Ахмадиева Н.К.</i>	396	<i>Гетман В.В.</i>	191
<i>Ахметова К.Ш.</i>	261	<i>Гиренко И.В.</i>	385
<i>Баиконурова А.О.</i>	273, 324	<i>Глаголева И.В.</i>	379
<i>Баймырзаев К.М.</i>	121	<i>Гладкова В.В.</i>	314, 372
<i>Бакланов А.А.</i>	413	<i>Гладышев С.В.</i>	396
<i>Бакшеева И.И.</i>	71, 77, 193	<i>Глухова Н.И.</i>	138
<i>Баликов С.В.</i>	270	<i>Гольберг Г.Ю.</i>	299
<i>Баркытова Б.Н.</i>	267	<i>Гольсман Д.А.</i>	77
<i>Баюрова Ю.Л.</i>	259	<i>Горбатова Е.А.</i>	68, 105
<i>Бейсембекова К.О.</i>	288	<i>Горлова О.Е.</i>	279, 351
<i>Бекчурина Е.А.</i>	221	<i>Громова Н.К.</i>	146
<i>Белкин А.В.</i>	439	<i>Гроховский С.В.</i>	369
<i>Белогурова О.А.</i>	74	<i>Гуляшинов А.Н.</i>	295
<i>Бирюков В.В.</i>	166, 234	<i>Гуляшинов П.А.</i>	295
<i>Блинов Д.Д.</i>	421	<i>Гуркова Т.М.</i>	223
<i>Богданов А.В.</i>	358, 421	<i>Гурман М.А.</i>	231
<i>Богудлова А.И.</i>	205	<i>Двойченкова Г.П.</i>	64, 88, 164
<i>Болотова Л.С.</i>	273, 324	<i>Дегодя Е.Ю.</i>	206
<i>Борисов Р.В.</i>	80	<i>Дзгоев Ч.Т.</i>	270
<i>Бочаров В.А.</i>	161, 169, 173, 200	<i>Дизер О.А.</i>	306
<i>Бочевская Е.Г.</i>	311	<i>Дмитриев С.В.</i>	366
<i>Брагин В.И.</i>	13, 37, 77, 80, 82, 125, 216	<i>Дмитриева Е.Г.</i>	263
<i>Братыгин Е.В.</i>	34, 134, 263	<i>Доре Би1</i>	342
<i>Броницкая Е.С.</i>	31	<i>Доре Би2</i>	342

<i>Дресвянкина Т.П.</i>	158, 426	<i>Ковальчук О.Е.</i>	88
<i>Дрогобужская С.В.</i>	388	<i>Кожевников Д.А.</i>	51
<i>Дубинчук В.Т.</i>	91	<i>Козлов А.П.</i>	3
<i>Дюжнев С.В.</i>	43	<i>Колмачихин Б.В.</i>	343
<i>Дюсенова С.Б.</i>	261, 304, 360	<i>Колодежная Е.В.</i>	28
<i>Егоров В.В.</i>	317, 319, 327, 330, 348	<i>Колотушкин Д.М.</i>	85
<i>Ельников С.П.</i>	134	<i>Комарова Е.С.</i>	85
<i>Емельяненко Е.А.</i>	105	<i>Кондратьев С.А.</i>	71, 188, 193, 196
<i>Епифоров А.В.</i>	270	<i>Кондратьева А.А.</i>	216
<i>Есенгараев Е.К.</i>	332	<i>Коница О.Т.</i>	413
<i>Ефремов С.А.</i>	261	<i>Коннова Н.И.</i>	99
<i>Ефремова Т.А.</i>	132	<i>Коновалов И.А.</i>	229
<i>Жижаев А.М.</i>	82	<i>Конторина Т.А.</i>	336
<i>Жукова В.Е.</i>	94	<i>Копылов С.А.</i>	249
<i>Журавлева Е.С.</i>	212, 316	<i>Котова О.Б.</i>	10
<i>Заинтдинов М.Д.</i>	339	<i>Кочегина Е.В.</i>	296
<i>Закревская Л.В.</i>	401	<i>Кременецкая И.П.</i>	388
<i>Зелинская Е.В.</i>	15	<i>Крутиков И.М.</i>	319
<i>Земскова Л.А.</i>	394	<i>Крылова Л.Н.</i>	291
<i>Зимбовский И.Г.</i>	191	<i>Кузнецов В.А.</i>	158
<i>Ибрагимова Н.В.</i>	255	<i>Кузнецова И.Н.</i>	138
<i>Иванова Л.В.</i>	388, 423	<i>Кульдеев Е.И.</i>	288
<i>Иванова М.В.</i>	31	<i>Кунилова И.В.</i>	299
<i>Иванова Т.А.</i>	21, 191	<i>Куницыков Д.А.</i>	343
<i>Игнаткина В.А.</i>	151, 161, 169, 173, 200	<i>Курков А.В.</i>	252
<i>Игнатьева Е.В.</i>	227	<i>Кускова Я.В.</i>	210
<i>Иоспа А.В.</i>	68	<i>Лавриненко А.А.</i>	138, 299
<i>Ипатов Н.М.</i>	343	<i>Ланцова Л.Б.</i>	146
<i>Исаева Л.Г.</i>	423	<i>Лебедев А.Н.</i>	105
<i>Исупов В.П.</i>	40	<i>Лебедев В.А.</i>	400
<i>Казаков С.В.</i>	118	<i>Левченко Е.Н.</i>	34
<i>Калдыбаева Ж.А.</i>	367	<i>Леонтьев М.А.</i>	385
<i>Канаев А.Т.</i>	121	<i>Леонтьева Е.В.</i>	362
<i>Канаева З.К.</i>	121	<i>Лесникова Л.С.</i>	429
<i>Каналы Е.С.</i>	332	<i>Лихацкий М.Н.</i>	156
<i>Карпов И.В.</i>	336	<i>Лихникевич Е.Г.</i>	45, 66, 252, 309
<i>Каршигина З.Б.</i>	311	<i>Лобанов В.Г.</i>	339
<i>Касымжанов К.К.</i>	267, 282	<i>Логинова И.В.</i>	342
<i>Касымова Б.К.</i>	296	<i>Лусинян О.Г.</i>	299
<i>Качор О.Л.</i>	421	<i>Львов В.В.</i>	128
<i>Каюмов А.А.</i>	161, 169, 200	<i>Любин П.А.</i>	401
<i>Кенжалиев Б.К.</i>	288, 304	<i>Ляхов Н.З.</i>	40
<i>Киенко Л.А.</i>	237, 382	<i>Макаров В.А.</i>	7
<i>Килибаева С.К.</i>	376	<i>Макаров Д.В.</i>	138, 259, 413
<i>Ким Д.Х.</i>	255	<i>Макашев А.С.</i>	296
<i>Кириллова Е.А.</i>	40	<i>Маковская О.Ю.</i>	317, 319, 327, 330, 348
<i>Киркижов В.А.</i>	249	<i>Мальхин Е.В.</i>	80
<i>Ключникова Е.М.</i>	423	<i>Маляров П.В.</i>	107, 111
<i>Клюшников А.М.</i>	102	<i>Мамонов С.В.</i>	158, 426
<i>Коблов А.Ю.</i>	215	<i>Мамяченков С.В.</i>	306, 327, 330, 348
<i>Коблова П.О.</i>	275	<i>Манакова Н.К.</i>	398
<i>Ковалёв П.А.</i>	107	<i>Манапова А.И.</i>	396

<i>Маркаев Е.К.</i>	282	<i>Пантелеева Н.Н.</i>	223
<i>Мартиросян О.В.</i>	96	<i>Панченко Г.М.</i>	215
<i>Маслобоев В.А.</i>	413, 423	<i>Парий А.С.</i>	369
<i>Маслова Н.В.</i>	247	<i>Пастухов Д.М.</i>	102
<i>Мастюгин С.А.</i>	277	<i>Патеев С.А.</i>	408
