



2021

**ПРОБЛЕМЫ КОМПЛЕКСНОЙ И
ЭКОЛОГИЧЕСКИ БЕЗОПАСНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ
ПРИРОДНОГО И ТЕХНОГЕННОГО
МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ**
(Плаксинские чтения – 2021)

**МАТЕРИАЛЫ
МЕЖДУНАРОДНОЙ КОНФЕРЕНЦИИ**



**PROBLEMS OF INTEGRATED AND
ENVIRONMENTALLY SAFE PROCESSING
OF NATURAL AND MAN-MADE
MINERAL RAW MATERIALS**
(Plaksinsky Readings – 2021)

**PROCEEDINGS
OF INTERNATIONAL CONFERENCE**

ВЛАДИКАВКАЗ

**ПРОБЛЕМЫ КОМПЛЕКСНОЙ И
ЭКОЛОГИЧЕСКИ БЕЗОПАСНОЙ
ПЕРЕРАБОТКИ ПРИРОДНОГО И
ТЕХНОГЕННОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ**

(Плаксинские чтения – 2021)

г. Владикавказ, 04-08 октября 2021 г

**МАТЕРИАЛЫ
МЕЖДУНАРОДНОЙ КОНФЕРЕНЦИИ**



**PROBLEMS OF INTEGRATED AND
ENVIRONMENTALLY SAFE PROCESSING
OF NATURAL AND MAN- MADE
MINERAL RAW MATERIALS**

(Plaksinsky readings – 2021)

Vladikavkaz, 04-08 October, 2021

**PROCEEDINGS
OF INTERNATIONAL CONFERENCE**

УДК 662.775

ББК 33.4

Научные редакторы:
академик РАН В.А. Чантурия,
докт.техн.наук, проф. Ю.В. Дмитрак,
докт.техн.наук Т.Н. Матвеева

Составитель:
к.т.н., доц. Чекушина Т.В

Материалы Международной конференции “Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья” (*Плаксинские чтения – 2021*), 04-08 октября 2021 г., Владикавказ, Изд-во СКГМИ (ГТУ), 578 с.

ISBN 978-5-98191-081-4

© Коллектив авторов, 2021

© Издательство СКГМИ (ГТУ), 2021

ПЛЕНАРНЫЕ ЛЕКЦИИ



**ИННОВАЦИОННЫЕ ПРОЦЕССЫ ГЛУБОКОЙ И ЭКОЛОГИЧЕСКИ
БЕЗОПАСНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ
В УСЛОВИЯХ НОВЫХ ЭКОНОМИЧЕСКИХ ВЫЗОВОВ**

Чантурия В.А., Шадрунова И.В.

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки «Институт проблем комплексного освоения недр им. академика В.Н. Мельникова Российской академии наук (ИПКОН РАН)», Москва, Российская Федерация, e-mail: shadrunova_@mail.ru

В статье отражены приоритетные научные и технологические исследования, проводимые ИПКОН РАН совместно с вузами, научно-производственными организациями и предприятиями, по вовлечению техногенных минеральных ресурсов в эффективную переработку в условиях новых экономических вызовов, стоящих перед горнодобывающей и перерабатывающей отраслями. Показано, что в настоящее время Россия располагает достаточным научным и технологическим потенциалом в области глубокой и экологически безопасной переработки техногенного сырья в виде разработанных и в различной степени апробированных инновационных ресурсосберегающих технологий, соответствующих мировому уровню, а по ряду технологий и превосходящих его.

Innovative deep and environmentally friendly technologies of technogenic raw materials in the context of new economic processes

Chanturia V.A., Shadrunova I.V.

The article reflects the priority scientific and technological research carried out by IPKON RAS together with universities, research and production organizations and enterprises on the involvement of technogenic mineral resources in efficient processing in the face of new economic challenges facing the mining and processing industries. Currently, Russia has sufficient scientific and technological potential in the field of deep and environmentally safe processing of technogenic raw materials in the form of developed and, to varying degrees, tested innovative resource-saving technologies that correspond to the world level, and in a number of technologies are superior to it.

Развитие горной науки должно создавать необходимые предпосылки не только для увеличения разнообразия и физических объемов добычи и переработки полезных ископаемых, как основы экономики горнопромышленного комплекса, но и, главным образом, для непрерывного инновационного, высокотехнологичного его развития на принципах комплексного освоения ресурсов недр, ресурсосбережения и экологической безопасности [1].

В условиях вызовов нового этапа индустриализации стран, при неуклонном

росте ресурсных и экологических ограничений вовлечение в масштабную промышленную переработку накопленного техногенного минерального сырья, разработка и широкое внедрение для этого инновационных процессов глубокой и экологически безопасной его переработки становятся основой современного производства товарной продукции на горно-металлургических предприятиях [2].

Для России мировой тренд по максимальному вовлечению отходов в хозяйственный оборот при постоянном снижении объемов их складирования и захоронения является особенно актуальным, поскольку объем образованных отходов высок и составляет – 70-80 т отходов всех классов опасности на 1 млн руб. внутреннего валового продукта. При этом деятельность горнодобывающих и горно-перерабатывающих предприятий формирует свыше 90% (6-7 млрд т) от ежегодно образующихся отходов в РФ. Однако, ресурсная ценность накопленного техногенного сырья очень высока и представляет собой существенный резерв пополнения минерально-сырьевой базы страны и предприятий. Необходимо учитывать, что техногенное сырье всегда является минералогически и технологически сложным объектом для изучения и переработки, поэтому научно-технический и производственный потенциал отрасли по утилизации горнопромышленных отходов должен основываться на результатах фундаментальных научных исследований техногенных объектов с целью создания экологически безопасных технологий их глубокой и комплексной переработки с извлечением ценных компонентов и получением дополнительной готовой продукции [3]. Кроме того, должна быть создана технологическая база, обеспечивающая эту отрасль промышленности российским высокотехнологичным оборудованием.

В научных и технологических исследованиях, проводимых ИПКОН РАН совместно с вузами, научно-производственными организациями и горно-металлургическими предприятиями, разработка отечественных инновационных технологий глубокой и экологически безопасной переработки труднообогатимого техногенного сырья сложного вещественного состава и гидроминеральных техногенных ресурсов проводится по следующим основным приоритетным направлениям [1-7].

Энергетические методы воздействия для интенсификации процесса дезинтеграции. В научных исследованиях ИПКОН РАН энергетические методы воздействия за счет облучения мощными наносекундными электромагнитными импульсами (МЭМИ), разработанные и предложенные В.А. Чантурия, Ю.В. Гуляевым, И.Ж. Буниным и др., применены для интенсификации процесса дезинтеграции и вскрытия тонкодисперсных минеральных комплексов при комплексной и глубокой переработке минерального сырья сложного вещественного состава [3, 4]. При обработке мощными электромагнитными

импульсами многокомпонентных сульфидных руд сложного вещественного состава происходит направленное модифицирование структурного состояния, химического и фазового состава поверхности сульфидных минералов и структурно-зависимых (электрохимических, электрофизических, физико-химических и технологических) свойств сульфидов [1, 4]. Данный факт позволяет подобрать режим обработки для эффективного разделения сложных минеральных комплексов техногенного происхождения.

Результаты обработки МЭМИ отвальных платиносодержащих пирротиновых хвостов подтвердили возможность повышения извлечения благородных металлов за счет раскрытия тонкодисперсных минеральных комплексов и вовлечения в переработку значительных запасов техногенного сырья и забалансовых руд [3].

Селективная дезинтеграция и глубокая переработка шлаков. В совместных исследованиях ИПКОН РАН, МГТУ им. Г.И. Носова, ЗАО «Урал Омега» [2] разрабатываются научные основы интенсификации процесса раскрытия зерен металлургических шлаков в аппаратах центробежно-ударного дробления.

Сформированная в высокотемпературных металлургических процессах структурная неоднородность металлургических шлаков, индивидуализированная форма выделения рудных фаз и металлических включений, различие физико-механических свойств и морфометрических параметров отдельных фаз шлаков, распределенный характер динамической нагрузки и возможность регулирования ее величины за счет изменения скорости вращения ускорителя центробежно-ударной дробилки способствуют селективности процесса дезинтеграции (дробления и измельчения) металлургических шлаков и позволяют раскрывать металлические включения на стадии дробления при уменьшении энергетических затрат на 5-10%.

Для переработки медеплавильных, ванадиевых шлаков, некондиционных продуктов, полученных при переработке доменных и мартеновских шлаков различных фракций, разработаны схемы с избирательным вскрытием зашлакованных металлических включений при дроблении в центробежно-ударных дробилках с получением целевых продуктов, востребованных в различных отраслях [2, 5].

Для практической реализации на предприятиях глубокой переработки металлургических шлаков разработаны современные технологические линии, которые являются модульными по схемным и компоновочным решениям, построенными по принципу рационального сочетания модулей технологических операций дезинтеграции, грохочения, воздушной классификации, сепарация шлаков, легко настраиваются на переработку другого вида сырья,

характеризуются невысокой материалоемкостью и энергоемкостью.

Повышение селективности разделительных процессов. Проблема разделения минералов с близкими технологическими свойствами традиционно решается повышением селективности обогатительных процессов, в том числе за счет синтеза флотационных реагентов направленного действия и использования энергетических методов обработки минералов, пульп и промышленных вод [6].

Разработаны технологии извлечения ценных компонентов из отвальных хвостов обогащения сульфидных медно-никелевых руд на основе использования нового класса флотационных реагентов, интенсификации процесса кучного выщелачивания бедных и окисленных медно-цинковых руд с использованием электрохимической обработки подотвальных вод [2, 3, 6]. Научно обоснованы и разработаны технологические приемы повышения селективности флотации труднообогатимого лежалого медного шлака Медногорского медно-серного комбината для интенсификации его флотационной переработки в условиях замкнутого водооборота действующей Сибайской обогатительной фабрики [2].

Комбинированная переработка техногенного сырья. Наиболее обоснованным представляется построение технологических схем переработки труднообогатимого техногенного минерального сырья сложного вещественного состава на основе комбинирования нескольких механических или механических и химико-металлургических методов разделения в соответствии с наиболее контрастными технологическими свойствами техногенного сырья и в максимальной степени адаптированных к выявленным специфическим особенностям его вещественного состава и технологических свойств [5].

В соответствии с данным адаптационным подходом в совместных исследованиях ИПКОН РАН, «КазГидроМедь», ТОО «НИПИ «Казтехпроект» (Республика Казахстан) и МГТУ им. Г.И. Носова разработаны и апробированы комбинированные технологии комплексной переработки техногенного металлосодержащего сырья: забалансовой окисленной медной руды из отвала; лежалых хвостов из старогодних хвостохранилищ золотоизвлекательных фабрик; лежалых хвостов флотации колчеданных медно-цинковых руд; железоцинксодержащих шламов доменного производства [2].

Разработанные инновационные технологические решения отвечают условиям малоотходной, экологически щадящей, максимально полной утилизации техногенного минерального сырья с получением металлосодержащих продуктов, востребованных в отраслях цветной и черной металлургии, с организацией оборотного водоснабжения и утилизацией твердых инертных остатков (кеков) переработки.

Ресурсосберегающая переработка техногенных гидроминеральных ресурсов. Одним из наиболее значимых направлений проводимых исследований

«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья»

является научное обоснование и создание ресурсовоспроизводящих технологий комплексной переработки гидротехногенного минерального сырья. Извлечение содержащихся в минерализованных водах горных предприятий металлов и других элементов позволяет получить дополнительную товарную продукцию и способствует очистке промышленных стоков перед сбросом их в окружающую среду [3].

В ИПКОН РАН впервые научно обоснованы и разработаны эффективные, экологически безопасные методы получения нового вида товарной продукции из техногенных сапонитсодержащих вод с широким спектром применения в различных отраслях [7]. Для очистки и кондиционирования оборотных вод и попутного получения сапонита разработан новый процесс, основанный на электрофоретическом эффекте.

Разработана технология извлечения марганца из кислых подотвальных вод ГОКов Южного Урала [2] с получением кондиционных товарных продуктов и очищенной воды. Обоснованы технологические решения и разработана технология комплексной совместной переработки отхода вельцевания цинковых кеков – медистого клинкера и кислых минерализованных техногенных вод горных предприятий, что позволило получить медь- и цинксодержащие продукты и нормативно очищенную воду [2].

В ИПКОН РАН созданы инновационные технологии электрохимической обработки кислых подотвальных вод горно-металлургического комплекса для их активации и использования в качестве рабочего агента при кучном выщелачивании ценных компонентов из окисленных руд, вскрышных пород и хвостов обогащения [3].

Таким образом, в настоящее время в условиях новых экономических вызовов Россия располагает достаточно весомым научным и технологическим потенциалом в области глубокой и экологически безопасной переработки техногенного сырья в виде разработанных и в различной степени апробированных инновационных ресурсосберегающих технологий, соответствующих мировому уровню, а по ряду технологий и превосходящих его.

Разработанные ресурсосберегающие, экологически ориентированные технологии переработки некоторых видов техногенного и гидроминерального сырья горно-металлургических предприятий с получением кондиционных, металлсодержащих и иных, востребованных продуктов и нормативно очищенной воды могут быть адаптированы и к другим подобным объектам и различным вариациям состава сырья. Для этого необходимо проведение дальнейших исследований по масштабированию полученных научных и практических результатов для различных видов природного и техногенного минерального сырья горно-металлургических предприятий.

Список использованных источников

1. Чантурия В.А., Вайсберг Л.А., Козлов А.П. Приоритетные направления в области переработки минерального сырья // Обогащение руд. 2014. №2. С. 3-9.
2. Чантурия В.А., Шадрюнова И.В., Горлова О.Е. и др. Развитие технологических инноваций глубокой и комплексной переработки техногенного сырья в условиях новых экономических вызовов // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2020. №1. С. 159-171.
3. Чантурия В.А. Научное обоснование и разработка инновационных процессов комплексной переработки минерального сырья // Горный журнал. 2017. №11.
4. 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.
5. Чантурия В.А., Шадрюнова И.В., Горлова О.Е. и др. Формирование ресурсосберегающих технологий переработки вторичного металлосодержащего сырья на основе принципов адаптации // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2017. №1 (специальный выпуск). С. 347-362.
6. Чантурия В.А., Козлов А.П., Матвеева Т.Н. и др. Инновационные технологии и процессы извлечения ценных компонентов из нетрадиционного, труднообогатимого и техногенного минерального сырья // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2012. №5. С. 144-156.
7. Чантурия В.А., Миненко В.Г., Суворова О.В. и др. Структурные и химические свойства электрохимически модифицированного сапонита из техногенных вод, как основа получения высококачественных керамических материалов // Горный журнал. 2016. №10.

**ОСНОВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ НАУЧНОЙ ДЕЯТЕЛЬНОСТИ СКГМИ (ГТУ)
В ИССЛЕДОВАНИИ И РЕШЕНИИ ПРОБЛЕМЫ КОМПЛЕКСНОЙ И
ЭКОЛОГИЧЕСКИ БЕЗОПАСНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ПРИРОДНОГО И
ТЕХНОГЕННОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ**

Дмитрак Ю.В

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования Северо-Кавказский горно-металлургический институт (государственный технологический университет) – СКГМИ (ГТУ), г. Владикавказ, Республика Северная Осетия-Алания, Российская Федерация, *e-mail: dmitrak@yandex.ru*

В статье приведены основные направления научной деятельности СКГМИ (ГТУ) в исследовании и решении проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья. Показано, что одним из приоритетных направлений научно-исследовательской деятельности Института на протяжении последнего десятилетия являлось изучение актуальной проблематики комплексной переработки природного и техногенного минерального сырья.

**The main directions of scientific activity of SKGMI (GTU) in the study and
solution of the problem of complex and environmentally safe processing of
natural and technogenic mineral raw materials**

Dmitrak Yu. V.

This article presents the main directions of scientific activity of SKGMI (GTU) in the study and solution of the problem of complex and environmentally safe processing of natural and man-made mineral raw materials. It is shown that one of the priority directions of the research activity of the Institute over the past decade has been the study of the actual problems of complex processing of natural and man-made mineral raw materials.

В современных условиях усиления техногенного воздействия на окружающую среду горнодобывающая и перерабатывающая отрасли промышленности особенно негативно влияют на биосферу своими производственными отходами.

Охрана и безопасность труда, рациональное использование минерально-сырьевых, природных ресурсов – важнейшие проблемы, от решения которых зависит благосостояние нынешних и будущих поколений.

Одним из приоритетных направлений научно-исследовательской деятельности СКГМИ (ГТУ) на протяжении последнего десятилетия являлось изучение актуальной проблематики комплексной переработки природного и техногенного минерального сырья. Изыскания по указанной тематике носили комплексный характер и включали несколько направлений.

1. Динамика рабочих органов машин и оборудования для тонкого измельчения горных пород.

В настоящее время в развитых странах на механические способы обогащения полезных ископаемых тратится 5-8% всей производимой электроэнергии. 80% от этой величины составляют энергозатраты на измельчение.

На современных горно-обогатительных комбинатах в основном используются мельницы больших типоразмеров. Масса мелющих тел в таких машинах соизмерима, а иногда и превосходит массу остальных частей мельницы. На движение мелющих тел тратится 95% всей подводимой к мельнице энергии. Динамика мелющих тел тесно связана с потреблением энергии мельницей. В связи с этим точное измерение и задание строго определенных величин динамических параметров мелющих тел позволяет вести процесс в оптимальном с точки зрения энергоемкости режиме. Однако определение истинных значений динамических характеристик мелющих тел связано с большими сложностями в связи с замкнутостью объема помольной камеры и невозможностью измерения

параметров с помощью проводов.

Результатом многолетних исследований вузовского научного сообщества в этой области явилось создание научной школы под руководством профессора Дмитрака Ю.В. «Динамика рабочих органов машин и оборудования для тонкого измельчения горных пород».

Основные направления исследований научной школы:

- Исследования динамики мелющей загрузки и процессов разрушения горных пород в мельницах различных типов.
- Совершенствование конструкций и основных характеристик вибрационных мельниц (математическое моделирование колебательных процессов в вибрационных мельницах).
- Исследование параметров барабанной мельницы для тонкого измельчения горных пород с учетом динамики мелющих тел.
- Разработка конструкции и исследование процесса измельчения в четырёхзонной роторно-вибрационной мельнице.
- Обоснование и выбор параметров дробильно-измельчительного комплекса для динамического самоизмельчения углеродистого сырья.
- Создание научных основ для разработки техники и технологии для селективной дезинтеграции минерального сырья.
- Исследования, расчет и конструирование мельниц динамического самоизмельчения и центробежных мельниц вертикального типа.
- Анализ тенденций развития оборудования для тонкодисперсного измельчения минерального сырья.
- Исследование динамических и режимных параметров рабочего органа выемочной машины с вибрационным воздействием на массив горных пород.
- Определение основных параметров электромагнитных вибраторов.

2. Экологические аспекты сохранения техногенных месторождений цветных металлов на Северном Кавказе.

Были выполнены масштабные исследования техногенных месторождений цветных металлов на Северном Кавказе. В результате был определен состав геоматериалов, количественные характеристики объектов размещения и уровень негативного воздействия на окружающую природную среду, включая здоровье населения.

3. Разработка и исследования режимов флотации упорных золотосодержащих руд.

В развитие работ Плаксина И.Н. по флотации руд со струйным движением продуктов в схеме, апробированной им совместно с сотрудниками в условиях Текелийской обогатительной фабрики, в СКГМИ (ГТУ) разработаны режимы

флотации упорных золотосодержащих руд месторождений Олимпиадинское, Павлик и Наталка.

Отличительной особенностью разработанных технологий является, во-первых, использование струйного принципа построения схемы флотации, и, во-вторых, применение смеси воздуха с горячим водяным паром для аэрации пульпы при флотации.

4. Исследование и разработка техники и технологии добычи руд из специально сгруппированных территориально сближенных малообъемных месторождений золота при нерентабельной индивидуальной отработке.

В ходе проведенных изысканий установлено, что при нерентабельном индивидуальном освоении отходов россыпной золотодобычи положительный экономический эффект может быть получен за счет совместной их переработки с запасами рудного золота путем доводки концентрата, выделенного из техногенного сырья гравитационными методами обогащения, в процессе флотации золотосодержащих руд на стационарной обогатительной фабрике.

5. Применение комбинированной гравитационно-флотационной технологии для вовлечения в хозяйственный оборот техногенных отходов россыпной золотодобычи.

Результатами опытно-промышленных испытаний учеными СКГМИ (ГТУ) было доказано, что дополнение гравитационной технологии извлечения россыпного золота флотационными методами обеспечивает прирост годового производства золота на ~38% за счет доизвлечения «упорных» для гравитационных методов форм золота. Оценку экономической эффективности производили по количеству извлеченного из отходов россыпной золотодобычи металла и по величине капитальных затрат и эксплуатационных расходов, связанных с его производством.

6. Технология совместной переработки руд и техногенных россыпей золота.

Доказано, что при нерентабельном индивидуальном освоении отходов россыпной золотодобычи положительный экономический эффект может быть получен за счет совместной их переработки с запасами рудного золота путем доводки концентрата, выделенного из техногенного сырья гравитационными методами обогащения, в процессе флотации золотосодержащих руд на стационарной обогатительной фабрике.

Технологический эффект достигается за счет налипания мелкого рудного золота на поверхность относительно крупных минералов-носителей в виде пластинок и чешуек шлихового золота и последующей совместной флотации.

7. Утилизация отходов цинкового производства (клинкера), накопленного в течение 100-летней производственной деятельности ОАО "Электроцинк".

С использованием производственных мощностей Мизурской

обогажительной фабрики или на промплощадке завода "Электроцинк" клинкер сепарировали по магнитной восприимчивости составляющих его частиц, доводя немагнитную фракцию отсадкой до товарного угольного концентрата. Из магнитной фракции в условиях действующей Урупской флотационной обогажительной фабрики, перерабатывающей медно-колчеданные руды, по существующей технологической схеме выделяли медный золотосодержащий промпродукт и качественный железный концентрат. Намечены потенциальные потребители получаемой продукции из числа предприятий УГМК.

8. Переработка отвальных шлаков Медного завода ОАО «ГМК «Норильский никель».

В настоящее время на промплощадке Медного завода ОАО «ГМК «Норильский никель» находится около 10,2 млн. тонн отвального шлака, образованного в процессе плавки в печах Ванюкова (ранее в отражательных печах). Кроме того, на складах шлакового отвала имеется около 2,15 млн. тонн оборотных шлаков. В процессе текущей работы ежегодно образуется порядка 0,85 млн. тонн отвального шлака.

В лабораторных условиях доказано, что шлаки могут быть утилизированы путем совместной переработки с рудой текущей добычи. Из полученных результатов следует, что рассчитанные средневзвешенные показатели для флотации смеси руды и отвального шлака близки к фактически полученным. Отсюда можно заключить, что два компонента смеси – шлак и руда – ведут себя, как независимые составные части, мало взаимно влияя при флотации. Общие конечные результаты обогащения приблизительно одинаковы, как при самостоятельной флотации шлака, так и при флотации его в виде добавки к руде.

9. Утилизация лежалых хвостов Тырныузского вольфрамомолибденового комбината.

За период эксплуатации фабрики хвосты складировали в три хвостохранилища общим объёмом более 200 млн. т хвостов. В лабораторных условиях доказано, что одним из вариантов переработки лежалых хвостов может быть их совместная флотация с рудой. Составлена шихта (10 хвостов и 90% руды) и проведена ее флотация по схеме, отличительной особенностью которой является струйный принцип обогащения исходного питания.

В ряде российских регионов с крупными горнодобывающими и перерабатывающими комплексами, возникают вопросы нарушения природного равновесия. В ближайшее время — это может привести к расширению зон экологического бедствия и промышленным катастрофам. В связи с этим изучение проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья в качестве приоритетного направления научных исследований учеными СКГМИ (ГТУ) остается весьма актуальной.

**ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗРАБОТКИ И ВНЕДРЕНИЯ КОМПЛЕКСНЫХ
ТЕХНОЛОГИЙ ПЕРЕРАБОТКИ ОТХОДОВ НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ**

Курков А.В.¹, Ануфриева С.И.¹, Темнов А.В.²

¹ Федеральное государственное бюджетное учреждение «Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья имени Н.М. Федоровского», Москва, Российская Федерация, *e-mail: kurkov@vims-geo.ru*

² Министерство природных ресурсов и экологии Российской Федерации, Москва, Российская Федерация

Рассмотрены законодательные инициативы Правительства Российской Федерации по совершенствованию государственного регулирования сферы использования отходов недропользования. Приведены примеры современных технологий и оборудования для переработки минерального сырья, перспективных для вовлечения в переработку отходов недропользования. Также представлены примеры коммерческой реализации проектов переработки отходов недропользования.

**Prospects for development and implementation of comprehensive technologies for
the processing of subsurface use waste**

Kurkov A.V., Anufrieva S.I., Temnov A.V.²

The legislative initiatives of the Government of the Russian Federation on improving the state regulation of the use of subsoil waste are considered. The article provides examples of modern technologies and equipment for processing mineral raw materials that are promising for involving in the processing of subsoil use waste as well as examples of the commercial implementation of projects for the processing of subsoil waste.

Отходы, образующиеся при пользовании недрами, составляют подавляющую часть всех отходов производства, ранее накопленных и ежегодно формируемых в нашей стране [1, 2].

К таким отходам относятся буровые шламы, отвалы вскрышных и вмещающих пород, шламы, хвосты обогащения и другие отходы минерального происхождения, связанные с разведкой, добычей и первичной переработкой любых видов полезных ископаемых [2].

Отходы недропользования (ОН) в целом характеризуются колоссальной антропогенной нагрузкой на окружающую среду, в связи с чем промышленно развитые государства мира, в том числе, последовательно реализуют меры стимулирования компаний – недропользователей к минимизации образования, накопления и складирования таких отходов.

Снизить и даже исключить формирование ОН возможно за счет расширения их использования для ликвидации и рекультивации горных выработок, а также

вовлечения в переработку с получением дополнительной сырьевой продукции [1-4]. Как накопленные, так и текущие ОН обладают значительным минерально-сырьевым потенциалом самого широкого спектра полезных ископаемых: драгоценных, цветных, черных, редких металлов, угля, сырья для производства стройматериалов, минеральных добавок и удобрения для сельского хозяйства и пр. [4].

Для нашей страны, ведущей разработку многих десятков видов полезных ископаемых, особенно активно – в течение последнего столетия, использование ресурсной ценности таких отходов особенно актуально. Получение сырьевой продукции из отходов недропользования значительно снижает затраты компаний на их обращение, использование земель для складирования и связанные с этим постоянно возрастающие экологические платежи.

Государство не обладает точными сведениями об объеме накопленных и накапливающихся ОН, содержащихся в них ценных компонентах. По части объектов, представленных такими отходами, выполнена геологическая разведка, запасы полезных ископаемых поставлены на государственный баланс, некоторые из них разрабатываются, как правило, с получением драгоценных металлов.

Проблема стимулирования использования ОН находится в фокусе внимания государства. Правительством Российской Федерации инициированы изменения в федеральном законодательстве, призванные устранить имеющиеся правовые коллизии в регулировании деятельности по обращению и использованию ОН, упростить и унифицировать требования государственных органов к компаниям, планирующим использовать такие отходы в качестве источника минерального сырья, установить конкретные меры финансового стимулирования такой деятельности. Государственной Думой принят за основу соответствующий проект федерального закона, предусматривающий внесение изменений в законодательство о недрах, законодательство об отходах производств и потребления, законодательство об охране окружающей среды.

Главным фактором, определяющим возможность вовлечения в переработку ОН, является создание и реализация эффективных в экономическом и экологическом отношении технологий переработки с получением востребованной потребителями товарной продукции.

Адаптация передовых технологических решений и оборудования для обогащения и переработки минерального сырья к ОН может быть наиболее быстрым и эффективным направлением вовлечения их в комплексную переработку [5,6].

При переработке ОН, особенно находящихся в крупнокусковом состоянии, необходимо применение энергоэффективных методов рудоподготовки с селективным раскрытием минералов, высокопроизводительных методов

крупнокускового обогащения: сухих методов обогащения, радиометрической и тяжелосредней сепарации [7]. В настоящее время в мире широко внедряется метод рентгено-абсорбционной сепарации [8]. Многостадиальные тяжелосредние сепараторы Condor оказались эффективными для успешного разделения материалов с близкой плотностью, таких как сподуменовые, алмазные и полиметаллические руды, в диапазоне крупности -40+5 мм [9,10]. В России компанией «Гормашэкспорт» разработана перспективная технология гравитационного сухого обогащения для различного вида материалов с использованием обогатительного комплекса «СЕПАИР». Процесс основан на разделении продуктов по плотности в псевдооживленном слое с управляемой циркуляцией слоя [11,12].

В циклах рудоподготовки труднообогатимого, структурно-неоднородного, крепкого сырья эффективным является применение оборудования, в котором в результате свободного удара достигается селективное разрушение материала по границам сростаний минеральных фаз и микротрещинам [13]. Для тонкого измельчения (до крупности 20–30 мкм) эффективны современные высокоэффективные мельницы с перемешиванием мелющей среды [7].

Наблюдается значительный прогресс в развитии основных методов обогащения руд [7]. Мультигравитация («продвинутое» гравитационное обогащение) обеспечивает высокую эффективность с непрерывным извлечением ценных минералов из тонких и ультратонких фракций. В настоящее время производятся мультигравитационные сепараторы фирмы SALTER CYCLONES SCMG2 и SCMG3 [7]. С каждым годом в практике обогащения минерального сырья появляются новые, более совершенные конструктивные решения сепараторов с постоянными магнитами, имеющие низкие эксплуатационные расходы и достаточно простые в обслуживании. НПО «ЭРГА» разработало и производит эффективный сепаратор ПВМ мокрого типа с замкнутой системой и регулируемой магнитной индукцией в рабочей зоне сепарации от 1,0 до 1,5 Тл. [14].

В области флотационного обогащения развитие идет по пути совершенствования флотационных машин пневматического типа. В России разработаны комбинированные пневматические флотомшины КФМ, предназначенные для обогащения широкого спектра руд и техногенного сырья, позволяющие извлекать минеральные зерна крупностью 0–0,6 мм. Производительность машин КФМ достигает 500 м³/ч [15]. Новая пневматическая машина allflot® позволяет эффективно извлекать ультратонкие частицы минералов из хвостов обогащения [16].

Важным направлением переработки отходов недропользования являются гидрометаллургические процессы: кучное, атмосферное, автоклавное,

бактериальное выщелачивание и др. процессы [17]. Наряду с применением в качестве выщелачивающих агентов растворов минеральных кислот, хлоридов, аммиака и солей аммония в последнее время за рубежом интенсивно развивается прорывные экологически безопасные процессы: выщелачивание драгоценных и цветных металлов из руд, концентратов и техногенного сырья растворами глицина в щелочной среде (глицинатное выщелачивание) [18,19]; бесцианидные технологии извлечения золота из упорных руд на основе растворителя FlotentGoldSC 570 [20] и др. подобных реагентов; селективное извлечение металлов из различных растворов с использованием ионитов с механизмом молекулярного распознавания (ИМР) [19, 21].

Государственным балансом учтены различные полезные ископаемые в отходах недропользования. Преобладают золотосодержащие техногенные объекты — свыше 100, оловянных — 18, железных — 17, мусковитовых — 10, медных — 7, вольфрамовых — 6. От 1 до 4 техногенных объектов учтены по платиноидам, алмазам, молибдену, хрому, свинцу, цинку, цирконии, бокситам, фосфатам. Ресурсный потенциал отходов недропользования значителен — до 1 тыс. т золота, 0,5 млн т олова, 8 млн т меди, 9 млн т цинка [22].

В РФ освоен опыт технологий переработки и утилизации ОН следующих видов минерального сырья: золотосодержащего; руд редких металлов; оловянного, оловянно-вольфрамового и вольфрамового; руд цветных металлов; углесодержащего и др. Однако, действующие предприятия РФ по переработке ОН используют, главным образом, достаточно легко реализуемые технологии первичного обогащения без глубокой переработки получаемой минеральной продукции с частичным использованием нерудной составляющей. Приведены лишь некоторые примеры действующих в РФ предприятий.

В области промышленного использования техногенных образований для извлечения полезных компонентов лидером является Ковдорский ГОК. Техногенное месторождение Ковдорского ГОКа разрабатывается с конца прошлого века с получением железорудного концентрата при извлечении 30%, апатитового концентрата и бадделеитового концентратов с применением гравитационных и флотационных процессов [23].

Лежалые вольфрамсодержащие хвосты перерабатываются на действующей опытно-промышленной установке ЗАО «Закаменск» по гравитационно-флотационной технологии обогащения. Из исходных лежалых хвостов с содержанием 0,14-0,16% WO_3 получают товарный вольфрамовый концентрат при извлечении WO_3 45–50%

В 2018 г. ООО «Ресурсы Малого Хингана» запустило обогатительную фабрику по переработке оловянных хвостов бывшего комбината «Хинганолово» с планируемой добычей 950 тыс. т балансовых песков; сквозное извлечение олова

в концентрат — 65,23%, содержание олова в концентрате — 60%, в хвостах — 0,05% [24].

За рубежом действуют крупномасштабные предприятия по переработке ОН, например, при переработке медно-молибденовых и золотых руд [25, 26].

В период до 2035 года по утвержденным проектам ЦКР-ТПИ Роснедр в РФ планируется извлечь из отходов недропользования 55 т золота, 61 т серебра, 119 т платиноидов, 98 тыс. т меди, 9,3 т олова, 15,4 т WO₃, 349 тыс. т цинка, 100 т ZrO₂, 4 млн т железных руд, 0,3 млн т P₂O₅, 11,4 млн т цементного сырья, 47 млн куб. м строительных камней, 377 тыс. т флогопита, 1 895 тыс. т полевошпатового сырья.

Таким образом, разработанные в последние годы технологические процессы и оборудование наряду с уже хорошо освоенными представляют достаточно широкие возможности создания и внедрения передовых комбинированных технологий переработки ОН с получением высококачественной товарной продукции.

Список использованных источников

1. Быховский Л.З., Спорыхина Л.В. Техногенные отходы как резерв пополнения минерально-сырьевой базы: состояние и проблемы освоения // Минеральные ресурсы России. Экономика и управление. 2011. N4. С. 15-20.
2. Киперман Ю.А., Комаров Ю.А. Горнопромышленные отходы в формировании ресурсосберегающей природоохранной политики // Минеральные ресурсы России. Экономика и управление. 2016. №1-2. С.68-73.
3. Техногенные минерально-сырьевые ресурсы / под ред. Б.К. Михайлова. Москва. Научный мир. 2012. 236 с.
4. Рациональное использование вторичных минеральных ресурсов в условиях экологизации и внедрения наилучших доступных технологий / под ред. Ф.Д. Ларичкина, В.А. Кныша. Апатиты. ФИЦ КНЦ РАН. 2019. 252 с.
5. Чантурия В.А. Инновационные процессы комплексной и глубокой переработки минерального сырья природного и техногенного происхождения // Горный журнал. 2015. N7. С. 29-37. DOI: 10.17580/gzh.2015.07.05
6. Чантурия В.А., Шадрунова И.В., Горлова О.Е. Адаптация разделительных процессов обогащения полезных ископаемых к техногенному сырью: проблемы и решения // Обогащение руд. 2012. N5, С. 43-49.
7. Курков А.В., Ануфриева С.И. и др. Информационно-аналитические материалы: Мировые достижения развития методов, техники и технологий переработки минерального сырья. Серия: Обогащение минерального сырья. Москва. ВИМС. 2020. 55 с.
8. Предварительное обогащение твердого минерального сырья с использованием радиометрических методов сепарации TOMRA Sorting. Материалы конференции «Mining World Russia 2019», Апрель 2019, Москва (Дата обращения: 14.10.2020 г.).
9. Grewal I., Lundt M., Wong D. and Tse W. Recent developments in preconcentration using dense media separation [Sepro Mineral Systems]. Available at: <https://www.911metallurgist.com/blog/wp-content/uploads/2016/05/Dense-Media->

- Separation.pdf (accessed 14.10.2020)
10. Meyer E.I., Craig I.K. The development of dynamic models for a dense medium ration circuit in coal beneficiation. *Mining Engineering*, 2010, pp 791-815. DOI:10.1016/j.mineng.2010.05.020
 11. Степаненко А.И. «Сухое» обогащение — реальная замена устаревшим технологиям // *Энергетика и промышленность России*. 2008. N11(103). С. 53.
 12. Технология сухого обогащения угля, руд и металлургических отходов // *Горный журнал Казахстана*. 2019. N9. С. 8.
 13. Barry A. Wills, James A. Finch. *Crushers: Gyratory and Cone Crusher. Mineral Processing Design and Operations (Second Edition)*. 2016, pp 153–168.
 14. Красногоров В.О. Новые разработки НПО «ЭРГА» в области магнитного и электрического обогащения // *Материалы международной научно-практической конференции «Современные тенденции в области теории и практики добычи и переработки минерального и техногенного сырья»*, 2019, С. 369-372.
 15. Видуецкий М.Г., Гарифулин И.Ф., Йочев И.Щ. и др. Опыт и перспективы использования флотомашин серии КФМ на предприятиях республики Болгария // *Проблемы и перспективы эффективной переработки минерального сырья в 21 веке (Плаксинские чтения – 2019): Материалы Международного совещания*. Иркутск, 2019. С. 208–213.
 16. Лебедев А., Маркворт Л. Переработка минерального сырья техногенных месторождений с применением высокоэффективных технологий // *Рациональное освоение недр*. 2020. №1. С. 69-71.
 17. Технология обогащения медных и медно-цинковых руд Урала / под общ. ред. В.А. Чантурия и И.В. Шадроновой. Москва. Наука. 2016. С. 352-381.
 18. Курков А.В., Ануфриева С.И. и др. Информационно-аналитические материалы: Мировые достижения развития методов, техники и технологий переработки минерального сырья. Серия: Гидрометаллургическая и геотехнологическая переработка минерального сырья. Москва. ВИМС. 2020. 32 с.
 19. Курков А.В., Мамошин М.Ю., Рогожин А.А. Прорывные гидрометаллургические процессы для устойчивого развития технологий переработки минерального сырья. Москва. ВИМС. 2019. 107 с.
 20. Барченков В.В., Кудияров Н.Ю. Опыт применения в Китае нецианистого реагента Flotent GoldSC 570 для выщелачивания золота из руд // *Золотодобыча*. 2016. №9. С. 14–16.
 21. Neil E. Izatt, Steven R. Izatt, Ronald L. Bruening & John B. Dale. Review of Applications of SuperLig® Molecular Recognition Technology Products for the Gold Industry [Proceedings of ALTA 2010 Gold Ore Processing Symposium, 27–28 May 2010, Perth, Australia, ALTA Free Library]. Available at: <http://www.altamet.com.au> (20.02.2019).
 22. Государственный доклад. «О состоянии и использовании минерально-сырьевых ресурсов Российской Федерации в 2019 году». Москва. Минприроды России, 2020. 491 с.
 23. Мелик-Гайказов И.В., Ковырзина Т.А., Ларичкин Ф.Д. и др. Экономическая эффективность утилизации отходов обогащения и подготовки резервной сырьевой базы предприятия // *Труды Карельского научного центра РАН*. 2012. N6. С. 172-181.
 24. Khinganolovo tailings project. Available at [http:// www.khinganresources.com](http://www.khinganresources.com).
 25. Minera Valle Central Operation, Rancagua, Region VI, Chile. 43-101 Technical Report.

- Prepared for Amerigo Resources Ltd by Robert D.Henderson P.Eng., Effective Date: 31 December 2016; Filing Date: 30 March 2017. Available at: http://amerigoresources.com/_resources/Technical_Report_March_2019.pdf
26. Carbine Resources Ltd – Mount Morgan Gold - Copper Project. 160803-1-Diggers-Dealers-FINAL.pdf. Available at <http://www.carbineresources.com.au/> (12.05.2017)

**МЕТОДОЛОГИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ОЦЕНКИ ВОЗДЕЙСТВИЯ
ГОРНОПРОМЫШЛЕННЫХ КОМПЛЕКСОВ
НА ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ**

Семячков А.И.^{1,2}, Почечун В.А.¹

¹ Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Уральский государственный горный университет»,

² Федеральное государственное бюджетное учреждение науки «Институт экономики Уральского отделения Российской академии наук,
г. Екатеринбург, Российская Федерация, e-mail: viktoriyapochechun@mail.ru

В работе, на основе принципов устойчивого развития природно-техногенных территорий, разработана методология оценки воздействия горнопромышленного комплекса на окружающую среду. В основу данной методологии положены многолетние (более 20 лет) исследования компонентов окружающей среды территории Среднего Урала.

**Methodological basis for assessing the impact of mining industrial complexes on
the environment**

Semyachkov A.I., Pochechun V.A.

In this work, on the basis of the principles of sustainable development of natural and technogenic territories, a methodology for assessing the impact of the mining complex on the environment has been developed. This methodology is based on long-term (more than 20 years) studies of the environmental components of the territory of the Middle Urals.