<i>Матвеева Т.Н.</i>	21, 146, 205	<i>Пермякова Н.А.</i>	66
<i>Матушкина А.Н.</i>	57	<i>Перфилова О.Ю.</i>	99
<i>Медяник Н.Л.</i>	362	<i>Петкевич-Сочнов Д.Г.</i>	219, 242
<i>Мезенин А.О.</i>	372	<i>Пешкин Д.С.</i>	263
<i>Мельников Н.Н.</i>	24	<i>Пиканеров Д.Ю.</i>	401
<i>Меньщиков В.А.</i>	417	<i>Пирогов Б.И.</i>	28, 31
<i>Меркулова Е.Н.</i>	82	<i>Плотникова А.А.</i>	37
<i>Месяц С.П.</i>	24	<i>Подкаменный Ю.А.</i>	64, 88
<i>Мидюков Д.О.</i>	429	<i>Позмогов В.А.</i>	288
<i>Миненко В.Г.</i>	141, 164, 259, 316	<i>Полякова Н.В.</i>	394
<i>Митрофанов Г.В.</i>	61	<i>Поротникова Е.В.</i>	158
<i>Михайлова Н.В.</i>	392	<i>Прокопьев Е.С.</i>	249
<i>Михлин Ю.Л.</i>	156	<i>Прокопьев И.В.</i>	227
<i>Мишра Б.</i>	273	<i>Пушкарева Г.И.</i>	411
<i>Момынбеков А.Д.</i>	296	<i>Размыслов И.Н.</i>	54
<i>Морозов В.В.</i>	244	<i>Раков Л.Т.</i>	91
<i>Морозов Ю.П.</i>	221	<i>Рассулов В.А.</i>	55
<i>Мосендз И.А.</i>	388	<i>Римкевич В.С.</i>	385
<i>Муравьев М.И.</i>	301	<i>Рогожин А.А.</i>	10, 252
<i>Мусаев В.В.</i>	102	<i>Рогожников Д.А.</i>	306
<i>Мухамедилова А.М.</i>	240	<i>Романенко А.В.</i>	247
<i>Мухтар А.А.</i>	296	<i>Романенко А.Г.</i>	324
<i>Мухымбекова М.К.</i>	296	<i>Романченко А.С.</i>	156
<i>Мязин В.А.</i>	418	<i>Ростовцев В.И.</i>	71
<i>Назаренко Л.Н.</i>	285	<i>Рузахунова Г.С.</i>	376, 396
<i>Найманбаев М.А.</i>	267, 282	<i>Рулев Н.Н.</i>	240, 367
<i>Напольских Ю.А.</i>	317	<i>Рыжкова Е.А.</i>	417
<i>Нарбекова С.М.</i>	154, 367	<i>Рябой В.И.</i>	149
<i>Нарбекова С.М.</i>	240	<i>Рябухин Е.А.</i>	348
<i>Наумов К.Д.</i>	339	<i>Рязанцева М.В.</i>	141
<i>Некрасова М.А.</i>	68	<i>Сабанова М.Н.</i>	379
<i>Нефедьев А.П.</i>	405	<i>Саварина М.А.</i>	74
<i>Нечипуренко С.В.</i>	261	<i>Сазонов А.М.</i>	85
<i>Никитин Р.М.</i>	166, 234	<i>Саматова Л.А.</i>	149, 151
<i>Никитина Л.Г.</i>	408	<i>Самородский П.Н.</i>	77, 99
<i>Ниценко А.В.</i>	373	<i>Самсонов Н.Ю.</i>	40
<i>Обходская Е.В.</i>	432	<i>Самусев А.Л.</i>	141, 259, 316
<i>Овчинникова Т.Ю.</i>	132	<i>Саргелова Э.А.</i>	311
<i>Ожогин Д.О.</i>	43	<i>Саркисова Л.М.</i>	138
<i>Ожогина Е.Г.</i>	10, 94	<i>Сарычева А.А.</i>	156
<i>Омарова С.А.</i>	396	<i>Сачков В.И.</i>	432
<i>Онаев М.И.</i>	267, 282	<i>Светлов А.В.</i>	413, 418
<i>Оносов Д.В.</i>	364	<i>Седельникова Г.В.</i>	255
<i>Орехова Н.Н.</i>	15, 379, 405	<i>Селиванова Е.А.</i>	259
<i>Отрубянников Ф.И.</i>	66	<i>Семенченко Г.В.</i>	121
<i>Палеев П.Л.</i>	295	<i>Семушкина Л.В.</i>	154, 240, 367
<i>Панов Д.В.</i>	173	<i>Семьянова Д.В.</i>	199

<i>Силикова А.Р.</i>	259	<i>Хохуля М.С.</i>	336
<i>Сильянов С.А.</i>	85	<i>Цукерман В.А.</i>	321
<i>Скамницкая Л.С.</i>	91	<i>Цытин Е.Ф.</i>	132
<i>Скобелев А.Н.</i>	369	<i>Чалкова Н.Л.</i>	435
<i>Скорородов В.Ф.</i>	24, 166, 234	<i>Чантурия В.А.</i>	3, 64, 141
<i>Слуковская М.В.</i>	388	<i>Чантурия Е.Л.</i>	141, 212, 316
<i>Сметанников А.Ф.</i>	364	<i>Чекушина Т.В.</i>	344
<i>Соколов В.И.</i>	114	<i>Челноков С.Ю.</i>	369
<i>Соколов С.В.</i>	47	<i>Чепрасов И.В.</i>	68
<i>Соложенкин П.М.</i>	175, 181	<i>Четверикова Ю.С.</i>	247
<i>Сосипаторов А.И.</i>	215	<i>Чжэн Чжисхун</i>	291
<i>Сосновский С.А.</i>	432	<i>Чижик Е.Ф.</i>	114, 116
<i>Старков А.М.</i>	327	<i>Чикин А.Ю.</i>	215
<i>Степанникова А.С.</i>	166, 234	<i>Чикишева Т.А.</i>	249
<i>Стихина М.И.</i>	158	<i>Чинова Н.Б.</i>	369
<i>Суворова О.В.</i>	398	<i>Читалов Л.С.</i>	128
<i>Сугурбекова А.К.</i>	360	<i>Шавакулева О.П.</i>	206
<i>Сулейменова Б.</i>	121	<i>Шадрунова И.В.</i>	15, 279
<i>Суримбаев Б.Н.</i>	273	<i>Шарай Т.В.</i>	74
<i>Сычева Н.А.</i>	66, 96	<i>Шатрова А.С.</i>	358
<i>Таран А.Е.</i>	61	<i>Шепета Е.Д.</i>	149, 151
<i>Тастанов Е.А.</i>	288	<i>Шигаева В.Н.</i>	285
<i>Тимофеев А.С.</i>	164	<i>Шихов Н.В.</i>	285
<i>Тимофеев Е.И.</i>	102	<i>Шишкин Е.В.</i>	118
<i>Титков С.Н.</i>	223	<i>Шлык Д.Х.</i>	394
<i>Тойланбай Г.А.</i>	360	<i>Шопперт А.А.</i>	342
<i>Требухов А.А.</i>	373	<i>Шрадер Э.А.</i>	138
<i>Требухов С.А.</i>	373	<i>Шумилова Л.В.</i>	354
<i>Троцкий А.В.</i>	219, 242	<i>Шумская Л.Г.</i>	40
<i>Тулутай Ф.Х.</i>	373	<i>Щелкин А.А.</i>	344
<i>Туртанов А.В.</i>	413	<i>Эрдэнэзуул</i>	241
<i>Турьсбеков Д.К.</i>	154, 240, 367	<i>Жаргалсайхан</i>	
<i>Тусупбаев Н.К.</i>	154, 304	<i>Юрьев А.И.</i>	429
<i>Тюленев А.Ю.</i>	158	<i>Юсупов Т.С.</i>	40
<i>Уварова Т.К.</i>	301	<i>Якушина О.А.</i>	57