Проблема заключается в том, что методологии установления предельно допустимых выбросов (ПДВ) и нормативно допустимых сбросов (НДС) практически не различаются. Они охватывают оценку фоновых концентраций загрязняющих веществ в исследуемых средах, оценку источников загрязнения, установление на основе процессов разбавления (смешения) прогнозных концентраций (на границе санитарно-защитной зоны или в контрольном створе) и разработку допустимого уровня воздействия источника загрязнения (допустимого потока загрязняющего вещества от источника в элемент окружающей среды в г/ч или в т/год с гарантированным обеспечением её качества). К сожалению, используемые методологии при нормировании

воздействия горно-металлургических комплексов на окружающую среду не учитывают ряд аспектов - главным образом геохимических, что нередко приводит к формализации этого процесса с последующими негативными экологическими последствиями.

Цель настоящей работы – разработка методологии оценки воздействия горнопромышленных комплексов (на примере Среднего Урала) на окружающую среду. Нами, на основании многолетних полевых и лабораторных исследований компонентов окружающей среды, разработана методология оценки экологического состояния окружающей среды, находящейся под воздействием горнопромышленного комплекса Среднего Урала (рисунок).



Рисунок. Методология оценки воздействия горнопромышленных комплексов на окружающую среду

Первый этап предлагаемой методологии заключается в оценке фонового состояния биосферы в зоне воздействия горнопромышленного комплекса и тесно связана с теми месторождениями, к которым данный горнопромышленный комплекс приурочен [1].

Месторождения рудных полезных ископаемых Среднего Урала имеют определённые геологические формации, то есть набор элементов характерных для того, или иного вида месторождения.

Задачей *второго этапа* является оценить воздействие самого горнопромышленного комплекса на биосферу. Оценить данное воздействие возможно, рассчитав технолого-геохимических баланс, уравнение которого представлено в работе [2]. Для выявления источника поступления загрязняющих элементов в окружающую среду, нами предложено различать атмосферные и гидрогенные потоки рассеяния загрязняющих элементов. Атмосферные потоки элементов поступают в окружающую среду и распространяются через атмосферный воздух с помощью ветровой эрозии (например, пыление с отвалов), а гидрогенные – через поверхностные и подземные воды (например, сброс сточных вод).

Третий этап. В пределах горнопромышленного комплекса имеются техногенно-минеральные образования – отходы производства, которые интенсивно воздействуют на окружающую среду. Для оценки данного воздействия нами предложена классификация техногенно-минеральных образований по интенсивности поступления потоков металлов от них в окружающую среду. В основу классификации положена занимаемая площадь объекта размещения отходов, удельная поверхность техногенно-минерального объекта, минералогический состав и кларк концентрации определяемого элемента в земной коре. В соответствии с данной классификацией все техногенно-минеральные образования, расположенные в пределах горнопромышленного комплекса можно подразделить на безопасные, умеренно опасные и опасные.

Четвёртый этап. Оценка экологических и социальных последствий загрязнения биосферы в пределах воздействия горнопромышленного комплекса нами произведена в ходе геохимических съёмки территорий старопромышленных городов Среднего Урала таких, как Н. Тагил, Качканар, Кировград, Красноуральск, Первоуральск. Нами проведены исследования сопряжённого воздействия горнопромышленного комплекса на биосферу.

Методика оценки такого сопряжённого воздействия предполагает отбор всех сред: снежного покрова, почв, почвообразующего горизонта, биоты, поверхностных и подземных вод в одной и той же точке [3].

Результирующим этапом оценки фонового состояния биосферы, оценки горнопромышленных комплексов как источников воздействия на биосферу, оценки влияния техногенно-минеральных образований, оценки экологических и социальных последствий загрязнения биосферы является оценка экологического ущерба от воздействия горнопромышленных комплексов на биосферу. Данная оценка отражает возможные экологические последствия воздействия

горнопромышленного комплекса на основные реципиенты (таблица).

Таблица. Оценка экологического ущерба от воздействия горнопромышленных комплексов на биосферу

<i>Реципиент</i>	<i>Виды последствий</i>
Население	заболевания, травмы, смертельные случаи, изменения на генетическом уровне
Растения, животные, рыбы	заболевания, гибель, снижение общего биоразнообразия, развитие морфологических измененных видов, снижение стабильности развития видов
Объекты промышленности (оборудование)	рост числа поломок, ускорение сроков замены оборудования, снижение качества выпускаемой продукции, рост продолжительности простоев, в ремонте, снижение производительности работы оборудования
Объекты жилищно-коммунального хозяйства	уменьшение срока службы основных фондов непродуцированной сферы, рост числа ремонтов и продолжительности их выполнения, увеличение объема работ по уборке городских территорий, рост объема посадки зеленых насаждений
Сельскохозяйственное производство, лесное и рыбное хозяйство	снижение продуктивности растений и прироста животных из-за заболеваемости и гибели последних, снижение качества выпускаемой продукции

Список использованных источников

1. Геохимия окружающей среды / Саэт Ю.Е., Раевич Б.А., Янин Е.П. - М.: Недра, 1990 г.
2. Семячков А.И. Металлы в окружающей среде горно-металлургических комплексов Урала: Научное издание // Екатеринбург: Изд-во УГГГА, 2001. 320 с.
3. Системный подход при изучении природно-техногенной геосистемы горно-металлургического комплекса Среднего Урала / В.А. Почечун; отв. ред. В.В. Литовский; УГГУ. – Екатеринбург: ООО «Изд-во УМЦ УПИ», 2015. 278 с.

ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ СОХРАНЕНИЯ ТЕХНОГЕННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ НА СЕВЕРНОМ КАВКАЗЕ

Алборов И.Д.^{1,2}, Тедеева Ф.Г.¹

¹ Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования Северо-Кавказский горно-металлургический институт (государственный технологический университет) – СКГМИ (ГТУ), г. Владикавказ, Республика Северная Осетия-Алания, Российская Федерация, *e-mail: ekoskgmi@rambler.ru*

² Геофизический институт Владикавказского научного центра РАН, г. Владикавказ, Республика Северная Осетия-Алания, Российская Федерация

Приведены результаты исследований по комплексной оценке техногенных месторождений отходов, расположенных на территории Северокавказского региона, дана краткая характеристика вещественного состава техногенного сырья, поэлементные

«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья»

количественные запасы, входящие в состав накопленных вторичных георесурсов для возможной их утилизации, получения цветных металлов и сырья для товарной продукции. Рассматриваются санитарно-экологические параметры функционирования объектов техногенного сырья в сложных орографических, метеорологических и географических условиях. Обозначены критические аспекты сохранения техногенных месторождений отходов в сложившихся антропогенных условиях и рисковые факторы выноса токсичных и вредных геоматериалов в акваторию с нанесением значительного вреда флоре и ихтиофауне. Для оценки содержащихся в техногенной руде полезных ископаемых следует создать единый государственный реестр техногенных месторождений, с отражением документальных сведений по каждому из них.

Ecological aspects of conservation of technogenic deposits of non-ferrous metals in the North Caucasus

Alborov I.D., Tedeeva F.G.

The article presents the results of studies on a comprehensive assessment of technogenic deposits of waste located in the North Caucasus region, provides a brief characteristic of the real composition of man-made raw materials, element quantitative reserves that are part of accumulated secondary georasources for possible disposal of non-ferrous metals and raw materials for commercial products. The sanitary and environmental parameters of the functioning of technological raw materials in complex orographic, meteorological and geographical conditions are considered. The critical aspects of the preservation of man-made waste deposits in the prevailing anthropogenic conditions are indicated. The risky factors of the removal of toxic and harmful geomaterials into the water area with a significant damage to the flora and the ichthyofauna are indicated. For the assessment of mineral resources contained in man-made mineral resources, the unified state register of technogenic fields should be created, with a reflection of documentaries for each of them.

На Восточном склоне Центрального Кавказа расположены месторождения руд цветных металлов, вскрытые главным образом штольнями и слепыми стволами, эксплуатируемые в течение более полутора веков горными предприятиями: Садонского свинцово-цинкового комбината (рудники: Садон, Верхний Згид, Бурон, Архон, Холст, Фиагдон) в Республике Северная Осетия-Алания; Тырнаузского Вольфрамо-молибденового комбината (рудник «Молибден» и карьеры: «Мукуланский» и «Высотный») в Кабардино-Балкарской Республике; рудники «Эльбрусский» и «Урупский» в Карачаево-Черкесской Республике; Бештаугорское месторождение радиоактивных руд, эксплуатируемое «Рудником №2» в Ставропольском крае. Близкое расположение ледников, зон вечных снегов, а также значительный перепад высот горного рельефа обуславливает активное движение воздушных потоков, которое способствует интенсивному перемещению загрязненных воздушных масс из плоскостной части днем в горные ущелья и наоборот, ночью. Известно, что горнодобывающая отрасль является одной из самых природоразрушающих

отраслей производства.

Установлено [1-8], что экологические последствия в зоне деятельности горнопромышленных объектов Кавказа характеризуются повышенной загрязненностью окружающей среды. В результате происходит деградация растительных сообществ горной экосистемы, снижение жизненных ресурсов организмов, ослабление природных окислительно-восстановительных процессов, истощению биоразнообразия, что в конечном итоге оказывает негативное влияние на жизнедеятельность и демографические показатели проживающего здесь населения. В проблеме трансформации природного ландшафта в техногенный львиная доля отводится отходам переработки руд на обогатительном производстве по причине высокой эмиссионной активности в атмосферу и мигрирующей способности в почвенный горизонт, причем, особенно остро это ощущается в горных ландшафтах. Вовлечение отходов горного производства при добыче полезного ископаемого является актуальной и перспективной для пополнения запасов-сырья получения ценных металлов и другой товарной продукции.

Современные технологии добычи и переработки минерального сырья по миру позволяют утилизировать не более 3% горной массы, остальное переходит в отходы. Объектами исследований являются техногенные месторождения отходов переработки руд в отрогах гор Северного Кавказа, оценка их эколого-технического состояния, поиск путей снижения опасного воздействия на окружающую природную среду и сохранение этих сырьевых ресурсов для последующего комплексного вовлечения в хозяйственный оборот с получением ценных цветных металлов и другой товарной продукции для сектора экономики.

Методологической основой выполненных исследований является изучение минералогического, физико-химического состава и свойств переработанных геоматериалов, геодинамика переработанных рудных масс во времени и в пространстве, анализ влияния природных процессов на дальнейшее формирование техногенного месторождения [9-13].

В России горные предприятия ежегодно отправляют на отвалы обогатительных фабрик около 700 млн. т хвостов обогащения руд цветных металлов, являющиеся сырьем получения многих ценных металлов. На горных предприятиях Северного Кавказа скопилось порядка 215 млн. т техногенных отходов: Унальское и Фиагдонское - Садонского свинцово-цинкового комбината - около 6,5 млн.т, Былымское (Тырныаузского вольфрамо-молибденового комбината - 180 млн.т), Эльбрусского – 700 тыс. т, Бештаугорского - 12 млн.т, Урупского - 18 млн.т. Помимо указанных объемов отходов на территории г. Владикавказ на 2-х площадках около 35 га скопилось порядка 3.5 млн. т металлургического шлака (клинкера), на территории г.Нальчик - накоплено около

«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья»

600 тыс. т, так называемых, отвальных кеков, образующихся при выщелачивании вольфрамовых и вольфрамо-молибденовых концентратов и около 300 тыс. т отходов переработки радиоактивных руд в Фаснале на территории Ирафского района, Республики Северная Осетия Алания.

Характеристика техногенных месторождений отходов на Северном Кавказе.

Уральское техногенное месторождение отходов [1-4]. Уральское хвостохранилище, площадью 20,2 га., объемом 3,2 млн. расположено в окрестностях селения Унал, в девяти километрах от Мизурской обогатительной фабрики, имеет пляжную зону (около 40% от ее площади и залитую водой (60% от ее площади) за счет непрерывного орошения технической водой. При продолжительной теплой погоде с пляжной зоны происходит эмиссия силикозоопасной пыли в воздушный бассейн местности, концентрация которой много крат превышает допустимые (ПДК = 0,5 мг/м³).

Фиагдонское техногенное месторождение отходов. Хвостохранилище было введено в эксплуатацию в 1971 году для размещения твердых отходов Фиагдонской обогатительной фабрики. В нем сосредоточены около 3,3 млн. т отходов переработки свинцово-цинковой руды на площади 5,6 га. Поэлементный состав практически не отличается от состава Унальского месторождения отходов.

Эльбрусское техногенное месторождение отходов. Свинцово-цинковый рудник «Эльбрусский» действовал на северном склоне Главного Кавказского хребта в верховьях реки Кубань. Эльбрусский (Даутский) центр горнорудного техногенеза является старейшим в Карачаево-Черкесской республике центром, пережившим в полном объеме все

Месторождение техногенных отходов Урупского горно-обогатительного комбината. Хвостохранилище Урупского ГОКа охватывает площадь 1,0 км². В настоящее время в нем накоплено около 18 млн. т высокотоксичного пиритного концентрата, содержащего около 40 тонн золота.

Тырныаузское месторождение техногенных отходов. Хвостохранилище размещено на высоте около 1300 м над уровнем моря, относится к 1 классу капитальности, объединяет комплекс сооружений, ранее обеспечивавших гидравлический транспорт, укладку хвостов (отходов обогащения) и очистку слива. Площадь землеотвода составляет 170,6 га., площадь тела хвостохранилища – 100 га., объем хвостов около 118 млн. м³, объемный вес около 180 млн. т, химических соединений металлов, 1-4 класса опасности). Особую опасность представляет токсичная пыль, очагами которой являются участки осевшей, спрессовавшейся "пульпы" сточных вод на участках хвостохранилищ и утечек по всей территории комбината [14-18].

Хранение техногенных месторождений отходов требует затрат на принятие

мер защиты от выветривания, окисления, вымывания, а также связанных с изъятием земель из сельскохозяйственного оборота.

Отходы переработки руд представляют собой измельченную горную массу по гранулометрическому составу близкую к мелкозернистым пылеватым пескам. В сухом состоянии эти пески легко раздуваются ветром, образуя облака пыли, создавая крайне неблагоприятные условия для экосистем, особенно горных экосистем. Анализ содержания техногенных месторождений отходов на горных предприятиях Северного Кавказа показывает, что практически, их уровень экологической и технологической безопасности не отвечает требованиям действующего ФЗ «Об отходах производства и потребления».

Список использованных источников

1. Алборов И.Д., Тедеева Ф.Г., Бурдзиева О.Г. и др. Экологические аспекты функционирования экосферы с горноперабатывающей составляющей // Сб. трудов "Всероссийский съезд экологов". – Грозный. – 2017. – С. 19–23.
2. Алборов И.Д., Бурдзиева О.Г., Тедеева Ф.Г., Гегелашвили М.В. Экологическая напряженность в зонах добычи цветных металлов на Северном Кавказе // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2020. — № 11-1. — С. 18–31.
3. Алексеенко В.А. Геоэкология: экологическая геохимия: - Рн/Д: Феникс, 2018.
4. Короновский, Н.В. Геоэкология: Учебное пособие - М.: Академия, 2018. - 320 с.
5. Алборов И.Д., Тедеева Ф.Г., Гуцаев Ф.Х. и др. Влияние горнодобывающего комплекса на качество среды обитания в условиях горных территорий // ГИАБ. — 2020. — № 11-1. — С. 32–39.
6. Короновский Н.В., Ясаманов Н.А., Брянуева Г.В. Геоэкология: Учебное пособие - М.: Инфра-М, 2019. - 407 с.
7. Ion Viorel Matei, Laura Ungureanu. Survey on integrated modelling applied in environmental engineering and management / Environmental engineering and management journal 13(4): 1027-1038 April 2014.
8. Francois Retiefa, Alan Bondb, Jenny Poped, Angus Morrison-Saunders, Nicholas Kingf Global megatrends and their implications for environmental assessment practice / Environmental Impact Assessment Review Volume 61, November 2016, Pages 5260
9. Голик В.И., Соболев А.А., Дзапаров В.Х. и др. Перспективы разработки месторождений Садона // Устойчивое развитие горных территорий. –2018. –Т. 10. –№ 3. –С. 420–426.
10. Ключев Р.В., Босиков И.И., Майер А.В. Комплексный анализ генетических особенностей минерального вещества и технологических свойств полезных компонентов Джекказганского месторождения // Устойчивое развитие горных территорий. –2019. – № 3. – С. 321–330.
11. Петров Ю.С., Соколов А.А., Раус Е.В. Математическая модель оценки техногенного ущерба от функционирования горных предприятий // Устойчивое развитие горных территорий. –2019. –Т. 10 –№ 4. –С. 554–560.
12. Дребенштедт К., Голик В.И., Дмитрак Ю.В. Перспективы диверсификации технологии добычи металлов в РСО-Алания // Устойчивое развитие горных территорий. – 2018. – Т. 10. –№ 1. – С. 125–131.
13. Голик В. И., Соболев А. А., Дзапаров В. Х., Харебов Г. З. Перспективы разработки

- месторождений Садона // Устойчивое развитие горных территорий. – 2018. – Т. 10. – № 3. – С. 420–426.
14. Perti R., Stein W., Dahmen D., Buschhüt K. Sustainable follow-up use of recultivated surfaces // World of Mining - Surface & Underground. 2013. Vol. 65(2). — pp. 92—101.
 15. Ngugi M.R., Neldner V.J., Doley D., Kusy B., Moore D., Richter C. Soil moisture dynamics and restoration of self-sustaining native vegetation ecosystem on an open-cut coal mine // Restoration Ecology. — 2015. — Vol. 23(5). — pp. 615—624.
 16. Ошхунова А.А., Кравченко И.В., Калашникова Л.М. Техногенные экологические риски на территории Кабардино-Балкарской Республики // Успехи современного естествознания. – 2017. – № 3. – С. 112-116
 17. Lima A.T. et al. The legacy of surface mining: Remediation, restoration, reclamation and rehabilitation // Environmental Science & Policy. — 2016. — Т. 66. — С. 227—233
 18. Rocha-Nicoleite E., Overbeck G.E., Müller S.C. Degradation by coal mining should be a priority in restoration planning // Perspectives in ecology and conservation. 2017. Т. 15.

УСТОЙЧИВОЕ РАЗВИТИЕ ГОРНОПРОМЫШЛЕННОГО КОМПЛЕКСА МУРМАНСКОЙ ОБЛАСТИ: МИНИМИЗАЦИЯ ТЕХНОГЕННЫХ ВОЗДЕЙСТВИЙ НА ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ*

Маслобоев В.А., Макаров Д.В., Ключникова Е.М.

Институт проблем промышленной экологии Севера - обособленное подразделение
Федерального государственного бюджетного учреждения науки Федерального
исследовательского центра «Кольский научный центр Российской академии наук»,
г. Апатиты, Российская Федерация, *e-mail: masloboev@mail.ru*

Деятельность горных предприятий Мурманской области оказывает серьезное негативное воздействие на окружающую среду. Вопросы экологической безопасности особенно актуальны при добыче и переработке полезных ископаемых, хранении горнопромышленных отходов в условиях Арктической зоны Российской Федерации. Дано определение устойчивого развития применительно к горнопромышленному комплексу. Рассмотрены концепции наилучших доступных технологий, циркулярной экономики, «зеленого роста», с точки зрения их вклада в устойчивое развитие.

Sustainable development of the mining complex of the Murmansk region: minimization of man-made impacts on the environment

Masloboev V.A., Makarov D.V., Klyuchnikova E.M.,

The activities of mining enterprises of the Murmansk region have a serious affect on the environment. Environmental safety issues are particularly relevant in the mining and processing of minerals, storage of mining waste in the Arctic zone of the Russian

* Работа выполнена в рамках темы НИР № 0226-2019-0047, частично поддержана средствами грантов РФФИ №18-05-60142 Арктика и №19-05-50065 Микромир

Federation. The sustainable development definition in relation to the mining complex is given. The concepts of the best available technologies, circular economy, “green growth” are considered in terms of its contribution to sustainable development.

Мурманская область является регионом с крупнейшими предприятиями горнопромышленного комплекса Российской Федерации: КФ АО «Апатит», АО «Кольская ГМК», АО «Олкон», АО «Ковдорский ГОК», АО «Северо-Западная Фосфорная Компания», ООО «Ловозерский ГОК». Они обеспечивают преобладающую часть потребности страны в фосфатных рудах, циркониевом сырье (бадделеите), ниобии, тантале, редкоземельных металлах. Кроме этого, ведется добыча и переработка медно-никелевых руд, нефелинового и керамического сырья, железных и хромовых руд, облицовочного камня и строительных материалов. Вместе с тем, деятельность предприятий оказывает сильнейшее негативное воздействие на окружающую среду. Вопросы экологической безопасности при добыче и переработке полезных ископаемых, хранении горнопромышленных отходов в условиях Арктической зоны Российской Федерации приобретают особую актуальность.