<i>Уласюк С.М.</i>	282	<i>Янишевская Е.С.</i>	418
<i>Ультаракова А.А.</i>	267	<i>Яхияева Ж.Е.</i>	376
<i>Усиченко С.Д.</i>	173		
<i>Усманова Н.Ф.</i>	77, 82		
<i>Фатов А.С.</i>	309		
<i>Федотов К.В.</i>	358		
<i>Филимонова Н.М.</i>	61		
<i>Фокина Н.В.</i>	418		
<i>Фомин А.В.</i>	336		
<i>Фомченко Н.В.</i>	301		
<i>Хабарова И.А.</i>	141		
<i>Харитонова Г.И.</i>	423		
<i>Харчистов В.А.</i>	249		
<i>Хатькова А.Н.</i>	408		
<i>Хазиева Э.Б.</i>	439		
<i>Хачатрян Л.С.</i>	161		
<i>Хозяинов М.С.</i>	57		

## СОДЕРЖАНИЕ

---

<b>Пленарные лекции</b>	<b>3</b>
<i>Чантурия В.А., Козлов А.П.</i> Современные проблемы комплексной переработки труднообогатимых руд и техногенного сырья	3
<i>Вайсберг Л.А.</i> Дезинтеграция и сепарация природных и искусственных материалов как сырьевой базы аддитивных технологий	6
<i>Макаров В.А.</i> Разработка интеллектуальной технологии мониторинга и управления качеством рудопотоков при добыче и переработке многокомпонентных руд	7
<i>Котова О.Б., Ожогина Е.Г., Рогожин А.А.</i> Интервенция минералогии в технологии переработки труднообогатимых полезных ископаемых	10
<i>Брагин В.И.</i> Перспективы использования нанотехнологических методов и подходов в технологии первичной переработки минерального сырья	13
<i>Шадрунова И.В., Зелинская Е.В., Волкова Н.А., Орехова Н.Н.</i> Горнопромышленные отходы: ресурсный потенциал и технологии переработки (на примере Сибири и Урала)	15
<i>Матвеева Т.Н., Иванова Т.А.</i> Исследование, разработка и апробация новых классов флотационных реагентов для извлечения цветных и благородных металлов из труднообогатимых руд	21
<i>Мельников Н.Н., Скороходов В.Ф., Месяц С.П.</i> Перспективы внедрения инноваций в экономику России	24
<b>Секция 1. Технологическая минералогия. Дезинтеграция и рудоподготовка</b>	<b>28</b>
<i>Пирогов Б.И.</i> Природа и эволюция технологических свойств минералов	28
<i>Иванова М.В., Пирогов Б.И., Астахова Ю.М., Броницкая Е.С.</i> Влияние морфоструктурных характеристик железных руд Тонодской площади на процесс рудоподготовки	31
<i>Газалеева Г.И., Левченко Е.Н., Братыгин Е.В.</i> Выбор специальных методов рудоподготовки при обогащении тонковкрапленных труднообогатимых руд, содержащих редкие металлы	34
<i>Плотникова А.А., Брагин В.И.</i> Связь железосодержащих фаз с технологическими свойствами свинцово-цинковых руд Горевского месторождения	37
<i>Юсупов Т.С., Кириллова Е.А., Шумская Л.Г., Исупов В.П., Ляхов Н.З., Самсонов Н.Ю.</i> Минералогические исследования процессов ступенчатого раскрытия сростков медно-никелевых руд	40
<i>Ожогин Д.О., Дюжнев С.В.</i> Тонкодисперсное золото в рудах Приамурской золотоносной провинции	43
<i>Астахова Ю.М., Лихникевич Е.Г.</i> Минералогические особенности ниобий-редкоземельных руд, определяющие необходимость их гидрометаллургического передела	45
<i>Быстров И.Г., Соколов С.В.</i> Минералого-технологические особенности титаномагнетита перовскитовой руды месторождения Африканда	47
<i>Якушина О.А., Кожевников Д.А., Хозяинов М.С.</i> Рентгеновская (микро)томография в комплексе методов решения технологических задач	50
<i>Размыслов И.Н.</i> Предварительная обработка железистых бокситов с целью изменения минералого-технологических свойств	52
<i>Рассулов В.А.</i> Оптическая спектроскопия минералов Халиловского месторождения аморфного магнетита	55

<i>Матушкина А.Н., Газалеева Г.И., Амдур А.М.</i> Физико-химические основы укрупнения тонкодисперсного золота в карбонатно-силикатных рудах	57
<i>Андронов Г.П., Филимонова Н.М., Митрофанов Г.В., Таран А.Е.</i> Развитие минерально-сырьевой базы обогатительной фабрики АО «СЗФК» с перспективой комплексного обогащения	61
<i>Чантурия В.А., Двойченкова Г. П., Подкаменный Ю.А.</i> Классификация минеральных образований на поверхности алмазов, не извлекаемых физико-химическими методами сепарации кимберлитовых руд	64
<i>Лихникевич Е.Г., Пермякова Н.А., Сычева Н.А., Отрубянников Ф.И.</i> Технологическая оценка пироксид-монацит-гётитовых руд Чукотского рудного поля в рамках геолого-технологического картирования	66
<i>Горбатова Е.А., Чепрасов И.В., Быстров И.Г., Иоспа А.В., Некрасова М.А.</i> Минералогические особенности хромовых руд Верхне-Погурейского рудопроявления, определяющие их обогатимость	68
<i>Ростовцев В.И., Кондратьев С.А., Бакшеева И.И.</i> Модификация деформационно-прочностных свойств керновых образцов гранита при их радиационной обработке	71