Основными проблемами современного состояния минерально-сырьевой базы региона являются:

1. Выработка приповерхностных частей месторождений традиционных видов сырья. Увеличение затрат, в связи с переходом к отработке глубоких горизонтов. Истощение запасов в эксплуатируемых месторождениях, ухудшение горнотехнических условий на глубоких горизонтах и связанное с этим увеличение затрат и рисков для предприятий. Ухудшение качества добываемых руд и усложнение условий их разработки.
2. Недостаточная развитость инфраструктуры и удаленность перспективных месторождений от действующих предприятий и экономически освоенных районов.
3. Проблемы с реализацией отдельных видов минерального сырья.
4. Кризис воспроизводства минерально-сырьевой базы в результате резкого сокращения геологоразведочных работ (ГРР). Недостаточный уровень финансирования ГРР за счет средств Федерального бюджета и средств недропользователей.
5. Ослабление и разрушение геологоразведочной инфраструктуры региона, отток населения и нехватка квалифицированных инженерных и рабочих кадров.
6. Высокие административно-бюрократические барьеры. Несовершенство законодательной базы и системы лицензирования в геологоразведочной и добычной отраслях.

7. Плохо изученные последствия изменения климата в Арктике, которые разнонаправленно сказываются на работе горнопромышленного комплекса региона.
8. Ужесточение на глобальном уровне экологических норм и требований к системам корпоративной социальной ответственности предприятий добывающего сектора.

Дальнейшее развитие минерально-сырьевой базы региона может быть связано, прежде всего, с вовлечением в отработку платинометаллических руд месторождения Федорова Тундра, перовскит-титаномагнетитовых руд (Центральный участок Африкандовского месторождения).

Понятие «устойчивое развитие» широко используется в лексиконе политиков, бизнесменов и ученых во всем мире на протяжении более чем 30 лет. Устойчивое развитие – это развитие, при котором нынешние поколения удовлетворяют свои потребности, не лишая будущие поколения возможности удовлетворять собственные нужды, собственные потребности. Для горной промышленности это подразумевает непрерывную разведку полезных ископаемых, внедрение технологических инноваций и восстановление состояния окружающей среды. С целью улучшения экологического состояния в устойчиво развивающейся горной промышленности важно систематически оценивать воздействие на окружающую среду добычи и переработки полезных ископаемых с точки зрения оценки жизненного цикла предприятий. Внедрение этих методов позволяет не только продлить сроки деятельности производств, но и снизить воздействие на окружающую среду и здоровье человека.

Устойчивое развитие горных предприятий на основе баланса между экономическими, социальными и экологическими аспектами деятельности основано на соблюдении ими принципов концепций наилучших доступных технологий (НДТ), циркулярной экономики и «зеленого роста».

Концепция наилучших доступных технологий обосновывает целесообразность внедрения технологий, которые характеризуются одновременно их экологичностью, демонстрируемой показателями воздействия на окружающую среду, и экономической эффективностью, определяемой превышением получаемых экономических выгод над затратами по внедрению и эксплуатации технологии.

Концепция циркулярной экономики, ориентированной на организацию замкнутых производственных циклов, трудно реализуема в условиях минерально-сырьевого комплекса, связанного с образованием большого количества отходов. Однако устойчивое развитие предприятий с использованием специальных управленческих технологий на современном этапе и в перспективе невозможно без повышения экологичности производства.

Концепция «зеленого роста» предполагает, что производство организовано таким образом, что генерирует не только экономические выгоды, но и улучшение состояния окружающей среды. В рамках концепции «устойчивого развития» концепция «зеленого роста» отвечает за пару экономика – экология. Проанализировано законодательство Российской Федерации и практика его применения для выявления механизмов, способствующих устойчивому развитию и устранению барьеров на пути внедрения данной концепции в горнопромышленном комплексе. Разработаны новые технологические решения для горных предприятий Мурманской области, направленные на снижение аэротехногенных выбросов, очистку сточных (шахтных) вод, переработку хвостов обогащения как техногенных месторождений, что позволяет, как минимизировать техногенные воздействия на окружающую среду, так и увеличить полноту использования минерального сырья. Таким образом, обосновывается целесообразность использования принципов «зеленого роста» для разработки политики экономического развития в Арктике.

ГЕОМЕТАЛЛУРГИЯ КАК ОСНОВА КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

Устинов И.Д.

Научно-производственная корпорация «Механобр-техника», Санкт-Петербург,
Российская Федерация, e-mail: ustinov_id@mtspb.com

Рассмотрен состав научных и инженерных представлений, называемых геометаллургия, и ее роли в комплексном использовании минерального сырья. Отражена выдающаяся роль И.Н. Плаксина в становлении геометаллургии и оценки ее роли в горно-металлургической индустрии.

Geometallurgy as the basis for the complex processing of mineral raw materials

Ustinov I.D.

The composition of scientific and engineering concepts, called geometallurgy, and its role in the complex use of mineral raw materials are considered. The outstanding role of I.N. Plaksin in the formation of geometallurgy and assessment of its role in the mining and metallurgical industry.

Геометаллургией в международной практике называют общность научных методов и представлений, объединяющих понятия о технологической типизации руд, прикладной минералогии, изучения технологических свойств руд и

собственно технологий их обогащения.

Можно сказать, что геометаллургия – это часть предметной онтологии, то есть явного описания множества объектов и связей между ними, в нашем конкретном случае относящихся к разнообразным видам природного минерального сырья, суммы технологий его изучения и переработки. Неотъемлемой частью геометаллургии являются наши знания об основном предмете изучения, а именно о рудах, минералах и минеральных ассоциациях их слагающих, о процессах их образования, а также о геолого-технологическом картировании месторождений.

Прикладная наука о переработке полезных ископаемых (Mineral process или Ore dressing) является признанным и самостоятельным разделом горной науки и базируется, в том числе, на знаниях и приемах исследований таких фундаментальных наук, как механика, физика твердого тела и силовых полей, физическая химия, минералогия.

В сферу интересов геометаллургии непременно входят понятия и методы прикладной минералогии (Applied mineralogy). Основоположниками прикладной минералогии являлась плеяда величайших ученых, начиная от «универсального человека» М.В. Ломоносова, европейских и российских академиков И.А. Брейтгаупта, Й.Я. Берцелиуса, В.М. Севергина, В.И. Вернадского, А.Е. Ферсмана и др.

Отдельным, сравнительно новым, по сравнению с фундаментальными дисциплинами, и очень важным разделом науки, теснейше связанным с проблемами обогащения руд и с прикладной минералогией, является технологическая минералогия (Process mineralogy). Технологическая минералогия выстроила связь между представлениями о генезисе минерального сырья, его структурными особенностями и технологическими свойствами. Она также связала особенности строения минералов и минеральных агрегатов с их физическими и физико-химическими свойствами, важными для процессов переработки руд.

Сопоставляя понятия и методы прикладной минералогии и технологической минералогии, необходимо отметить, что прикладная минералогия является в хорошем смысле консервативным предметом, изучающим объективные реальности – состав и физические свойства минералов и минеральных агрегатов.

Технологическая минералогия отличается временным, в какой-то степени субъективным подходом, прочно связанным с сегодняшним состоянием технологии и техники обогащения руд.

Поясним этот, возможно спорный тезис, классическими примерами из задач технологической минералогии. Если с помощью машины времени мы перенесем современные электронные микроскопы и микрозондовые рентгеновские

анализаторы в конец девятнадцатого века и продемонстрируем практикующему минералогу или горному инженеру образец гидрофильного вольфрамового минерала молибдошеелита с микровключениями продуктов его распада - молибденита, сообщающие молибдошеелиту гидрофобные свойства, то наши, не столь давние коллеги, вообще не поймут, почему это может быть важно в практическом плане – ведь они еще не имеют никакого понятия ни о флотации, ни о флотационных технологиях обогащения руд.

В другом случае, им совершенно не будет понятно, зачем изучать разновидности основного минерала железных руд - магнетита с немного пониженным содержанием атомов железа в кристаллической решетке и с микронными примесями силикатов, делающие невозможным получение из таких руд суперконцентратов для прямого металлургического восстановления железа. Ведь наши коллеги не задумываясь направляли богатые железные руды прямо в доменную печь без всякого измельчения и магнитной сепарации!

Роль технологической минералогии многократно возрастает на стадии геолого-технологического картирования как новых месторождений, так и участков месторождений с рудами перспективной добычи, и обеспечивающей формирование понятий о технологической типизации руд.

Наконец, неотъемлемой частью современной геометаллургии являются цифровые технологии, ныне охватывающие все виды человеческой деятельности, в том числе и горное дело.

Говоря о геометаллургии как о системной области науки о Земле, следует особо отметить пионерские заслуги в ее становлении Игоря Николаевича Плаксина, роль которого в этой сфере знаний, на наш взгляд, является недооцененной. Научные и философские взгляды Игоря Николаевича формировались в начале XX века в процессе работы под руководством фактического основателя науки технологическая минералогия академика Н.С. Курнакова.

Важнейшей особенностью начала XX века является то, что ключевые области мировой экономической деятельности становятся, как мы сказали бы сейчас, сферой высоких технологий. Это касается интересов как гражданских, так и военных областей – точного машиностроения, строительства, транспорта, связи. Все эти сферы требовали использования разнообразных сплавов цветных металлов, благородных металлов высокой чистоты и легированных сталей сложного состава. В совокупности это дало сильнейший импульс развитию геометаллургии.

В своих первых фундаментальных трудах «Обработка золотых руд» (1932) и «Металлургия золота, серебра и платины» (1935) И.Н. Плаксин, в то время еще совсем молодой человек, вероятно первый в мировой практике, осветил

совокупность научных и инженерных представлений геометаллургии на примере глубокой переработки сырья благородных металлов – начиная от изучения вещественного состава руд, методов их механического обогащения, и до глубокой химико-металлургической переработки.

Ближе к концу своей жизни Игорь Николаевич Плаксин сформулировал практически все положения геометаллургии в развернутых комментариях к первому изданию на русском языке труда Георга Бауэра, известного всему миру как Георгиус Агрикола, «О горном деле и металлургии в двенадцати книгах» (*De re metallica*).

Разумеется, в шестнадцатом веке свод знаний в области горного дела был сугубо эмпирическим и описательным, однако Георгиус Агрикола сумел сфокусировать свой труд на ключевых вопросах добычи, переработки и очистки минерального сырья.

В своих комментариях Игорь Николаевич Плаксин четко сформулировал важнейшие разделы труда Агриколы, которые и по сей день составляют практическую и инженерную основу всей горно-металлургической индустрии:

- описание важнейших типов месторождений металлов – жил, пластов, штокверков;
- выделение, как мы сейчас сказали бы, природных и технологических типов руд;
- методы вскрытия месторождений;
- проблемы рудничной вентиляции;
- маркшейдерские измерения;
- методы дробления, измельчения, просеивания, гравитационного обогащения рудного сырья;
- пирометаллургию руд, в первую очередь, руд железа, меди, свинца, олова, золота и серебра;
- разделительную плавку цветных металлов;
- пробирный анализ;
- выделение солей из «соков земли», то есть галлургию;
- экономику земельных отношений при разработке полезных ископаемых.

Таким образом, Игорь Николаевич Плаксин в середине 1960-х годов замкнул цикл своих естественно-научных и философских представлений в области научных и инженерных знаний, совокупность которых мы сегодня называем геометаллургией.

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ МИНЕРАЛОГИЯ В РЕШЕНИИ ПРОБЛЕМ КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ*

Ожогина Е.Г.¹, Котова О.Б.²

¹ Федеральное государственное бюджетное учреждение «Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья имени Н.М. Федоровского», Москва, Российская Федерация, *e-mail: ojogina@vims-geo.ru*

² Институт геологии имени академика Н.П. Юшкина Коми научного центра Уральского отделения Российской академии наук - обособленное подразделение ФИЦ Коми НЦ УрОРАН, г. Сыктывкар, Российская Федерация, *e-mail: obkotova14@gmail.com*

Технологическая минералогия становится фундаментом для решения современных проблем комплексной переработки минерального сырья, создавая научные и методические предпосылки. Важным элементом формирования минерально-сырьевой базы становится интеграция минералогических знаний и научно-технического прогресса освоения новых и нетрадиционных видов сырья.

How technological mineralogy can solve problems of integrated processing of mineral raw

Ozhogina E.G., Kotova O.B.

Technological mineralogy is becoming the foundation for solving modern problems of complex processing of mineral raw materials, creating scientific and methodological prerequisites. The integration of mineralogical knowledge and technological progress is an important element for mineral resource base formation in the development non-traditional types of raw materials.

Освоение минерально-сырьевых объектов твердых полезных ископаемых в большинстве случаев связано с трудностями, обусловленными природными факторами, что определяет современные позиции технологической минералогии (ТМ). В мире стремительно сокращаются запасы легкодоступных, выходящих на поверхность богатых руд и нерудного сырья. В этой ситуации современные позиции ТМ четко соответствуют определению В.И. Ревнивцева (1982), подчеркнувшего, что «в повышении эффективности технологии переработки минерального сырья особая роль принадлежит технологической минералогии. Она составляет фундамент, без которого на современном уровне невозможен целенаправленный научный поиск как принципиально новых путей развития, так и совершенствования технологии переработки минерального сырья».

Развитие минерально-сырьевой базы (МСБ) за счет открытия крупных и богатых сырьевых объектов в ближайшей перспективе маловероятно. Руды характеризуются сложными горно-геологическими и ландшафтно-

* Работа проводится при поддержке РНФ (проект № 21-47-00019)

«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья»

климатическими условиями залегания и отличаются полиминеральным составом, комплексностью, вариационным гранулярным составом, дисперсностью. Очевидно, что ученые, инженеры и технологи мотивированы разработкой экономически выгодных и экологически приемлемых вариантов комплексной переработки минерального сырья.

Понятие “комплексная переработка” было введено А.Е. Ферсманым в 1931 году как основа решения рационального освоения природных и техногенных месторождений полезных ископаемых, которые наряду с основными содержат сопутствующие ценные компоненты. При этом понятия «комплексность» и «глубина переработки» распространяются не только на решение геолого-технологических задач, но и на получение конкурентных товаров, востребованных в сфере потребления минерально-сырьевой индустрии и других производств. Следует отметить, что с 1990 года проблема комплексной переработки минерального сырья рассматривается в рамках концепции «устойчивого, экологически безопасного промышленного развития и утверждена резолюцией Генеральной Ассамблеи ООН.

Основными проблемами развития МСБ исследователи называют ее “истощение, недоразведанность, необеспеченность современной проектной документацией, несовершенство технологий добычи и переработки”. Роль же минералогических изысканий в лучшем случае занижается, в то время как именно детальный минералогический сценарий определяет судьбу рудных и нерудных минералов разного генезиса в комплексном освоении минерального сырья, расширяя понятие “комплексность” [1-6].

Значительное внимание уделяется труднообогатимым рудам, нетрадиционным видам сырья природного и техногенного генезиса [5,6]. Из положений «Стратегии развития промышленности России по обработке, утилизации и обезвреживанию отходов производств и потребления на период до 2030 г.», планов ее реализации следует востребованность ТМ, методы которой позволяют выявлять закономерности концентраций полезных элементов и распределения их по фазам в природных и техногенных системах, прогнозировать поведение полезных ископаемых в процессах обогащения и передела, определять качество ожидаемых продуктов, оценивать возможные последствия переработки сырья и методы их ликвидации.

Для уменьшения барьеров и рисков освоения твердых полезных ископаемых в условиях устойчивого развития регионов предусматриваются технологические критерии выбора перспективных минерально-сырьевых объектов. Важную роль при этом играет методология выбора перспективных ранее недооцененных по различным причинам природных и техногенных месторождений с целью их переоценки с последующим освоением, включая минералогическое

сопровождение для обоснования индустриальной значимости.

ТМ вооружена комплексом современных физических методов, сочетание которых способствует решению задач различной сложности. Для получения точной достоверной информации о горной породе, руде, продуктах их обогащения или любом другом тестируемом объекте ТМ предлагает методически обоснованный (сертифицированный) комплекс методов минералогического анализа в зависимости от поставленных задач.

В соответствии с действующими требованиями уже на ранних стадиях геологоразведочных работ желательно получить максимально возможную информацию о составе и строение полезных ископаемых, определяющую в дальнейшем судьбу промышленного освоения сырьевого объекта. Как показывает опыт, обойтись традиционными методами световой оптики и рентгенографического анализа в большинстве случаев невозможно. Тонкие особенности состава и строения руд и (или) горных пород требуют привлечения прецизионных методов анализа уже при изучении исходной руды [6].

Необходимо отметить, что в практике геологического изучения месторождений твердых полезных ископаемых минералогические исследования далеко не всегда носят системный характер, ограничиваются необходимым, но не достаточным объемом минералогических работ для оценки руд определенных участков месторождения, которые планируются под добычу и дальнейшую переработку. При этом руда на соседних участках этого же месторождения может иметь другие характеристики и, следовательно, технология ее переработки может оказаться неэффективной. Проблема не в технологической схеме, а в технологиях минералогического изучения объекта, используемых при картировании месторождений и методах (качестве) минералогических анализов.

Оперативная достоверная информация о морфоструктурных особенностях и составе руды, позволяющая оценить ее качество и технологические свойства, обеспечит эффективность технологических схем.

В качестве примера рассмотрим комплексные железные руды, отличающиеся высоким содержанием глинистого материала, которые нередко относятся к легированным природным рудам.

Промышленное освоение месторождений таких руд возможно при создании эффективных технологий переработки руд, позволяющих максимально полно извлекать железо, никель, хром в концентрат, получать хвосты с содержанием железа ниже кондиционного и обеспечивать утилизацию отходов добычи и переработки.

Природные особенности руд (присутствие руд нескольких типов, в зависимости от минерального состава, текстурных и структурных особенностей, вариационного распределения в них никеля, кобальта, хрома, образующих как

собственные минеральные фазы, так и входящие в структуру рудообразующих минералов в виде изоморфной примеси), диктуют необходимость глубокого минералогического изучения.

Достоверная информация не только о рудах в целом (текстурно-структурные признаки, минеральный и химический состав), но и о конкретных минералах (гранулярный состав, характер взаимоотношения минералов, форма нахождения полезных металлов и пр.) является основой создания современных эффективных технологий переработки комплексных железных руд.

В последние десятилетия отмечается явный прогресс в совершенствовании методов минералогического анализа, появились новые методы, заимствованные из смежных областей знаний и адаптированные к решению прикладных минералогических задач.

В комплекс методов минералогических исследований, проводимых при технологических работах, нередко включаются частные методы, ранее не востребованные или мало востребованные в этой области. Это прежде всего спектроскопические методы: рентгеновская, фотоэлектронная, ядерная гамма-резонансная (мессбауэровская), оптическая абсорбционная, инфракрасная и рамановская спектроскопия, все виды люминесценции, ЭПР, ядерный магнитный резонанс и ядерный квадрупольный резонанс.

Достоверность информации о связи раскрытия рудных минералов разного генезиса, их микростроения и реакционной способности, определяющих технологии переработки, обеспечивается форматом (единым международном стандарте, исключающем погрешность выявления технологических свойств за пределы допустимых). Метрологический контроль минералогических работ становится отдельным важным направлением в ТМ со своими целями, структурой и основой метрологического обеспечения с соблюдением требований системы контроля качества минералогических работ, включая регламенты контроля качества измерений, регламенты методик (создание и внедрение) количественного минералогического анализа, массовых анализов минералов, руд и горных пород, включая полуколичественные методы и, наконец, формирование средств метрологического контроля.

Оценивая в целом прикладные минералогические исследования в рамках технологических работ, следует отметить, что позиции ТМ постоянно усиливаются, отмечается явная тенденция к объединению минералогических, технологических, математических и других приемов и методов, особенно при работе с микро- и наноразмерными объектами, всегда требующими специальных подходов. Формирование стратегии и тактики методов и приемов исследовательских инструментов нового поколения способствуют более глубокому пониманию взаимосвязей минеральных фаз и вытекающих из них

пространственных и временных закономерностей сосуществования минералов в горных породах, рудах и других природных и техногенных образованиях. При изучении сложных минеральных систем все чаще используются информационные технологии «*big data*».

Стремительно прогрессирующие IT-технологии, по-видимому, являются основой инновационных решений проблем комплексного освоения минерального сырья методами технологической минералогии, особенно если речь идет о системе многочисленных минеральных видов, которые сосуществуют в бесчисленных комбинациях в различных месторождениях.