<i>Белогурова О.А., Саварина М.А., Шарай Т.В.</i> Влияние фракционного состава кианитовой руды на свойства огнеупорного материала из карбидизированных гранул	74
<i>Гольсман Д.А., Брагин В.И., Самородский П.Н., Бурдакова Е.А., Бакшеева И.И., Усманова Н.Ф., Вашилаев А.И.</i> Исследование минералогического состава и обогатимости лежалых хвостов золотоизвлекательной фабрики	77
<i>Борисов Р.В., Малыхин Е.В., Брагин В.И.</i> Вещественный состав и особенности нахождения золота в хвостах ЗИФ	80
<i>Усманова Н.Ф., Брагин В.И., Жижжаев А.М., Меркулова Е.Н.</i> Изучение поведения минералов в кислых и нейтральных условиях гипергенеза	82
<i>Алгебраистова Н.К., Сазонов А.М., Сильянов С.А., Колотушкин Д.М., Комарова Е.С.</i> Изучение свойств сырья импактного типа и разработка технологической схемы для его извлечения	85
<i>Подкаменный Ю.А., Ковальчук О.Е., Двойченкова Г.П.</i> Модификация технологических свойств алмазов в условиях контакта с породообразующими минералами кимберлитовых руд	88
<i>Скамницкая Л.С., Бубнова Т.П., Раков Л.Т., Дубинчук В.Т.</i> Влияние включений углеводородов на качество техногенного кварца слюдяных пегматитов Карелии	91
<i>Жукова В.Е., Ожогина Е.Г.</i> Морфоструктурные особенности магнетита, определяющие технологические свойства железных руд месторождения Гурвунур	94
<i>Сычева Н.А., Мартыросян О.В.</i> Влияние природных особенностей вторичного пироксидов на его извлечение из редкометалльно-редкоземельных руд Чукотского месторождения	96
<i>Коннова Н.И., Перфилова О.Ю., Самородский П.Н.</i> Технологическая минералогия и прогнозы обогатимости руды Колпинского рудопроявления Восточного Саяна Красноярского края	99
<i>Клюшников А.М., Мусаев В.В., Пастухов Д.М., Тимофеев Е.И.</i> Исследование технологических свойств окисленной золотосодержащей руды месторождения Кочковское	102
<i>Горбатова Е.А., Емельяненко Е.А., Лебедев А.Н.</i> Влияние вещественного состава шлаков на выбор области их применения	105
<i>Маляров П.В., Ковалёв П.А.</i> Особенности процессов рудоподготовки с использованием мельниц полусамоизмельчения	107
<i>Маляров П.В.</i> Повышение эффективности футеровок барабанных мельниц	111
<i>Алексеев В.И., Соколов В.И., Чижик Е.Ф.</i> Современные особенности разрушения руды и футеровок в барабанных мельницах	114

<i>Чижик Е.Ф., Алексеев В.И.</i> Методы повышения производительности мельниц ММПС 75x28 на «УК "Петропавловск"»	116
<i>Казаков С.В., Шишкин Е.В.</i> Применение виброударной дробилки для переработки особо прочных материалов	118
<i>Канаев А.Т., Баймырзаев К.М., Семенченко Г.В., Канаева З.К., Сулейменова Б.</i> Влияние степени измельчения руды месторождения Большевик на извлечение золота	121
<i>Антропова И.Г., Алексеева Е.Н., Будаева А.Д.</i> Новые методы вскрытия и активирования минеральных комплексов в схемах переработки труднообогатимых руд месторождений Бурятии	123
<i>Вашлаев А.И., Брагин В.И.</i> Прогноз эффективности предварительного радиометрического обогащения	125
<i>Львов В.В., Читалов Л.С.</i> Методы интенсификации индекса чистой работы шарового измельчения Бонда	128
<i>Ефремова Т.А., Цыпин Е.Ф., Овчинникова Т.Ю.</i> Технологические особенности рентгенорадиометрического обогащения руд	132
<i>Газалеева Г.И., Ельникова С.П., Братыгин Е.В.</i> Оценка гранулометрического состава дроблёного продукта, полученного при дроблении «в слое»	134
<b>Секция 2. Флотация, гравитация, магнитная и электромагнитная сепарация</b>	138
<i>Лавриненко А.А., Макаров Д.В., Шрадер Э.А., Саркисова Л.М., Кузнецова И.Н., Глухова Н.И.</i> Выбор реагентного режима флотации, содержащей платиноиды медно-никелевой руды	138
<i>Чантурия Е. Л., Чантурия В.А., Рязанцева М.В., Миненко В.Г., Самусев А.Л., Хабарова И.А.</i> Влияние электрохимического метода водоподготовки на сорбционные и флотационные свойства минералов редкометаллических руд	141
<i>Матвеева Т.Н., Гапчич А.О., Громова Н.К., Ланцова Л.Б.</i> Исследование адсорбционных и электрохимических свойств халькопирита, арсенопирита, галенита и касситерита при флотации комплексных оловосодержащих руд	146
<i>Саматова Л.А., Шепета Е.Д., Рябой В.И.</i> Перспективы использования трехкомпонентной смеси сульфидных собирателей при обогащении медно-мышьяковистых руд	149
<i>Шепета Е.Д., Игнаткина В.А., Саматова Л.А.</i> Применение композиции ионогенного собирателя олеата натрия и малополярного соединения изододецилового спирта при флотации шеелитовых руд	151
<i>Тусупбаев Н.К., Турысбеков Д.К., Семушкина Л.В., Нарбекова С.М.</i> Переработка золотосодержащих хвостов гравитации с применением композиционных реагентов	154
<i>Воробьев С.А., Бурдакова Е.А., Сарычева А.А., Лихацкий М.Н., Романченко А.С., Михлин Ю.Л.</i> Исследование свойств и поведения наночастиц CuS при флотации сульфидных минералов	156
<i>Мамонов С.В., Стихина М.И., Дресвянкина Т.П., Поротникова Е.В., Тюленев А.Ю., Кузнецов В.А.</i> Развитие практики применения селективных реагентов-модификаторов в технологиях обогащения полиметаллических руд	158
<i>Игнаткина В.А., Бочаров В.А., Хачатрян Л.С., Каюмов А.А.</i> Селективные реагентные режимы флотации упорных колчеданных медьсодержащих руд с повышенным содержанием минералов блеклых руд	161
<i>Тимофеев А.С., Двойченкова Г.П., Миненко В.Г.</i> Промышленная апробация метода азотирования ферросилициевой суспензии в процессе ТСС алмазосодержащих кимберлитов	164
<i>Никитин Р.М., Скороходов В.Ф., Бирюков В.В., Степанникова А.С.</i> Прогнозирование технологических показателей флотации в вычислительном эксперименте	166



<i>Бочаров В.А., Игнаткина В.А., Каюмов А.А.</i> К выбору способов разделения массивных медно-цинковых руд с соотношением пирита к пирротину 1:0,5–1:2	169
<i>Игнаткина В.А., Бочаров В.А., Аксенова Д.Д., Усиченко С.Д., Панов Д.В.</i> Повышение контрастности технологических свойств кальцийсодержащих минералов при флотации из упорных руд с высоким карбонатным модулем	173
<i>Соложенкин П.М.</i> Развитие механизма взаимодействия перспективных флотационных реагентов с минералами мышьяка по данным компьютерного моделирования	175
<i>Соложенкин П.М.</i> Докинг собирателей на основе фосфора (V) с золотом (I, III)	181
<i>Кондратьев С.А.</i> К механизму активации пенной флотации ионами тяжелых металлов	188
<i>Иванова Т.А., Зимбовский И.Г., Гетман В.В.</i> Экспериментальное изучение пиразолов при флотации серебросодержащих сульфидных минералов, входящих в состав комплексных оловосодержащих руд	191
<i>Бакшеева И.И., Кондратьев С.А.</i> Влияние длины углеводородного фрагмента насыщенных жирных кислот на технологические показатели флотации флюоритовой руды	193
<i>Бурдакова Е.А., Кондратьев С.А.</i> Вклад физической формы сорбции реагентов-собирателей в образование флотокомплекса применительно к сульфидным рудам	196
<i>Семьянова Д.В.</i> Роль физической формы сорбции карбоновых кислот во флотационном процессе	199
<i>Каюмов А.А., Игнаткина В.А., Бочаров В.А.</i> Изучение кинетики флотации теннантита при разных реагентных режимах флотации	202
<i>Богудлова А.И., Войлошиников Г.И., Матвеева Т.Н.</i> Флотация золотосодержащей сульфидной руды с использованием частично окисленного бутилового ксантогената калия	205
<i>Шавакулева О.П., Дегодя Е.Ю.</i> Основные направления флотации титаномагнетитовой руды с целью получения железо-ванадиевого и ильменитового концентратов	206
<i>Вайсберг Л.А., Кускова Я.В.</i> Модернизация круглых концентрационных столов	210
<i>Чантурия Е.Л., Журавлева Е.С.</i> Электрохимические методы повышения технологических показателей переработки черновых магнетитовых концентратов	212
<i>Сосипаторов А.И., Панченко Г.М., Высотин В.В., Винокурова М.А., Чикин А.Ю., Коблов А.Ю.</i> Повышение эффективности переработки углистых золотосодержащих руд с применением в процессе флотации реагента депрессора углерода	215
<i>Кондратьева А.А., Брагин В.И.</i> Повышение удельной скорости флотации подачей реагентов в виде микроэмульсий	216
<i>Петкевич-Сочнов Д.Г., Троцкий А.В.</i> Оценка возможности флотационного извлечения молибденита из нового сырьевого объекта – месторождения Бадис	219
<i>Морозов Ю.П., Бекчурина Е.А.</i> Перспективы переработки хвостов обогащения с использованием флотоклассификации	221
<i>Титков С.Н., Пантелеева Н.Н., Гуркова Т.М.</i> Щелочные галогениды – сорбционные и флотационные свойства	223
<i>Алгебраистова Н.К., Прокопьев И.В., Игнатьева Е.В.</i> Способы подготовки коллективных концентратов к циклу селекции	227
<i>Коновалов И.А.</i> Влияние массы продуктов взаимодействия ксантогената с азотнокислым свинцом на скорость их растекания по поверхности воды	229