Нехватка кадров минералогических специальностей порождает тенденцию реализации минералогических изысканий (аналитики) работниками с базовым образованием в смежных областях: обогащение, металлургия, физика, химия, и другие, что, конечно, сказывается на качестве результатов характеристики минералов и руд, на их толкование.

Кадровый дефицит, который связывается с сокращением (или закрытием) профильных кафедр в ВУЗах, мотивируют многие организации переходить на различные формы обучения и повышения квалификации специалистов, работающих в области прикладной минералогии.

В заключение следует отметить, что наряду с объективными причинами, обусловленными природными особенностями твердых полезных ископаемых, условиями их залегания, непосредственно влияющими на качество их минералогического изучения, а также в целом на эффективную комплексную переработку, включающую извлечение полезных минералов и сопутствующих минеральных компонентов, использование отходов добычи и переработки, существуют субъективные факторы. Это прежде всего аппаратное и методическое обеспечение организаций, выполняющих минералогические и аналитические анализы, проводящих технологические испытания, квалификация специалистов. Именно эти задачи требуют первоочередного решения.

Список использованных источников

1. Минералого-технологическая оценка новых видов минерального сырья: сборник статей по материалам докладов XII Российского семинара по технологической минералогии / под ред. В. В. Щипцова. – Петрозаводск: КарНЦ РАН, 2019. 117 с.
2. Инновационные процессы комплексной переработки природного и техногенного минерального сырья (Плаксинские чтения–2020): Материалы Международной конференции. Апатиты: ФИЦ КНЦ РАН, 2020.
3. Пирогов Б.И., Ожогина Е.Г. Принципы и методы технологической минералогии при переработке твердых полезных ископаемых // Вестник геонаук. 2020. № 2 (302). С.11–14.
4. Ozhogina, E.G., Kotova, O.V. New methods of mineral processing and technology for the progress of sustainability in complex ore treatment // IMPC 2018 – 29th International

- Mineral Processing Congress. 2019. Moscow. Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum (2-s2.0-85059377649) P. 32-40.
5. Ozhogina E.G., Kotova O.B., Yakushina O.A., Zhukova V.E. On the possibility of secondary use of mining wastes // *Geoecology. Engineering geology, hydrogeology, geocryology*. 2020. № 2. P. 58–63.
 6. Котова О.Б., Ожогина Е.Г. Технологическая минералогия: прогнозная оценка качества нетрадиционного сырья, перспективы его использования // *Инновационные процессы комплексной переработки природного и техногенного минерального сырья (Плаксинские чтения–2020): Материалы Международной конференции*. Апатиты: ФИЦ КНЦ РАН, 2020. С. 4–6.

НИЗКОРАЗМЕРНЫЕ СТРУКТУРЫ БЛАГОРОДНЫХ И ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ И МЕТОДЫ ИХ СЕЛЕКТИВНОЙ СЕПАРАЦИИ*

Александрова Т.Н., Афанасова А.В., Николаева Н.В.

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Санкт-Петербургский горный университет»,
Санкт-Петербург, Российская Федерация, *e-mail: Aleksandrova_TN@pers.spmi.ru,*
Afanasova_AV@pers.spmi.ru, Nikolaeva_NV@pers.spmi.ru

Актуальность работы обусловлена тенденцией увеличения доли добычи и переработки низкокачественного минерального сырья. В работе представлена разработка технологии извлечения низкоразмерных структур благородных и цветных металлов с применением микроволновой обработки.

Low-dimensional structures of noble and non-ferrous metals and methods of their selective separation

Aleksandrova T.N., Afanasova A.V., Nikolaeva N.V.

The relevance of the work is due to the tendency of increasing the share of extraction and processing of low-quality mineral raw materials. The paper presents the development of the technology of extraction of low-dimensional structures of noble and non-ferrous metals using microwave treatment.

Во всем мире наблюдается тенденция увеличения доли добычи и переработки низкокачественного минерального сырья, но, объем их добычи и переработки до сих пор остается низким. Оснований для того несколько: высокие затраты на добычу и транспортировку, несовершенство технических средств и технологические трудности обогащения и переработки упорного и низкокачественного минерального сырья.

* *Работа выполнена при поддержке РФФ (проект № 19–17–00096)*

В связи с истощением запасов легкообогатимого сырья и для компенсации растущего дефицита высококачественного минерального сырья стратегией развития горнодобывающей промышленности России предусмотрено вовлечение в эксплуатацию новых и нетрадиционных типов месторождений. Примерами таких месторождений являются месторождения углеродистого сырья (черносланцевое сырье, упорные сульфидные углеродсодержащие руды, импактиды и др.), содержащих углерод различной степени метаморфизма.

На основе использования самых современных минералогических, физических, ядерных и химических методов исследования состава, структуры и свойств углеродистого сырья на микро- и наноуровне с максимальной достоверностью был определён состав продуктивного минерального вещества, физико-химические и термодинамические закономерности разделения ценных минеральных компонентов и основные технологические процессы получения готовой продукции для валоризации нетрадиционного углеродистого минерального сырья.

Одной из возможных причин сложности обогащения углеродистого сырья является тонкая вкрапленность в графит, что может быть решено за счет использования процесса флотации. На рисунке 1 представлен минералогический состав исследуемых образцов руды.

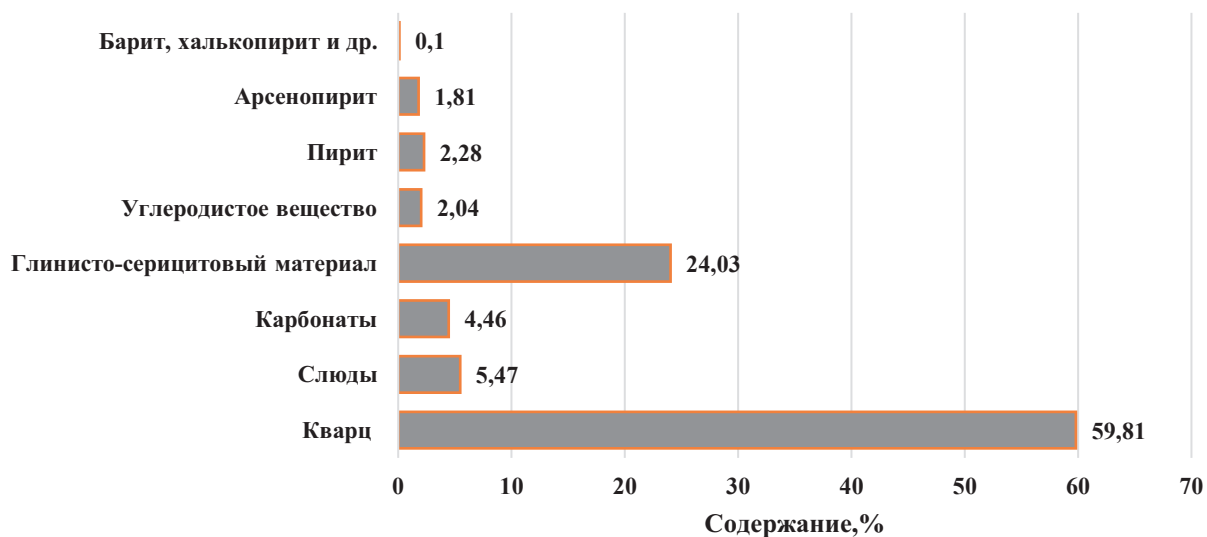


Рисунок 1. Минералогический состав исследуемых образцов руд

Для исследуемых руд получено, что основными рудными минералами являются пирит и арсенопирит, барит, халькопирит и другие минералы присутствует в незначительных количествах, основными породообразующими являются кварц, слюда, карбонаты и глинисто-серицитовый минералы.

Контрастность поверхностных свойств минералов, обладающих близкими

«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья»

технологическими свойствами, может быть повышена за счет применения различных энергетических воздействий (МЭМИ, МИО, СВЧ, электрохимическая обработка и др.) на последовательных стадиях трансформации сырья, регулирования условий кондиционирования пульпы (продолжительность и интенсивность перемешивания, тепловая обработка пульпы), а также посредством разработки и использования селективных реагентных режимов. На рисунке 2 представлены результаты по укрупнению низкоразмерных индивидов частиц благородных металлов с применением микроволновой обработки.

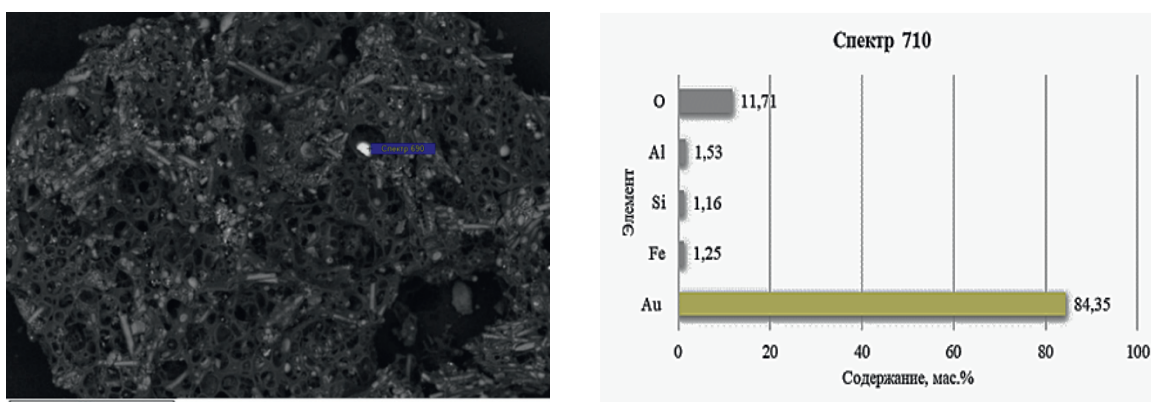


Рисунок 2. Результаты анализа продуктов микроволновой обработки (слева) с данными по соответствующим спектрам (справа)

Анализ данных, представленных на рисунке 2 подтверждает возможность укрупнения низкоразмерных частиц благородных металлов с применением микроволновой обработки.

Особенность флотации как метода извлечения благородных и редких металлов — это возможность извлечь в концентрат ценные металлы не только в самородной свободной форме, но и находящиеся в тесной ассоциации с сульфидами и углеродом. Флотация с использованием интенсифицирующих воздействий позволила перевести в концентрат даже низкоразмерные структуры благородных и редких металлов, которые не извлекаются обычными приемами цианирования, гравитационного обогащения и амальгамации.

Одним из способов повышения эффективности флотационного процесса обогащения является предварительная модификация добавки, которая вводится дополнительно к основным реагентам агломерата - «носителя». Для интенсификации процесса флотационного обогащения извлечения с «носителем» было использовано факторное планирование для обоснованного реагентного режима — изоамиловый спирт в качестве пенообразователя и триоктиламин в качестве собирателя. В качестве параметров варьирования были выбраны расход собирателя и вспенивателя. Полученные графические зависимости представлены

на рисунке 3.

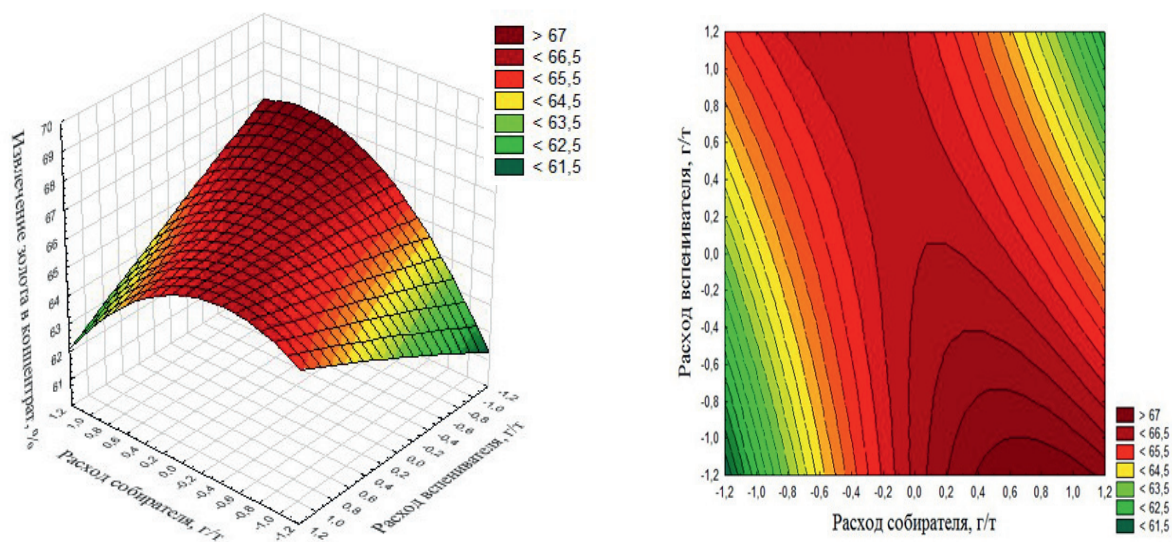


Рисунок 3. Поверхность отклика (слева) и карта линий уровня (справа) для извлечения золота в концентрат от расхода собирателя и вспенивателя

На основании анализа полученных данных определены расходы реагентов для максимизации извлечения благородных металлов в пенный продукт расход собирателя ТОА 455 г/т, расход вспенивателя изоамилового спирта 75 г/т. На основании проведенных исследований разработана технология извлечения низкоразмерных структур благородных и цветных металлов на основе применения физико-энергетических методов воздействия и применения флотационных методов извлечения ценных компонентов с модифицированным «носителем».

НАУЧНОЕ ОБОСНОВАНИЕ ПЕРСПЕКТИВНЫХ РЕАГЕНТОВ ДЛЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ТОНКОВКРАПЛЕННОГО ЗОЛОТА ИЗ ТРУДНООБОГАТИМЫХ РУД И ТЕХНОГЕННЫХ ПРОДУКТОВ

Матвеева Т.Н.

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр им. академика В.Н. Мельникова Российской академии наук (ИПКОН РАН), Москва, Российская Федерация, e-mail: tmatveyeva@mail.ru

Представлены результаты выполняемых в ИПКОН РАН в рамках научной школы академика РАН В.А. Чантурия исследований по разработке и обоснованию новых селективных реагентов направленного действия для извлечения тонковкрапленного золота из упорных руд и техногенных продуктов.

Scientific substantiation of perspective reagents for the recovery of finely disseminated gold from refractory ores and technogenic products

Matveeva T.N.

The results of the research carried out at IPKON RAS in the framework of the scientific school of Academician V.A. Chanturiya on the development and substantiation of new selective reagents of directed action towards gold recovery from refractory ores and by-products are presented.

На современном этапе развития минерально-сырьевой базы благородных металлов как в России, так и за рубежом важную роль играет более широкое вовлечение в эксплуатацию труднообогатимых руд и техногенных продуктов. Основные технологии их переработки включают комбинированные схемы, обеспечивающие интенсивную предварительную подготовку руды, тонкое и сверхтонкое измельчение. Одним из радикальных инновационных решений для интенсификации процесса обогащения такого типа сырья признано создание эффективных реагентов для флотации тонких классов благородных металлов, селективной депрессии не содержащих золота сульфидов (пирита, пирротина, арсенопирита) и породных минералов.

На отечественных предприятиях, как правило, используют традиционные флотационные реагенты – ксантогенаты и дитиофосфаты, реже дитиокарбаматы и тионоккарбаматы, синтетические модификаторы и депрессоры как российского, так и зарубежного производства. Крупнейшим российским производителем ксантогенатов и карбамата МН является Волжский Оргсинтез, Квадрат Плюс производит несколько видов дитиофосфатов. Широкий спектр собирателей и модификаторов выпускают зарубежные компании Cytec (США), Solvay (Бельгия), Clariant (Швейцария). Отмечается возрастающий рост зарубежных публикаций по изучению механизма действия и создания новых композиций реагентов для флотации руд цветных металлов и золота [1-4]. В России вопросам подбора селективных собирателей и выяснению механизма их действия уделяется все большее внимание. В ИПКОН РАН, НИТУ «МИСиС», «Гинцветмет», ВИМС, АО «Иргиредмет», ИРННТУ, СФУ, ГоИ КНЦ РАН и др. проводятся целенаправленные исследования по поиску и экспериментальному обоснованию новых селективных собирателей к золоту и сульфидам цветных металлов [5-9].

Выполняемые в ИПКОН РАН исследования в рамках научной школы академика РАН В.А. Чантурия позволили разработать и обосновать новые селективные реагенты - собиратели (модифицированный дитиокарбамат ДЭДТКм, ОПДТК, ДБДТК, дитиофосфинат ДИФ, термочувствительные полимеры) и растительные модификаторы, обладающие комплексообразующими

свойствами по отношению к благородным металлам и обеспечивающие прирост извлечения ценных компонентов на 7-10% при флотации золотосодержащих минералов [10-13].

Целью данной работы является обоснование новых видов флотационных реагентов и их композиций для извлечения тонковкрапленного золота из труднообогатимых руд и техногенных продуктов на основе использования оригинальных методик исследования и развития представлений о механизме формирования адсорбционного слоя на золотосодержащих минералах в условиях флотационного процесса.

Исследование и разработка новых флотационных реагентов избирательного действия базируется на фундаментальных исследованиях с использованием современных физических и физико-химических методов анализа с высокой разрешающей способностью, новых методических подходов для изучения состава, структуры и свойств минеральных объектов на микро- и наноуровне, фазовых и химических преобразований минералов при формировании адсорбционного слоя на минеральных частицах.

В качестве объектов исследованы мономинеральные фракции золотосодержащих сульфидных минералов (пирит, халькопирит, арсенопирит) и пробы руды золоторудных месторождений России (Олимпиадинское, Наталкинское, Сухой Лог).

Исследования проводятся с применением комплекса современных методов микроскопии - сканирующей электронной (LEO 1420VP, Carl Zeiss) и лазерной микроскопии (KEYENCE VK- 9700, Shimadzu), рентгенофлуоресцентной спектроскопии (ARL ADVANT'X), ICP –MS (Agilent 725 ICP-OES, Agilent Technologies), рентгеновской дифрактометрии (ДРОН-2.0, XRD 7000, Shimadzu), потенциометрии, титриметрического анализа, методов математической статистики.

Проведенные в ИПКОН РАН исследования по разработке новых видов реагентов для извлечения золота показали, что собиратели класса дитиокарбаматов, такие как модифицированный диэтилдитиокарбамат ДЭДТКм и входящий в его состав тиоэфир дитиокарбаминовой кислоты ОПДТК являются эффективными собирателями для извлечения золота из упорных руд. Реагенты этого класса более селективны по сравнению с ксантогенатом по отношению к золотосодержащим минералам [11-13]. Дитиокарбаматы, в молекулах которых карбодитиовая группа связана с атомом азота N-C(S)SH, обладают ценными аналитическими свойствами, позволяющими применять их как реагенты различного целевого назначения, например для группового концентрирования р- и d-элементов, образующих сульфиды, экстракционного разделения близких по химическим свойствам элементов этой группы, избирательного и

чувствительного определения отдельных ионов экстракционно-фотометрическими, электрохимическими, радиометрическими и другими методами [14].

В связи с тем, что одним из наиболее важных условий эффективной флотации золотосодержащих сульфидов является формирование гидрофобного слоя собирателя на поверхности извлекаемых минералов, особое внимание уделено исследованию процесса комплексообразования реагентов с Au, характеру закрепления и степени покрытия, а также условиям, обеспечивающим устойчивую адсорбцию реагентов на поверхности минералов в условиях флотации.

Впервые методами УФ-спектрофотометрии, лазерной и электронной микроскопии установлено, что морфолиндитиокарбамат МДТК и S-цианэтил N, N-диэтилдитиокарбамат ЦЭДЭТК образуют устойчивые соединения с Au в растворе и на поверхности золотосодержащих сульфидов в условиях флотации, что позволяет предложить их в качестве новых селективных собирателей для извлечения золота из упорных руд [20].

Морфолиндитиокарбамат МДТК применяют для фотометрического определения Cu, Co, Ni и Au. Комплекс МДТК с Au определяют в 2 М HCl, измеряя оптическую плотность раствора при длине волны 317 нм (коэффициент экстинкции $\epsilon = 37250$) [14]. Нами был получен комплекс МДТК с Au при смешивании раствора МДТК с $H[AuCl_4]$ в объемном соотношении 1:1, образование которого подтверждено появлением ярко выраженных пиков поглощения при 276, 313 нм в УФ-спектре, которых нет в спектрах исходных веществ [13]. Кроме этого, методами сканирующей аналитической электронной и лазерной микроскопии была установлена адсорбция МДТК на халькопирите, и количественная оценка площади покрытия поверхности халькопирита реагентом МДТК с применением авторской методики [13] показала, что халькопирит практически полностью покрыт реагентом, в отличие от арсенопирита и пирита [20], присутствие которых в медном концентрате снижает его качество по содержанию мышьяка и железа.