<i>Гурман М.А.</i> Повышение степени извлечения марганца из гематит-браунитовой руды	231
<i>Бирюков В.В., Никитин Р.М., Скороходов В.Ф., Степанникова А.С.</i> Использование элементов теории популяционного баланса для интенсификации процессов агрегирования тонкодисперсных частиц	234

<i>Воронова О.В., Киенко Л.А.</i> Оценка возможности повышения технологических показателей при флотации флюоритовых руд на основе анализа дисперсного состава продуктов обогащения	237
<i>Тусупбаев Н.К., Рулев Н.Н., Турысбеков Д.К., Семушкина Л.В., Мухамедилова А.М., Нарбекова С.М.</i> Применение генератора микропузырьков при флотации тонковкрапленных руд	240
<i>Троцкий А.В., Петкевич-Сочнов Д.Г.</i> Разработка флотационного процесса обогащения флюорит-бериллиевой руды	242
<i>Морозов В.В., Эрдэнэзуул Жаргалсайхан.</i> Оптимизация процессов измельчения и флотации с применением модель-ориентированных критериев	244
<i>Романенко А.В., Маслова Н.В., Четверикова Ю.С.</i> Использование функционализированных магнитных наночастиц для извлечения цветных и благородных металлов из растворов	247
<i>Прокопьев Е.С., Чикишева Т.А., Копылов С.А., Харчистов В.А., Киркижов В.А.</i> Испытания технологии винтовой сепарации на Дарасунской ЗИФ	249
<b>Секция 3. Комплексная переработка минерального сырья, гидрометаллургические процессы</b>	252
<i>Курков А.В., Ануфриева С.И., Лихникевич Е.Г., Рогожин А.А.</i> Новые возможности развития производства лития на основе современных технологий	252
<i>Седельникова Г.В., Ким Д.Х., Ибрагимова Н.В.</i> Технологии переработки бедных упорных золотосульфидных руд	255
<i>Миненко В.Г., Макаров Д.В., Самусев А.Л., Селиванова Е.А., Баюрова Ю.Л., Силикова А.Р.</i> Исследование сорбционных свойств электрохимически модифицированного сапонитового продукта из техногенных вод предприятий ПАО «Севералмаз»	256
<i>Ахметова К.Ш., Дюсенова С.Б., Ефремов С.А., Нечипуренко С.В.</i> Решение проблемы комплексной переработки глинисто-углеродистого техногенного сырья с тонкодисперсным золотом	261
<i>Братыгин Е.В., Дмитриева Е.Г., Пешкин Д.С.</i> Термодинамический анализ процесса твердофазного спекания ильменитового концентрата месторождения Центральное	263
<i>Ультаракова А.А., Онаев М.И., Найманбаев М.А., Касымжанов К.К., Баркытова Б.Н.</i> Кинетические исследования процесса восстановительного обжига титаномагнетитового концентрата месторождения Масальское	267
<i>Епифоров А.В., Дзгоев Ч.Т., Баликов С.В.</i> Термодинамическое моделирование процесса высокотемпературного автоклавного окисления золотосульфидного концентрата с использованием ПК «Селектор»	270
<i>Суримбаев Б.Н., Болотова Л.С., Байконурова А.О., Мишра Б.</i> Исследования по интенсивному цианированию золота из гравитационных концентратов	273
<i>Коблова П.О., Войлошников Г.И.</i> Использование поверхностно-активных веществ для снижения природной сорбционной активности углистых руд	275
<i>Мастюгин С.А., Воинков Р.С., Волкова Н.А.</i> О гидрометаллургической переработке медьэлектролитных шламов	277
<i>Шадрунова И.В., Колодежная Е.В., Гаркави М.С., Горлова О.Е.</i> Оценка эффективности воздушной классификации хромитовой руды	279
<i>Онаев М.И., Уласюк С.М., Найманбаев М.А., Касымжанов К.К., Маркаев Е.К.</i> Влияние добавки соды на выщелачивание примесей из ильменитового хромсодержащего концентрата	282
<i>Газалеева Г. И., Шигаева В.Н., Шихов Н.В., Назаренко Л.Н.</i> Эффективная технология обогащения хромитовых хвостов	285
<i>Кенжалиев Б.К., Кульдеев Е.И., Абдулвалиев Р.А., Бейсембекова К.О., Позмогов В.А., Тастанов Е.А.</i> Переработка высокожелезистых бокситов по байер-гидрогранатовой технологии	288

<i>Крылова Л.Н., Чжэн Чжисун.</i> Режимы получения биореагента-окислителя сульфидных минералов иммобилизованными микроорганизмами	291
<i>Гуляшинов П.А., Палеев П.Л., Гуляшинов А.Н.</i> Совместный обжиг окисленных и сульфидных руд в атмосфере водяного пара	295
<i>Мухымбекова М.К., Мухтар А.А., Макашев А.С., Момынбеков А.Д., Кочегина Е.В., Касымова Б.К.</i> Комбинированная технология обогащения гидрогетитовой руды	296
<i>Кунилова И.В., Гольберг Г.Ю., Лусинян О.Г., Лавриненко А.А.</i> Обоснование выбора условий выщелачивания ценных элементов из тонкодисперсной золы уноса сжигания угля	299
<i>Фомченко Н.В., Муравьев М.И., Уварова Т.К.</i> Двухстадийное биогидрометаллургическое выщелачивание медно-цинковых концентратов – основа для модернизации переработки полиметаллических сульфидных руд	301
<i>Дюсенова С.Б., Тусупбаев Н.К., Кенжалиев Б.К.</i> Использование катализатора окисления для выщелачивания полезного компонента из техногенного сырья	304
<i>Рогожников Д.А., Мамяченков С.В., Анисимова О.С., Дизер О.А.</i> Комплексная гидрометаллургическая переработка низкосортного медьсодержащего сырья	306
<i>Ануфриева С.И., Лихникевич Е.Г., Фатов А.С.</i> Выбор способа рациональной гидрометаллургической переработки комплексных труднообогатимых редкоземельно-редкометалльных руд	309
<i>Бочевская Е.Г., Каршигина З.Б., Абишева З.С., Саргелова Э.А.</i> Комплексная переработка труднообогатимой минеральной руды и техногенного сырья с извлечением РЗМ и осажденного диоксида кремния	311
<i>Арсентьев В.А., Герасимов А.М., Гладкова В.В.</i> Маловодная технология обогащения сильвинита с применением термической модификации	314
<i>Самусев А.Л., Миненко В.Г., Чантурия Е.Л., Журавлева Е.С.</i> Исследование влияния энергетических воздействий на извлечение циркония и гафния при кислотном выщелачивании эвдиалитового концентрата	316
<i>Напольских Ю.А., Маковская О.Ю., Егоров В.В.</i> Изучение закономерностей поведения ЦМ и мышьяка при селективном выщелачивании растворами ЭДТА и ее солей	317
<i>Крутиков И.М., Маковская О.Ю., Егоров В.В.</i> Переработка некондиционных мышьяксодержащих растворов	319
<i>Цукерман В.А.</i> О реализации инновационных технологий обогащения минерального сырья арктической зоны Российской Федерации	321
<i>Алтынбек Ш.Ч., Романенко А.Г., Болотова Л.С., Байконурова А.О.</i> Исследование гидродинамических характеристик системы смола-раствор (элюент) в аппаратах конического типа	324
<i>Егоров В.В., Старков А.М., Маковская О.Ю., Мамяченков С.В.</i> Синтез неорганического композитного сорбента, селективного к фторид-иону	327
<i>Маковская О.Ю., Егоров В.В., Мамяченков С.В.</i> Сорбция меди, кадмия и фтора на новом композитном сорбенте	330
<i>Каналы Е.С., Акжаркенов М.Д., Есенгараев Е.К.</i> Очистка от ртути продуктивных растворов кучного выщелачивания золота	332
<i>Хохуля М.С., Фомин А.В., Карпов И.В., Конторина Т.А.</i> Обоснование целесообразности вовлечения в переработку складированных хвостов АО «Олкон» применением комбинированной технологии обогащения	336
<i>Наумов К.Д., Лобанов В.Г., Заинтдинов М.Д.</i> Изучение фильтруемости гранулированной золотосодержащей руды при различных режимах приготовления	339

<i>Логина И.В., Шопперт А.А., Доре Би1, Доре Би2.</i> Комплексная переработка гвинейских бокситов	342
<i>Колмачихин Б.В., Ипатов Н.М., Бусова А.В., Кунциков Д.А.</i> Изучение процесса отстаивания расплава методами физического моделирования	343
<i>Воробьев А.Е., Чекушина Т.В., Щелкин А.А.</i> Экспериментальное обоснование использования активированных выщелачивающих растворов при агитационном выщелачивании руды	344
<i>Рябухин Е.А., Егоров В.В., Маковская О.Ю., Мамяченков С.В.</i> Фторидная коррозия алюминиевых катодов	348
<b>Секция 4. Переработка техногенного сырья. Экологические и экономические аспекты</b>	351
<i>Горлова О.Е.</i> Адаптационный подход как основание разработки технологий комплексного освоения техногенного минерального сырья и реабилитации нарушенных территорий горнопромышленных регионов	351
<i>Шумилова Л.В.</i> Интегрированная территориальная система по управлению отходами производства горнорудных предприятий забайкальского участка зоны БАМ	354
<i>Богданов А.В., Федотов К.В., Шатрова А.С.</i> Использование зол шлам-лигнина производств целлюлозно-бумажной промышленности в качестве сырья для получения строительных материалов	358
<i>Абдыкирова Г.Ж., Дюсенова С.Б., Тойланбай Г.А., Сугурбекова А.К.</i> Флотация медьсодержащего техногенного сырья с применением двух вспенивателей	360
<i>Медяник Н.Л., Леонтьева Е.В.</i> Термохимическая переработка лежалых хвостов флотации	362
<i>Сметанников А.Ф., Оносов Д.В.</i> Концентрации скандия в отходах калийного производства	364
<i>Дмитриев С.В.</i> Современные проблемы утилизации отходов микроэлектроники	366
<i>Семушкина Л.В., Турысбеков Д.К., Рулев Н.Н., Нарбекова С.М., Калдыбаева Ж.А.</i> Переработка техногенного сырья с применением нового оборудования и флотореагентов	367
<i>Чинова Н.Б., Парий А.С., Скобелев А.Н., Гроховский С.В., Челноков С.Ю.</i> Изучение возможности извлечения золота из отвалов россыпного месторождения	369