В тоже время на арсенопирите с низкоразмерным золотом (светлая поверхность с мелкими белыми точками, рисунок 1a) видны характерные сероватые участки с адсорбированными тонкими дискретными пленками и темными геометрическими кристаллоподобными новообразованиями реагента МДТК (X-ray спектр на рисунке 1b). Активное закрепление реагента, обладающего гидрофобными свойствами, на золотосодержащем арсенопирите может обеспечить повышение извлечения золота из золотомышьяковых руд.

Сравнение флотационной активности новых реагентов по отношению к природному арсенопириту и арсенопириту с низкоразмерным золотом показало,

что золотоносный минерал наиболее активно переходит в пенный продукт флотации. При использовании МДТК в сочетании с бутиловым ксантогенатом БутКс (1:1) выход арсенопирита с золотом возрастает до 60 – 70% по сравнению с 30% выходом природного арсенопирита (рисунок 1с).

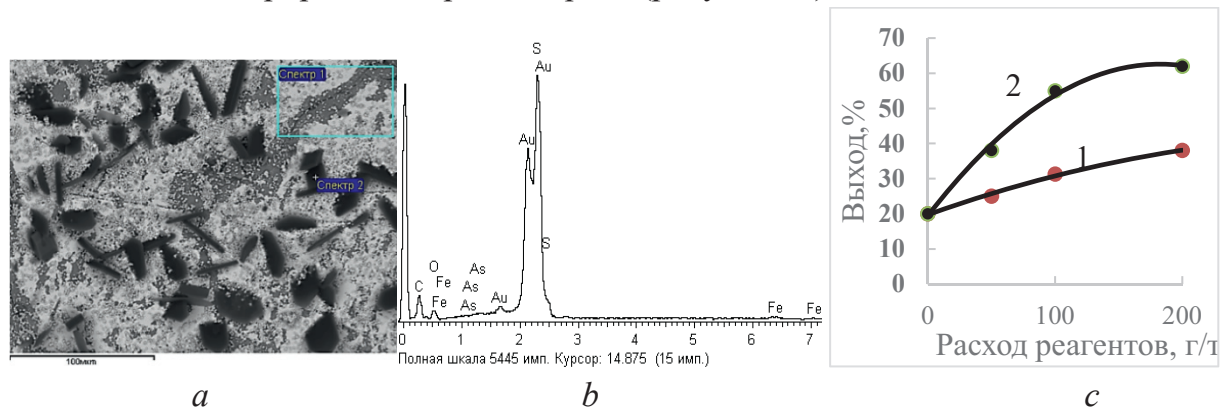


Рисунок 1. ASEM снимок (a) и энергодисперсионные (X-ray) (b) спектры участков поверхности шлифа арсенопирита с низкоразмерным Au после воздействия реагента МДТК (LEO 1420VP); флотация природного арсенопирита (1) и с Au (2) комбинацией реагентов МДТК и БутКс (1:1) – (с)

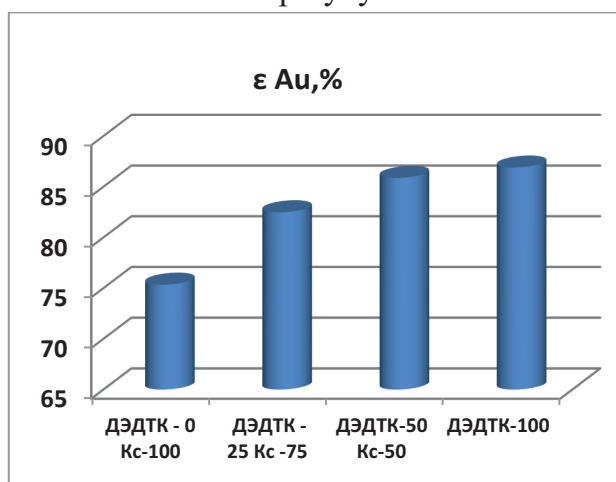
Способность S-цианэтил N, N-диэтилдитиокарбамата (ЦЭДЭТК) к образованию комплекса с Au в растворе была установлена УФ-спектрофотометрией по максимумам поглощения при 254 и 318 нм [13]. Более того, в условиях мономинеральной флотации халькопирита выход минерала в пенный продукт при использовании ЦЭДЭТК в 2 раза выше по сравнению с бутиловым ксантогенатом. Флотируемость не содержащего золота арсенопирита при этом значительно ниже. Следовательно, применение ЦЭДЭТК может оказать положительный эффект при флотационном получении Au-Cu концентратов с пониженным содержанием As.

Ранее нами было установлено, что применение неионогенного тиоэфира дитиокарбаминовой кислоты в составе комбинированного реагента ДЭДТКм улучшает условия контакта основного анионного собирателя с поверхностью минерала и, благодаря способности к образованию труднорастворимого в воде соединения с золотом, обеспечивает селективную флотацию золотосодержащего сульфидного минерала. В тоже время, разделение золотосодержащих пирита и арсенопирита может быть обеспечено введением таннинсодержащего модификатора, который избирательно закрепляется на арсенопирите, образуя гидрофильное соединение с железом (III) на поверхности минерала. Новая комбинация реагентов позволила повысить селективность разделения золотосодержащих пирита и арсенопирита (Патент РФ № 2397025) и снизить содержание мышьяка в пиритном концентрате.

«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья»

Укрупненные лабораторные испытания реагентных режимов с применением дитиокарбаминных солей и эфиров на золотосодержащих рудах Олимпиадинского и Наталкинского месторождений экспериментально подтвердили эффективность применения новых композиций реагентов с получением экономического эффекта от их внедрения.

На примере руды Олимпиадинского месторождения показано, что замена 25% расхода бутилового ксантогената на диэтилдитиокарбамат привела к росту содержания золота в концентрате с 15 до 18 г/т и повышению извлечения с 76 до 84%. Увеличение доли ДЭДТК и снижение БутКс до 50% каждого в общем расходе собирателей обеспечило дальнейшее повышение качества концентрата и извлечения в него золота. Максимальный прирост технологических показателей был достигнут при полной замене ксантогената на ДЭДТК (100 г/т) с повышением извлечения Au на 10% при улучшении качества по Au на 8 г/т (рисунок 2).



*Рисунок 2. Результаты
флотации Au руды
Олимпиадинского
месторождения ДЭДТК и Кс*

В качестве альтернативных реагентов для извлечения золота и сурьмы в равноименные концентраты предложены комбинированный диэтилдитиокарбамат (ДЭДТКк) в сочетании с таннинсодержащим модификатором. Данные реагенты, благодаря комплексообразующим и восстановительным свойствам, изменяют гидрофобно-гидрофильное состояние поверхности сульфидных минералов [12]. Эффективное выделение стибнита в пенный продукт при селекции коллективного золотосурьмяного концентрата предложенной композицией реагентов подтверждено получением сурьмяного концентрата с пониженным содержанием мышьяка.

Исследование флотационной активности реагентов ДЭДТКм и ДБДТК с целью извлечения тонкого золота из отвальных продуктов флотации выполнено на хвостах переработки полиметаллических руд Новоширокинского месторождения. По действующей технологии флотации на ОАО «Новоширокинский рудник» потери золота с хвостами флотации достигают 18–20% [15], что связано неэффективностью реагентного режима с применением

ксантогената и высоких расходов (более 1 кг/т) реагентов-депрессоров (сульфата цинка, бисульфита натрия и извести) для подавления флотации сфалерита и пирита.

Испытания импортного дитиофосфината Aerophine 3418 в цикле медно-свинцовой флотации, проведенные ЗАО НПО «РИВС», показали повышение извлечения Au в коллективный Cu-Pb-концентрат, однако, это привело к снижению качества по меди и свинцу за счет активной флотации пирита [15]. В то же время, избыточные количества депрессоров приводят к подавлению Au и вызывают потери драгоценного металла с хвостами флотации.

В результате проведенных экспериментов установлено, что применение ДЭДТКм в сочетании с бутиловым ксантогенатом БутКс (при расходах 10–20 г/т) приводит к повышению извлечения золота из хвостов контрольной флотации с 57 до 82,5% по сравнению с базовым режимом. Кроме этого, при использовании нового реагента отмечен рост извлечения серебра, свинца и цинка, обусловленный образованием устойчивого адсорбционного слоя ДЭДТКм на поверхности галенита и сфалерита. Максимальный эффект от применения новых реагентов с извлечением золота 85,6% был достигнут при замене 50% расхода БутКс на ДБДТК [13].

Таким образом, обоснована целесообразность создания новых видов отечественных флотационных реагентов направленного действия и совершенствования на их основе реагентных режимов, способных обеспечить получение дополнительного объема готовой продукции и сократить потери золота с хвостами обогащения.

Автор выражает глубокую признательность научным сотрудникам ИПКОН РАН Н.К. Громовой и Л.Б. Ланцовой, кандидатам геол.-минерал. наук Е.В. Копорулиной и В.А. Минаеву за помощь в проведении исследований.

Список использованных источников

1. L.T. Tjsseling, Q. Dehaine, G.K. Rollinson, H.J. Glass. Flotation of mixed oxide sulphide copper-cobalt minerals using xanthate, dithiophosphate, thiocarbamate and blended collectors // Minerals Engineering. Volume 138, July 2019. pp. 246-256.
2. Nguyễn Hoàng, Ly Danh Nguyen, Kyung-Duk Zoh, Sang-Woo Joo. Interaction between Diethyldithiocarbamate and Cu(II) on Gold in Non-Cyanide Wastewater. 2017. Sensors 17(11):2628
3. Ramesh Bala, P., P. Venkatesh, and A. Abdul Jabbar. 2014. Influence of Dithiocarbamate On Metal Complex and Thin Film Depositions // International Journal of Innovative Research in Science, Engineering and Technology 3(8):15301–309.
4. Priyanka Dhar, Thornhill M., Hanumantha Rao Kota. Investigation of Copper Recovery from a New Copper Deposit (Nussir) in Northern-Norway: Thionocarbamates and Xanthate-Thionocarbamate Blend as Collectors // Minerals, 2019, vol. 9. Iss. 2. 118.
5. Chanturiya V.A., Kondratiev S.A. Contemporary Understanding and Developments in

- the Flotation Theory of Non-Ferrous Ores // Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review. 2019. Vol. 40, № 6. pp. 390-401.
6. Соложенкин П.М. Развитие принципов выбора реагентов для флотации минералов сурьмы и висмута // Доклады академии наук РАН. 2016. Т. 466. № 5. С. 599-562.
 7. Рябой В.И. Производство и использование флотационных реагентов в России // Горный журнал. 2011. № 2. С. 49-53.
 8. Бочаров В.А., Игнаткина В.А., Чантурия Е.Л. Основные направления решения проблем комплексной переработки пиритных хвостов флотации медно-цинковых руд // Цветные металлы. 2011. № 12. С. 20-26.
 9. Yushina T.I., Purev B., D'Elia Yanes K.S., ect. Improvement of porphyry copper flotation efficiency with auxiliary collecting agents based on acetylene alcohols // Eurasian Mining. 2019. №1.
 10. Chanturia V.A., Ivanova T.A., Getman V.V., ect. Methods of minerals modification by the micro- and nanoparticles of gold and platinum for the evaluation of the collectors selectivity at the flotation processing of noble metals from the fine ingrained ores. Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review, 2015, (36).
 11. Матвеева Т.Н., Громова Н.К., Минаев В.А. Количественная оценка адсорбционного слоя комбинированного диэтилдитиокарбамата на халькопирите и арсенопирите методом измерения параметров рельефа поверхности // Цветные металлы. 2018. № 7. С. 27 – 32.
 12. Матвеева Т.Н., Громова Н.К., Ланцова Л.Б. Анализ комплексообразующих, адсорбционных и флотационных свойств дитиокарбаматов на основе циклических и алифатических аминов для флотации комплексных золотосодержащих руд // ФТПРПИ. 2020. №2. С.121-128.
 13. Матвеева Т.Н., Чантурия В.А., Громова Н.К., Ланцова Л.Б. Новые композиции реагентов для извлечения тонкого золота из отходов обогащения // Горный журнал. – 2019. – № 11.
 14. Бырько В. М. Дитиокарбаматы. — М.: Наука, 1984. — 342 с.
 15. Шумская Е. И., Сизых А. С. Повышение извлечения золота из полиметаллической руды Ново-Широкинского месторождения // Горный журнал. 2014. № 11. С. 44–48.

РАЗВИТИЕ ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ ТОНКОДИСПЕРСНОГО ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

Хетагуров В.Н., Гегелаишвили М.В.

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования Северо-Кавказский горно-металлургический институт (государственный технологический университет) – СКГМИ (ГТУ), г. Владикавказ, Республика Северная Осетия-Алания, Российская Федерация, e-mail: hetag@mail.ru

В статье представлены основные результаты исследований работы центробежной мельницы вертикального типа при размоле минерального сырья. Определено, что серийно выпускаемая центробежная мельница вертикального типа найдет свое эффективное применение на предприятиях по производству порошкообразных материалов.

Development of equipment for fine grinding of mineral raw materials

Khetagurov V.N., Gegelashvili M.V.

The article presents the main research results of the operation of a vertical centrifugal mill when grinding mineral raw materials. It has been determined that a serially produced vertical type centrifugal mill will find its effective application at enterprises for the production of powdery materials.

Тонкодисперсные порошкообразные материалы - один из важнейших нерудных материалов России. В промышленном производстве тонкодисперсных порошкообразных материалов чаще используют механический способ. Для диспергирования минерального сырья находят применение машины, отличающиеся способом воздействия на материал. В одном случае это может быть раздавливание, в другом – удар, истирание или их комбинация.

Измельчение, как технологическая операция, - фундамент, на котором базируется всё современное материальное производство. От качества и свойств порошкообразных материалов зависят сложность, материалоемкость и энергоёмкость процессов производства изделий. На процессы дробления и измельчения материалов расходуется более 20 процентов всей производимой в мире электроэнергии.

В мире зарегистрировано 110 тыс. месторождений минералов. На каждом из них построено предприятие, где используются в среднем по 5-10 шаровых мельниц, период замены этих мельниц составляет 8-12 лет. На долю шаровых мельниц приходится до 95 процентов мирового объёма переработки (включая и тонкое измельчение) сырьевых материалов. Но, несмотря на абсолютное лидерство среди агрегатов тонкого помола, используемых в многотоннажном производстве порошкообразных материалов, шаровым мельницам присущи и серьезные недостатки. Только от 2 до 20 процентов всей потребляемой энергии расходуется непосредственно на измельчение, остальная ее часть идет на преодоление сил трения, образование тепла, звуковых колебаний, вибрации и т.д. В результате проведенных исследований было установлено, что только каждый тысячный удар шара производит работу непосредственно по измельчению. И если грубый помол с получением частиц, размерами в сотые доли миллиметра, не вызывает серьезных затруднений, то при более тонком помоле коэффициент полезного действия шаровой мельницы снижается настолько, что ее дальнейшее использование становится экономически нецелесообразно.

Остальные 5 процентов рынка производства порошкообразных материалов, в основном, для сверхтонкого измельчения, занимают другие типы измельчительного оборудования, такие как струйные, планетарные, валковые,

«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья»

вихревые, вибрационные, бисерные, ударно-отражательные мельницы, дезинтеграторы. Однако эти мельницы и способы измельчения не получили широкого распространения из-за низких КПД и производительности, высокого удельного расхода электроэнергии, ограниченного ресурса и сложности организации выпуска порошков в промышленных масштабах.

В ФГБОУ ВО «Северо-Кавказский горно-металлургический институт (государственный технологический университет)» разработан способ самоизмельчения материалов (патент РФ № 2078613) и на его основе ряд центробежных мельниц вертикального типа (патенты РФ № 2084787, № 2142341, № 2376063).

Конструкция этих мельниц проста: вертикально расположенный цилиндрический корпус, внутри которого соосно установлен вал. На верхнем конце вала закреплен ротор в виде перевернутого полого усеченного конуса, в полости которого установлены радиальные перегородки, а нижний коней вала подсоединен к приводу. Характерным является также заполнение корпуса измельчаемым материалом, причем высота этого заполнения постоянна.

Режим измельчения обеспечивается постоянной загрузкой мельницы измельчаемым материалом и выгрузкой измельченного материала из рабочей зоны мельницы.

Практической реализацией этих решений являются промышленные центробежные мельницы вертикального типа МВ-1 диаметром ротора 1 м, изготовленные и реализованные предприятиям Российской Федерации в виде промышленной серии в количестве 20 экземпляров.

Основными преимуществами этих мельниц перед традиционно применяемыми шаровыми мельницами являются: возможность совмещения в одном агрегате операций мелкого дробления и измельчения и классификации измельченного продукта (исходная крупность до 80 мм), высокая эффективность на всех стадиях измельчения, от мелкого дробления до сверхтонкого помола, отсутствие воды в процессах измельчения, отсутствие мелющих тел, следовательно, низкий уровень железа в готовом продукте (менее 80 г/т), низкий удельный расход электроэнергии, высокая удельная производительность, малые габариты, простота конструкции и ремонтных операций, отсутствие специальных фундаментов, повышение поверхностной активности измельченного продукта и др.

В ходе выполнения теоретических и экспериментальных исследований было установлено:

1. Разработана математическая модель движения сыпучего материала в рабочем пространстве центробежной мельницы вертикального типа на основе уравнений гидродинамики Навье-Стокса.

2. Уточнена методика расчета потребляемой мощности, частоты вращения ротора и производительности мельницы от физико-механических характеристик измельчаемого сырья.

3. Исследована изнашиваемость и долговечность рабочих элементов центробежной мельницы в зависимости от частоты вращения ротора, высоты столба материала в корпусе мельницы и физико-механических характеристик измельчаемого сырья.

4. Исследована кинетика сухого измельчения в тесной взаимосвязи с конструктивными характеристиками мельницы (форма активной зоны измельчения, способ эвакуации продуктов размола) с одновременным анализом формы и размеров получаемых порошкообразных материалов.

5. Разработана методика эффективной эвакуации измельченного продукта из корпуса мельницы.

6. Разработана методика оценки влияния режимов работы центробежной мельницы на выходные параметры процесса измельчения материалов.

7. Разработаны рекомендации по разработке и проектированию различных вариантов компоновки рабочих элементов центробежных мельниц в зависимости от размеров исходного сырья и конечного продукта.

Серийно выпускаемая центробежная мельница вертикального типа найдет свое эффективное применение на предприятиях стройиндустрии, стекольных предприятиях, асфальтобетонных предприятиях, производствах по приготовлению порошкообразных материалов для раскисления почвы и позволит получить значительный эффект за счет снижения цены конечного продукта, простоты конструкции оборудования, простоты обслуживания и малых занимаемых производственных площадей.

ВЛИЯНИЕ НЕБЛАГОПРИЯТНОГО ЭКОЛОГИЧЕСКОГО СОСТОЯНИЯ ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ НА ЗДОРОВЬЕ НАСЕЛЕНИЯ

Заалишвили В.Б., Бурдзиева О.Г., Кануков А.С.

Геофизический институт – филиал федерального государственного бюджетного учреждения науки ФНИЦ «Владикавказский научный центр Российской академии наук», г. Владикавказ, Республика Северная Осетия-Алания, Российская Федерация,
e-mail: vzaal@mail.ru

Рассчитан индекс канцерогенного риска территории г. Владикавказа и построены соответствующие карты. Установлено, что чем ближе к промышленным предприятиям цветной металлургии и соответствующим ореолам загрязненностью почвы тяжелыми металлами, тем выше онкологическая заболеваемость населения.

Impact of adverse ecological state of the environment on population health

Zaalishvili V.B., Burdzieva O.G., Kanukov A.S.

The index of carcinogenic risk of the territory of Vladikavkaz was calculated and the corresponding maps were constructed. It has been established that the closer to industrial enterprises of non-ferrous metallurgy and the corresponding halos of soil contamination with heavy metals, the higher the oncological morbidity of the population.

Антропогенное загрязнение окружающей среды оказывает отчётливое воздействие на здоровье населения [1]. Неуклонный рост поступлений токсических веществ в окружающую среду, прежде всего, отражаются на здоровье населения. В условиях гористого рельефа проблема еще более обостряется из-за ограниченности и замкнутости пространства [2].