<i>Герасимов А.М., Гладкова В.В., Мезенин А.О.</i> Изучение свойств нерастворимого осадка сильвинита после термохимической обработки	372
<i>Требухов С.А., Ниценко А.В., Бурабаева Н.М., Требухов А.А., Тулеутай Ф.Х.</i> Демеркуризация отработанных угольных сорбентов ТОО «Altyntau Kokshetau» вакуум-термическим способом	373
<i>Агапова Л.Я., Килибаева С.К., Абишева З.С., Яхияева Ж.Е., Алтенова А.Н., Рузахунова Г.С.</i> Электрохимическая переработка техногенных отходов жаропрочных никелевых сплавов	376
<i>Сабанова М.Н., Глаголева И.В., Орехова Н.Н.</i> Исследования и практика переработки вельц-клинкера	379
<i>Киенко Л.А., Воронова О.В.</i> Оценка перспектив извлечения флюорита из техногенного сырья Ярославской горнорудной компании	382
<i>Римкевич В.С., Гиренко И.В., Леонтьев М.А.</i> Гидрометаллургический метод комплексной переработки высококремнистых техногенных отходов	385
<i>Мосендз И.А., Алексеева С.А., Кременецкая И.П., Дрогобужская С.В., Слуковская М.В., Иванова Л.А.</i> Комплексное использование вермикулит-сунгулитовых отходов для ремедиации техногенно загрязненной территории	388
<i>Михайлова Н.В.</i> Сепаратор для твердых коммунальных отходов с функцией разбивания стекла	392

<i>Земскова Л.А., Войт А.В., Шлык Д.Х., Полякова Н.В.</i> Оценка сорбционных свойств композитных материалов на основе углеродного волокна, модифицированного хитозаном и оксидами металлов по отношению к мышьяку(V)	394
<i>Гладышев С.В., Абдулвалиев Р.А., Омарова С.А., Манапова А.И., Ахмадиева Н.К., Рузахунова Г.С.</i> Извлечение ценных компонентов при переработке шламовых хвостов обогащения хромитовой руды	396
<i>Манакова Н.К., Суворова О.В.</i> Вспененные теплоизоляционные материалы из кремнеземсодержащего техногенного сырья	398
<i>Лебедев В.А., Алексеева К.В.</i> Комплексная переработка руд Даниловского месторождения	400
<i>Закревская Л.В., Любин П.А., Гавриленко А.А., Пиканеров Д.Ю.</i> Водостойкие композиционные материалы на основе отходов хризотил-асбеста и доломита	401
<i>Абдрахманова Р.Н., Орехова Н.Н., Нефедьев А.П.</i> Исследование применения реагента комплексного действия для очистки вод от сульфатов с получением дополнительного продукта	405
<i>Патеев С.А., Хатькова А.Н., Никитина Л.Г.</i> Разработка технологии флотационного выделения кремниевго концентрата из отходов производства борной кислоты	408
<i>Пушкарёва Г.И.</i> Низкосортные марганцевые руды - для очистки природных и техногенных вод	411
<i>Маслобоев В.А., Макаров Д.В., Бакланов А.А., Амосов П.В., Коница О.Т., Светлов А.В., Туртанов А.В.</i> Опыт применения и сравнительная оценка методов закрепления пылящих поверхностей хвостохранилища АНОФ- 2 АО «Апатит»	413
<i>Рыжкова Е.А., Меньщиков В.А., Агеев Н.Г.</i> Особенности переработки шлаков от плавки латунных ломов	417
<i>Фокина Н.В., Светлов А.В., Мязин В.А., Янишевская Е.С.</i> Влияние микроорганизмов на процессы переработки медно-никелевых руд (объекты Мурманской области)	418
<i>Качор О.Л., Богданов А.В., Блинов Д.Д.</i> Направления ликвидации накопленного вреда окружающей среде мышьяковистыми техногенными месторождениями горно-перерабатывающей промышленности	421
<i>Ключникова Е.М., Алиева Т.Е., Иванова Л.В., Исаева Л.Г., Маслобоев В.А., Харитонова Г.И.</i> Сценарии развития горной промышленности Мурманской области в условиях меняющегося климата	423
<i>Мамонов С.В., Дресвянкина Т.П., Волкова С.В.</i> Технологии подготовки и обогащения техногенных образований горно-металлургических предприятий	426
<i>Юрьев А.И., Лесникова Л.С., Мидюков Д.О.</i> Реконструкция Талнахской обогатительной фабрики, позволяющая наращивать мощность переработки минерального сырья и сокращать выбросы диоксида серы в металлургическом переделе Заполярного филиала	429
<i>Сосновский С.А., Сачков В.И., Обходская Е.В.</i> Переработка неорганических материалов природного, производственного и техногенного происхождения в условиях низкотемпературной плазмы	432
<i>Чалкова Н.Л.</i> Эколого-экономическое обоснование технологии селективного извлечения цинка из техногенных гидроминеральных ресурсов	435
<i>Воробьев К.А.</i> Роль мегаполисов и крупных городов в развитии техногенеза	436
<i>Белкин А.В., Хазиева Э.Б.</i> Способы разделения кобальта и никеля при переработке твердых сплавов	439