Большую опасность для почвенного покрова городской территории представляют загрязнители, выпадающие вблизи от источника загрязнения. Именно так проявляется загрязнение тяжелыми металлами, которые образуют техногенные геохимические аномалии, то есть участки повышенной концентрации металлов в почвенном покрове и растительности [3].

Загрязнение окружающей среды в Республике Северная Осетия-Алания происходит от стационарных и передвижных источников. К стационарным источникам относятся предприятия промышленности, которые в республике представлена такими отраслями как цветная металлургия, машиностроения и металлообработки, электроэнергетика, топливная промышленность, лесная и деревообрабатывающая промышленность, производство строительных материалов [4]. Основными стационарными источниками выбросов в атмосферу являются предприятия металлургической промышленности [5]. Большой вклад в загрязнение окружающей среды вносят передвижные источники, в частности автомобильный транспорт, количество которого из года в год растет быстрыми темпами.

Тяжелые металлы, поступая из почвы в растения и затем в организмы животных и человека, обладают способностью постепенно накапливаться. Наиболее токсичны ртуть, кадмий, свинец, мышьяк, отравление ими вызывает тяжелые последствия. Менее токсичны цинк и медь, однако загрязнение ими почв подавляет микробиологическую деятельность и снижает биологическую продуктивность.

На основе данных о содержании тяжелых металлов на территории города Владикавказа нами был рассчитан индекс канцерогенного риска для здоровья населения при воздействии химических веществ загрязняющих окружающую среду [6].

Применялась стандартная формула для расчета средней суточной дозы при ингаляционном воздействии химических веществ, попадающих в воздух из почвы (расшифровка всех параметров дана в таблице 1) [7]:

$$I = (Ca \times IR \times ED \times EF) / (BW \times AT \times 365) \quad (1)$$

Для перорального поступления использовалась следующая формула [7]:

$$I = Cs \times FI \times EF \times ET \times CF2 \times ((EDc \times IRc / BWc) + (EDa \times IRa / BWa)) / (AT \times 365) \quad (2)$$

Третий вариант поступления тяжелых металлов из почвы в организм человека – кожная экспозиция, рассчитанный по формуле 3 – дает значения индекса канцерогенного риска близкие к нулю.

$$DAD = (DAe \times EF \times ED \times EV \times SA) / (BW \times AT \times 365) \quad (3)$$

Индекс канцерогенного риска рассчитывался, как отношение средней суточной дозы при ингаляционном воздействии химических веществ, попадающих в воздух из почвы, к референтным концентрациям для хронического ингаляционного воздействия. Безопасными считаются значения меньше 1. По результатам исследования были построены карты индекса канцерогенного риска для территории г. Владикавказ.

На основе рассмотренного подхода был рассчитан общий уровень канцерогенного риска для территории г. Владикавказ за счёт поступления в организм человека тяжелых металлов из почвы, который значительно превышает безопасные значения. Как свидетельствуют многочисленные исследования, неблагоприятные экологические факторы, даже при невысоком уровне воздействия могут вызывать значительные расстройства здоровья людей. Маркером экологического неблагополучия является заболеваемость населения злокачественными заболеваниями.

Проведённые нами исследования влияния негативных факторов внешней среды на заболеваемость населения урбанизированной территорий г. Владикавказ и Алагирского района выявили взаимосвязь этих факторов и состояние здоровья населения. В связи этим, нами из поликлиник №№1, 3, 4, 5, 7 был отобран материал по заболеваемости населения злокачественными образованиями по различным районам г. Владикавказ [8].

Для обработки и последующего анализа полученных данных была разработана специальная база данных [9]. Формирующие параметры базы включали местожительство, пол, возраст больного, локализация поражения тела больного (головной мозг, гортань, желудок, женские половые органы, щитовидная железа, кишечник, кожа, кости, кровь, легкие, лимфоузлы, лицо, молочная железа, мужские половые органы, печень, почки, предстательная железа), всего 17 наименований (Ф.И.О. больных по этическим соображениям в

первичные данные не включены). Больные были разделены на несколько групп по возрасту до 20 лет, 20-29 лет, 30-39 лет, 40-49 лет, 50-59 лет, 60-69 лет и 70 лет и старше.

Полученные данные накладывались на цифровую карту-схему застройки территории города. Другими словами, в ГИС-технологиях на карте - схеме застройки города наносились места проживания (улицы, корпуса, их номера) больных, таким образом, прямо формируя распределение заболеваемости злокачественными образованиями по площади города.

По общепринятой методике поликлинического территориального районирования по границам обслуживания поликлиник были получены значения заболеваемости за разные годы, а также среднее значение за несколько лет. Установлено, что чем ближе к промышленным предприятиям цветной металлургии и соответствующим ореолам загрязненностью почвы тяжелыми металлами, тем выше онкологическая заболеваемость населения г. Владикавказа.

Была установлена зависимость процента заболевших от их возрастной группы с высокой степенью точности позволяющая определить число проявлений онкозаболеваний по разным возрастным группам в зависимости от общего количества заболевших. Кроме того, использование указанной зависимости позволяет прогнозировать число онкобольных в других возрастных группах и о количестве общего числа заболевших, основываясь на информации о заболеваемости только в одной возрастной группе, при этом точность возрастает при использовании значений для старших возрастных групп.

Для проверки полученной зависимости и установления распределения онкозаболеваний между возрастными группами была изучена онкозаболеваемость населения на территории Алагирского района. С помощью установленной зависимости было рассчитано ожидаемое число случаев онкозаболеваний для г. Алагир и проведено сопоставление с фактическими данными из которых следует, что различие между реальными и расчетными значениями не превышает 3% от общего количества онкобольных.

Список использованных источников

1. Бериев О.Г., Заалишвили В.Б., Бурдзиева О.Г. и др. Онкозаболеваемость населения г. Владикавказа и его взаимосвязь с различными факторами // Геология и геофизика Юга России. 2013. №3. С. 29-38
2. Бурдзиева О.Г., Бериев О.Г., Закс Т.В. и др. Взаимосвязь между распределением тяжелых металлов по урбанизированной территории и заболеваемостью онкологией // Известия Кабардино-Балкарского научного центра РАН. 2016. № 6 (74). С. 102-108.
3. Burdzieva O.G., Zaalishvili V.B., Beriev O.G., ect. Mining impact on environment on the North Ossetian territory //International journal of Geomate. T.10, V.19. 2016. P: 1693-1697

4. Заалишвили В.Б., Бериев О.Г., Бурдзиева О.Г. и др. Взаимосвязь между техногенной загрязненностью урбанизированной территории отходами горнодобывающей промышленности и заболеваемостью населения // Труды международной научно-практической конференции «Опасные природные и техногенные процессы на горных и предгорных территория Северного Кавказа». Владикавказ: ЦГИ ВНЦ РАН. 2010. С. 433-438.
5. Бурдзиева О.Г., Заалишвили В.Б., Бериев О.Г., Кануков А.С., Майсурадзе М.В. Влияние горнодобывающей деятельности на загрязнение окружающей среды. // Геология и геофизика Юга России. 2014. №4 т.2 . С. 8-13.
6. Бурдзиева О.Г., Заалишвили В.Б., Бериев О.Г. и др. Об экологических аспектах современной урбанизированной территории при сильных землетрясениях // Сейсмостойкое строительство. Безопасность сооружений. 2012. № 3. С. 62-67.
7. Руководство по оценке риска для здоровья населения при воздействии химических веществ, загрязняющих окружающую среду. - М: Федеральный центр госсанэпиднадзора Минздрава России, 2004. 143 с.
8. Заалишвили В.Б., Бурдзиева О.Г., Закс Т.В. и др. Изучение развития новообразований у жителей урбанизированной горной территории // В сб.: Молодые ученые в решении актуальных проблем науки, 2011. С. 148-152.
9. Заалишвили В.Б., Кануков А.С., Бурдзиева О.Г. Разработка базы данных заболеваемости взрослого населения г. Владикавказ новообразованиями // В сб.: Опасные природные и техногенные геологические процессы на горных и предгорных территориях Северного Кавказа. Центр геофизических исследований. 2010. С. 439-444.

СОВРЕМЕННЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ В ПРОЦЕССАХ ПЕРЕРАБОТКИ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

МОДИФИЦИРОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ АЛМАЗОВ И КОМПОНЕНТОВ РУДНОЙ ПУЛЬПЫ В УСЛОВИЯХ ПЕРЕРАБОТКИ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩИХ КИМБЕРЛИТОВ

Двойченкова Г.П.^{1,2}, Чантурия Е.Л.³

¹ Федеральное государственное бюджетное учреждение науки «Институт проблем комплексного освоения недр имени академика В.Н. Мельникова Российской академии наук» (ИПКОН РАН), Москва, Российская Федерация, *e-mail: dvoigp@mail.ru*

² Политехнический институт (филиал) федерального государственного автономного образовательного учреждения высшего образования «Северо-Восточный федеральный университет имени М.К.Аммосова» в г. Мирном, Российская Федерация,

³ Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Москва, Российская Федерация

Представлены результаты теоретических и экспериментальных исследований зависимости извлечения алмазов от технологических свойств минеральных компонентов и разделяющих сред в условиях липкостной, пенной, тяжелосредной и рентгенолюминесцентной сепарации алмазосодержащего сырья. Предложены способы модифицирования рудной пульпы и технологических свойств алмазов для повышения эффективности обогащения алмазосодержащих кимберлитов.

Modification processing properties of diamonds and components of the ore pulp in terms of processing diamond-bearing kimberlites

Dvoichenkova G.P., Chanturiya E.L.

The paper presents the results of theoretical and experimental studies of the dependence of diamond extraction on the technological properties of mineral components and separating media under conditions of sticky, foamy, heavy-medium and X-ray luminescent separation of diamond-containing raw materials. Methods are proposed for modifying ore pulp and technological properties of diamonds to increase the efficiency of enrichment of diamond-bearing kimberlites.

Кимберлитовые руды месторождений Западной Якутии обогащаются на алмазоизвлекательных фабриках АК «АЛРОСА» по близкой технологии, предусматривающей стадильностью схем, что обеспечивает максимальную полноту извлечения и сохранность алмазных кристаллов. Основная масса

алмазных кристаллов извлекается в процессах тяжелосредной (ТСС), рентгенолюминесцентной (РЛС), липкостной (ЛС) и пенной (ПС) сепарации, эффективность которых определяется технологическими свойствами алмазов, минералов кимберлита и разделяющих их сред.

В условиях снижения общемировых разведанных запасов алмазов и стабильного роста цен на алмазную продукцию перед предприятиями алмазодобывающей отрасли стоит проблема повышения полноты использования сырья и уровня добычи алмазных кристаллов.

Эффективность процессов ЛС и ПС обеспечивается природной гидрофобностью поверхности алмазных кристаллов. Низкие показатели извлечения алмазных кристаллов в этих процессах обогащения кимберлитовых руд обусловлены повышенными потерями алмазов с природно-гидрофильной поверхностью.

Эффективность и экономические показатели процесса ТСС зависят от стабильности свойств и коррозионной устойчивости ферросилиция, используемого в качестве утяжелителя в цикле приготовления ферросилициевой суспензии ТСС.

Эффективность процесса РЛС обусловлена соответствием значений интенсивности природной люминесценции извлекаемых алмазных кристаллов параметрам настройки рентгенолюминесцентных сепараторов.

Исследованиями ИПКОН РАН, выполненными под научным руководством академика Чантурия В.А., установлена эффективность физических, физико-химических и электрохимических методов модифицирования свойств минеральных компонентов и разделяющих сред в процессах переработки минерального сырья, в том числе алмазосодержащих кимберлитов: поверхностных свойств алмазов для условий липкостной и пенной сепарации; технологических свойств ферросилиция для условий тяжелосредной сепарации; люминесцентных свойств алмазов для условий рентгенолюминесцентной сепарации.

Задачи исследований заключались в опытной апробации комбинированных физических, физико-химических и электрохимических методов модифицирования свойств поверхности алмазов и ферросилиция для условий липкостной, пенной, рентгенолюминесцентной и тяжелосредной сепарации алмазосодержащего материала.

Объектами исследования являлись продукты обогащения алмазосодержащего сырья липкостной, пенной, рентгенолюминесцентной и тяжелосредной сепарацией на обогатительных фабриках АК «АЛРОСА», выделенные из этих продуктов кристаллы алмазов, а также гранулы

ферросилиция. Изучались:

- параметры и последовательность комбинированных электрохимических, тепловых и ультразвуковых воздействий на рудную алмазосодержащую пульпу в процессах липкостной и пенной сепарации; особенности поверхности алмазов и показатели их извлечения в исследуемых условиях;
- свойства алмазов и минералов в процессе рентгенолюминесцентной сепарации алмазосодержащего материала в условиях модифицирования их поверхности люминофорсодержащими реагентами;
- свойства ферросилиция в условиях модифицирования поверхности ферросилициевых гранул и последующего их взаимодействия с коррозионноактивными водными системами процесса ТСС алмазосодержащего материала.

На первом этапе исследований обоснованы и апробированы методы модифицирования технологических свойств минеральных компонентов и рудной пульпы для условий процессов липкостной и пенной сепарации алмазосодержащих кимберлитов.

В соответствии с ранее созданной классификацией гидрофильных минеральных образований на поверхности алмазных кристаллов поверхностные образования на поверхности алмазов характеризуются многочисленными рельефами, длина и ширина которых составляет 300 и 70 мкм соответственно.

На основании полученных данных о составе, строении и свойствах рассматриваемые минеральные образования разделены на отдельные группы, для которых апробированы в соответствующей последовательности физические, физико-химические и электрохимические методы их разрушения и предотвращения повторного образования на поверхности алмазных кристаллов. Экспериментально установлено:

1. Применение электрохимически обработанных водных систем обеспечивает прирост краевого угла смачивания природно-гидрофильных и техногенно-гидрофильных алмазов на 23-27% соответственно и рекомендовано для частичного разрушения, удаления и предотвращения повторного образования гидрофилизирующих покрытий на поверхности алмазов, представленных минеральными кальций-магниевыми карбонатными тонкослойными пленками техногенной гидрофиллизации.

2. Совместное применение тепловой обработки пульпы и электрохимически обработанной технологической воды обеспечивает прирост краевого угла смачивания природно-гидрофильных алмазов на 33% и рекомендовано для частичного разрушения на алмазных кристаллах поверхностных минеральных образований с коэффициентами термического разрушения, характеризующимися

высокими показателями. При этом последующая растворимость рассматриваемых минеральных образований и вероятность их повторного образования зависит от температуры и ионно-молекулярного состава водной среды рудной пульпы.

3. Совместное применение ультразвуковой обработки пульпы и электрохимически обработанной технологической воды обеспечивает прирост краевого угла смачивания природно-гидрофобных алмазов на 23-27% и рекомендовано для частичного разрушения, удаления и предотвращения повторного образования гидрофилизирующих покрытий на поверхности алмазов, представленных шламовыми смешанными силикатно-карбонатными и алюмосиликатными покрытиями, распределенными относительно равномерным слоем и характеризующимися наличием пор, объём которых заполнен водой и которые отличаются от алмазных кристаллов снижением в 5 раз величиной акустического сопротивления.

Совместно с сотрудниками институтов «Якутнипроалмаз» и НИГП АК «АЛРОСА» выполнены стендовые и опытно-промышленные испытания комплексного влияния электрохимически обработанных водных систем, тепловых и ультразвуковых воздействий на поверхностные свойства алмазов и жидкую фазу пульпы, обеспечивающих удаление с поверхности кристаллов до 90% гидрофилизирующих рельефных и пленочных образований в условиях липкостной и пенной сепарации алмазосодержащего сырья.

Стендовыми испытаниями подтверждено, что реализация разработанных физических, физико-химических и электрохимических методов восстановления гидрофобных свойств поверхности алмазных кристаллов в процессах пенной и липкостной сепарации обеспечивает дополнительный прирост извлечения алмазов в среднем на 12–15% соответственно.

На втором этапе исследований обоснован и апробирован метод модифицирования люминесцентных свойств алмазов для условий процесса рентгенолюминесцентной сепарации алмазосодержащих кимберлитов за счет обработки поверхности кристаллов люминофорсодержащими реагентами.

В действующих процессах рентгенолюминесцентной сепарации согласно данным НИГП АК «АЛРОСА», успешно извлекаются алмазы, которые представляют собой группу кристаллов со «средним» содержанием азота в пределах 50-800 ppm.

В условиях переработки труднообогатимых алмазосодержащих кимберлитов выявлена группа кристаллов, неизвлекающихся при стандартных параметрах действующих схем рентгенолюминесцентной сепарации в связи с отсутствием центров люминесценции, либо наличием их аномально высоких

значений. К ним, соответственно, относятся так называемые «низкоазотные» (менее 50 ppm) и «высокоазотные (более 800 ppm) алмазы». Первые - вследствие отсутствия в них центров светимости, вторые - по причине рекомбинационного «тушения» центров рентгенолюминесценции.

Для решения этой проблемы, коллективом специалистов ИПКОН РАН, НИГП и «Якутнипроалмаз» АК «АЛРОСА» предложен новый инновационный способ снижения потерь слабосветящихся алмазных кристаллов в процессе рентгенолюминесцентной сепарации алмазосодержащего сырья, основанный на применении люминесцирующих веществ, способных избирательно закрепляться на поверхности алмазов и корректировать параметры их светимости в соответствии с параметрами регистрации кристаллов в действующих схемах РЛС.

Изучены спектрально - кинетические параметры индикаторов, полученных на основе смеси органического растворителя с люминофорами в разных концентрациях.

Выполнены исследования исходных и обработанных несветящихся синтетических алмазов. В качестве критерия оценки соответствия исследуемого объекта алмазному кристаллу использовано отношение компонент, рассчитываемое по формуле

$$K_k = (BK + MK) / MK,$$

где BK и MK быстрая и медленная компоненты сигнала.

Изучена зависимость соотношения BK и MK от соотношений расходов люминофоров в смеси их с органическим основанием в исследуемых условиях.

Для более точного определения оптимальных параметров люминофор содержащих реагентов выполнена математическая обработка полученных результатов.

Обработка проводилась с помощью сервиса Matlab стандартным методом регрессионного анализа с использованием линейных моделей.

В результате математической обработки были получены двухпараметрические модели зависимостей спектральных характеристик алмаза и сопутствующих минералов от концентраций люминофоров.

Достоверность модели множественной линейной регрессии интенсивности сигналов по BK и MK на алмазе и сопутствующих минералах достаточна. Значения коэффициента детерминированности составили 0,62-0,87. Значения критерия Фишера превышают табличные. Анализ полученных результатов показал возможность достижения требуемого соотношения BK и MK, позволяющего извлекать алмазы (менее 12), при определенных концентрациях исследуемых компонентов.

Разработаны комбинации органических и неорганических люминофоров,

наиболее точно повторяющих по кинетическим и спектральным параметрам характеристики рентгенолюминесценции алмазов*.

Избирательное закрепление люминофоров позволит дополнительно извлекать в действующих схемах рентгенолюминесцентной сепарации несветящиеся алмазы, количество которых оценивается в пределах от 2 до 6% от исходного содержания в месторождении.

Для индикации алмазных кристаллов в последующих исследованиях рекомендованы композиции органического люминофора (антрацена), обладающего максимальными значениями быстрой компоненты, и неорганического (К-35), обладающего максимальными параметрами медленной компоненты, обеспечивающие устойчивое извлечение алмазов в процессе рентгенолюминесцентной сепарации.

На третьем этапе исследований обоснован и апробирован метод модифицирования коррозионной устойчивости ферросилиция азотированием его поверхности.

Предложенный метод позволяет создать на поверхности ферросилициевых гранул защитную оболочку, предотвращающую их разрушение при контакте с коррозионно-активными компонентами водно-воздушной среды.

Сравнительными лабораторными исследованиями установлено снижение скорости коррозии азотированного ферросилиция в минерализованных оборотных водах обогатительных фабрик АК «АЛРОСА»: №3 Мирнинского ГОКа и №12 Удачинского ГОКа практически в 3 и 11 раз соответственно.

Сравнительными стендовыми испытаниями подтверждено, что использование метода азотирования поверхности ферросилициевых гранул позволяет в среднем снизить скорость коррозии ферросилиция в 5-6 раз и, соответственно, сократить его потери в технологическом процессе на 5-8%.

Таким образом результатами выполненной опытной апробации физико-химических и электрохимических методов модифицирования свойств разделяющих сред и минеральных компонентов подтверждена их технологическая эффективность и разработаны рекомендации на включение в схему переработки алмазосодержащего сырья с получением готовых продуктов высокого качества в процессах тяжелосредной, рентгенолюминесцентной, липкостной и пенной сепарации.

* Эксперименты выполнены при участии Подкаменного Ю.А. и Ковальчука О.Е. под руководством Яковлева В.Н.

**ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ И МОДИФИКАЦИИ
ЦЕОЛИТСОДЕРЖАЩИХ ПОРОД**

Размахнин К.К.¹, Хатькова А.Н.²

¹ Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела имени Н.А. Чинакала СО РАН, Читинский филиал, г. Чита, Российская Федерация

² Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Забайкальский государственный университет», г. Чита, Российская Федерация, e-mail: igdranchita@mail.ru

Рассмотрены вопросы обогащения и модификации свойств цеолитсодержащих пород с целью расширения перечня направлений использования природных цеолитов, в частности, в технологиях защиты окружающей среды горнопромышленных территорий.

Technologies for processing and modification of zeolite-containing rocks

Razmakhnin K.K., Khatkova A.N.

The article deals with the issues of enrichment and modification of the properties of zeolite-containing rocks in order to expand the list of areas for the use of natural zeolites, in particular, in technologies for protecting the environment of mining areas.

Использование цеолитсодержащих пород в таких отраслях как медицина, экология, газо- и водоочистка обуславливает необходимость применения к ним операций обогащения и модификации, обеспечивающих требуемое качество получаемой продукции.

Возможность получения высококачественной цеолитовой продукции обусловлена, в первую очередь, максимальной очисткой цеолитов от вмещающих примесей, которые представлены, как правило, кварцем, полевыми шпатами и окислами железа. При этом минералы железа и другие вмещающие примеси в цеолитсодержащих породах зачастую являются тонковкрапленными и их эффективное раскрытие с помощью дробления и измельчения не всегда представляется возможным. В этой связи, возникает необходимость разработки технологий, основанных на применении методов воздействия, целью которых является повышение контрастности минералов, слагающих породы, а также достижение необходимых степеней дезинтеграции и разупрочнения цеолитсодержащих пород.

Одним из наиболее эффективных способов повышения качества цеолитового сырья, позволяющим разупрочнить межминеральные связи с одновременным повышением контрастности свойств разделяемых минералов, является введение в технологию их переработки направленных методов воздействия, к которым следует относить акустические, энергетические,

термические и гидрохимические.

В настоящее время, наиболее эффективными методами, применяемыми, для предварительной рудоподготовки являются обработка ускоренными электронами, мощными электромагнитными импульсами и ультразвуком. Наряду с акустическими и энергетическими методами для модификации минерального сырья могут использоваться гидрохимические воздействия, обеспечивающие изменение свойств минералов в необходимом направлении.

Проведённые технолого-минералогические исследования цеолитсодержащих пород определяют необходимость применения направленных методов воздействия в технологиях их переработки как с целью достижения наиболее высокой контрастности магнитных и немагнитных минералов, так и для максимального их разупрочнения по границам срастания и очистки пор цеолитов от вмещающих примесей.

В ходе проведения исследований установлено, что с применением таких методов обогащения как акустическая и радиационная (ускоренными электронами) обработка, магнитная и электростатическая сепарация, достигается чистота цеолитового продукта на уровне 99%, что позволяет наиболее эффективно использовать природные цеолиты, в том числе и в экологических технологиях.

Применением направленной модификации свойств цеолитсодержащих пород достигается структурно-химическое преобразование поверхностно-приповерхностных слоев минерала и даже его объема. В результате происходит увеличение контрастности и градиента свойств, слагающих цеолитсодержащие породы минералов. Такое селективное преобразование поверхностных свойств, входящих в состав цеолитовых пород минералов, позволяет интенсифицировать извлечение вмещающих примесей различными методами обогащения, что приводит к повышению ионообменных и сорбционных свойств цеолитов.

Применение рекомендуемых энергетических методов направленного воздействия (обработка ультразвуком и ускоренными электронами), существенно повышает эффективность процессов дробления и измельчения цеолитовых пород, что обусловлено расклинивающим и диспергирующим эффектом, определяющим положительное влияние на раскрытие цеолита и отделение от него вмещающих примесей. При этом повышение эффективности рудоподготовки цеолитсодержащих пород достигается за счет применения обработки ускоренными электронами, удаление примесей железа - магнитной сепарацией в изодинамическом поле (в том числе с применением систем из постоянных магнитов), удаление примесей слюды, кварца и полевых шпатов - применением электростатической сепарации с подогрев-электризацией, а удаление органики,

**«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки
природного и техногенного минерального сырья»**

глинистых компонентов, кварца, плагиоклаза и других примесей – с помощью ультразвуковой обработки и последующей декантации.

Полученные в ходе проведения научных исследований результаты показали, что использование энергии ультразвукового поля в жидкой среде усиливает диспергирующий эффект цеолитсодержащих пород, при этом достигается довольно высокая степень отделения от минералов цеолитов глинистого компонента, а их содержание в концентрате достигает 96,7% (таблица).

На основании экспериментальных данных [Хатькова А.Н., Ростовцев В.И., Размахнин К.К. Влияние воздействия ускоренными электронами на цеолитсодержащие породы Восточного Забайкалья // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2013. – № 6. – С. 167–174], определен эффект, полученный в результате радиационного воздействия ускоренными электронами на цеолитсодержащие породы и заключающийся в увеличении коэффициента раскрытия цеолитов с 38 до 54% при повышении содержания цеолита в концентрате до 96,28%. При этом величина оптимальной дозы облучения составляет 2 кГр.

Таблица. Результаты исследований по обогащению цеолитсодержащих пород Восточного Забайкалья

Месторождение	Извлечение цеолитов, %	Адсорбционная способность, мг/г	
		Исходные	Обогащённые
Ультразвуковая обработка			
Шивыртуйское	96,70	147	157
Талан–Гозагорское	96,55	109	124
Бадинское	95,43	246	263
Холинское	96,55	147	158
Обработка ускоренными электронами (доза облучения 2 кГр)			
Шивыртуйское	96,28	147	164
Талан–Гозагорское	97,37	109	133
Бадинское	95,50	246	287
Холинское	96,63	147	165

В результате проведенных исследований установлено, что глубокая очистка ЦСП от примесей железа, а также очистка пор цеолитов от содержащегося в них значительного количества органики, существенно снижающей их сорбционную ёмкость, а также являющейся источником загрязнения при использовании ЦСП в различных отраслях экономики, может быть достигнута посредством применения направленных методов воздействия на цеолитовое сырьё, а также с использованием магнитной и электростатической сепарации.

Применение электростатической сепарации даёт возможность существенно повысить кремниевый модуль ЦСП (с 0,21–0,31 до 0,55–0,62) за счёт выделения некоторой части кремнезёмсодержащих минералов в хвосты.

Проведенные научные исследования, позволили установить эффективность предварительной обработки цеолитсодержащих пород ускоренными электронами в качестве подготовительной операции перед использованием магнитной сепарации. При этом происходит увеличение извлечения железосодержащих примесей до 98%, а содержание цеолитов при этом достигает 97,37%.

Помимо направленных энергетических и физико-механических методов воздействия, для переработки цеолитсодержащих пород и модификации их свойств могут также использоваться методы химического воздействия, определяющие повышение ионообменной емкости цеолитов и их сорбционной способности. В этой связи, к ключевым операциям, используемым в технологиях обогащения, переработки и модификации свойств цеолитсодержащих следует относить: энергетические воздействия, рудоподготовку (дробление, измельчение, грохочение), механохимические методы воздействия, гидрохимические воздействия (кислотная и щелочная обработка), магнитную и электростатическую сепарации, обеспыливание и обесшламливание.

Основная часть цеолитсодержащих пород, как за рубежом, так и в России (в том числе в Восточном Забайкалье), представлена сырьем с достаточно невысоким (45-70%) содержанием ценного компонента, что обуславливает необходимость разработки технологий их обогащения, модификации и очистки от вмещающих примесей, способных обеспечить содержание цеолита в концентрате на уровне 95-99%, что позволит существенно расширить их спектр применения от сельского хозяйства и стройиндустрии до медицины и экологических технологий в горном деле.

Основными направлениями возможного применения цеолитов в горной промышленности, в том числе и обогащенных, являются ликвидация и предотвращение негативного воздействия горных предприятий на компоненты окружающей природной среды.

Цеолитсодержащие породы и продукты их переработки могут найти весьма широкое применение в технологиях защиты экосистем горнопромышленных территорий, в том числе за счет применения технологий их обогащения и модификации, и существенно снизить воздействие промышленных предприятий на компоненты окружающей природной среды, являясь при этом достаточно распространенным и относительно недорогим сырьем.

Использование цеолитсодержащих пород в геоэкологических технологиях горнопромышленных комплексов требует проведения системного анализа последствий и результатов их производственной деятельности в отношении компонентов окружающей природной среды, а также обуславливает необходимость разработки эффективных природоохранных мероприятий в

соответствии с особенностями техногенного воздействия и действующим законодательством.

Результаты проведенных научных исследований по обогащению и модификации свойств цеолитсодержащих пород Восточного Забайкалья посредством предлагаемых инновационных технологических решений позволили расширить перечень направлений их использования, в частности, для повышения экологической безопасности горнопромышленных комплексов и прилегающих к ним территорий.

**РАЗРАБОТКА НОВОЙ ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ
ОКИСЛЕННЫХ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ АБАИЛ
(РЕСПУБЛИКА КАЗАХСТАН) ДО ПОЛУЧЕНИЯ МЕТАЛЛА**

Булатов К.В., Газалеева Г.И., Дмитриева Е.Г., Сопина Н.А.

Акционерное общество «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Российская Федерация,
e.mail: gazaleeva_gi@umbr.ru

В статье представлены результаты разработки новой полной технологии переработки окисленной железной руды месторождения Абаил, включающей магнетизирующий обжиг, магнитное обогащение обожженного продукта с получением железного концентрата с содержанием $Fe_{\text{общ}}$ - 67,2% и металлических гранул $Fe_{\text{мет}}$ 91,2%.

**Development of a new technology for processing oxidized iron ores from the
Abail deposit (Republic of Kazakhstan) to produce metal**

Bulatov K. V., Gazaleeva G. I., Dmitrieva E. G., Sopina N. A.

The article presents the results of the development of a new complete technology for processing oxidized iron ore of the Abail deposit, including magnetizing roasting, magnetic beneficiation, a content of iron - 67.2%, and receiving metal granules with iron 91,2%.

Объектом исследования являлась проба окисленной железной руды месторождения «Абаил» (Южный Казахстан).

Цель работы – разработать технологию обогащения окисленной железной руды с получением железного концентрата, пригодного для производства окатышей с массовой долей железа не менее 65% и технологии обжига и металлизации окатышей с получением металлических гранул с содержанием железа не менее 90%. Массовая доля железа в представительной пробе руды месторождения Абаил составила 49,4%, серы и фосфора - 0,024 и 0,051% соответственно. Основные рудные минералы пробы — это гётит и гидрогётит,

нерудные минералы - карбонаты, кварц, пироксены, амфиболы и слюды. Руда характеризуется низким содержанием вредных примесей, серы и фосфора и является немагнитной.

Исходя из этого предложена технологическая схема с магнетирующим обжигом в голове процесса на руде крупностью -5 мм.

В результате магнетирующего обжига исходной руды в оптимальных режимах получено 93,88% обожжённого продукта с массовой долей железа 52,2% и закиси железа 16,8% (таблица). Степень магнетизации составила 75%, главный рудный минерал в обожженной руде - магнетит, массовая доля которого составила 59%.

Таблица. Показатели магнетирующего обжига окисленной руды, обожжённой в трубчатой электропечи с последующей закалкой в воде

№	Температура обжига, град	Продолжительность обжига, мин.	Массовая доля, %		
			C _{тв}	Fe	FeO
1	900	30	7,27	46,5	19,1
2	900	30	9,34	45,2	19
3	900	30	11	48,9	21
4	900	10	11	44,2	19,9
5	900	20	11	49,9	22
6	900	30	11	48,9	21,9
7	900	40	11	52,2	16,8

Изучена измельчаемость обожженной руды в шаровой мельнице. Оптимальная крупность измельчения для получения железного концентрата с содержанием железа не ниже 67,0% составляет 95-98% кл. -0,071 мм. Установлена высокая эффективность применения операций обесшламливания для получения железного концентрата. Никогда полученный после магнетирующего обжига железный концентрат не имел содержание железа более 63% [1].

Исследованиями была выявлена причина такого низкого качества концентрата. Это образование неселективных флоккул (рисунок 1), которые состоят как из магнитных, так и немагнитных частиц.

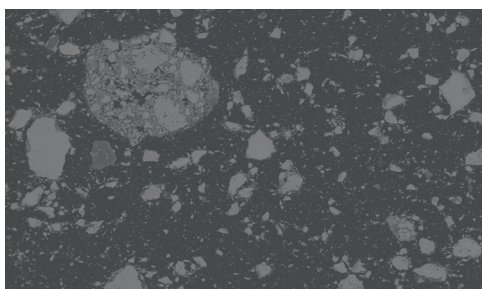


Рисунок 1. Неселективные флоккулы зёрен магнетита и породы

Удаление флоккул в магнитном дешламаторе позволило поднять качество железного концентрата.

Разработана технологическая схема магнитного обогащения обожженного продукта, включающая двухстадиальное шаровое измельчение обожженной руды до конечной крупности 95-98% класса -0,071 мм с четырьмя стадиями мокрой магнитной сепарации и предварительным обесшламливанием питания сепараций, обезвоживанием концентратов и хвостов обогащения. В качестве технологии окомкования был выбран окислительный обжиг на конвейерной обжиговой машине с предварительным окомкованием с использованием бентонита и КМЦ. По результатам проведенных лабораторных опытов были получены обожженные окатыши следующего химического состава: %: 65,03 Fe_{общ}, 0,5 FeO, 1,87 MnO, сумма шлакообразующих элементов не превышает 5,5-5,6%, содержание серы 0,015%, фосфора 0,01% и разработан технологический регламент на их производство. Для дальнейшей переработки окатышей с целью получения сырья для электроплавки было рассмотрено несколько вариантов: традиционный, с использованием доменной печи и прямое восстановление для получения металлических гранул или брикетов в различных аппаратах.

Анализ методов переработки обожженных окатышей выявил преимущество технологии получения железа прямого восстановления (ПЖВ).

Известно несколько основных способов твердофазного прямого восстановления железорудного сырья, нашедших применение в промышленности [2]: восстановление газовой смесью в шахтных печах, например, Midrex и HYL-3, восстановление твердым восстановителем (углем, коксом) в подовых печах (Fastmet и ITmk3, и др.) и восстановление также твердым восстановителем во вращающихся печах (SL-RN и другие), который и был выбран как основной.

Особенностью процесса восстановления оксидов металлов твердым углеродом является то, что он имеет двухстадийный характер: взаимодействие оксидов с углеродом происходит через газовую фазу при участии CO, который образуется при газификации твердого топлива [3].

Таким образом, скорость восстановления определяется двумя существенными факторами – температурой протекания процесса и количеством вновь образующегося газообразного восстановителя.

Методика исследований процесса твердофазного восстановления концентрата состояла в следующем – для лабораторных опытов изготавливали неофлюсованные и офлюсованные брикеты весом 15,0 г из рудно-угольной смеси с добавкой извести, бентонита (2,0%) и воды, от 15 до 20%. В качестве восстановителя был использован бурый уголь с зольностью 35%.

По результатам опытов было установлено [4], что степень восстановления железа при металлизации брикетов из железного концентрата зависит от времени и температуры выдержки. Увеличение времени от 15 до 45 мин приводит к росту

степени восстановления от 85,6 до 94,7%, а изменение температуры выдержки с 1350 °С до 1400 °С при выдержке 35 мин способствует повышению степени восстановления с 89,4 до 93,4%. Дальнейшее увеличение времени выдержки приводит к стабилизации степени восстановления, равной для этих температур.

В результате осуществления процесса металлизации был получен металл с содержанием $Fe_{мет}$ 91,2%, MnO от 2,6 до 3,3%, фосфора 0,05% и серы 0,02%.

На основе опытного значения удельной скорости восстановления было определено время для обеспечения степени восстановления окатышей до содержания металлического железа - 90,25% при температуре 1100 °С.

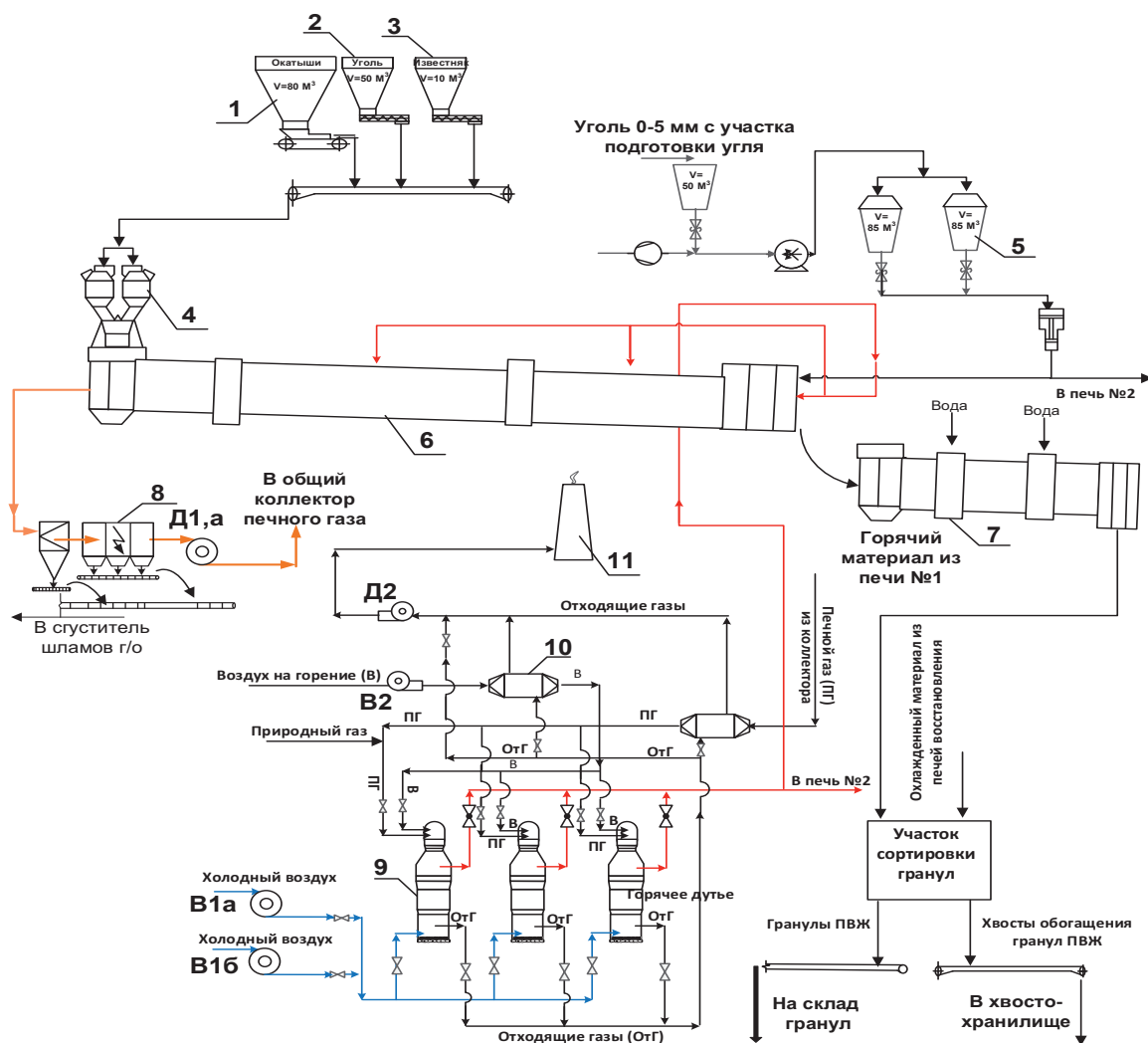


Рисунок 2. Предлагаемая схема цепи аппаратов отделения металлизации

По результатам исследований была разработана абсолютно новая технологическая схема фабрики металлизации и выбрано основное оборудование для двух линий производства (рисунок 2), общей производительностью 360 тыс. т в год по ПВЖ (металлических гранул).

Список использованной литературы

1. Газалеева Г.И., Сопина Н.А., Власов И.А., Мушкетов А.Ан., Мушкетов А. Ал. Разработка технологической схемы магнитного обогащения окисленных железных руд месторождения Абаил (Республика Казахстан) после обжига/Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых №1. 2019. С. 150-156
2. Бондаренко Б.И., Шаповалов В.А., Гармаш Н.И. Теория и технология бескоксовой металлургии. – Киев: Наукова думка, 2003. – 536 с.
3. Князев В.Ф. Бескоксовая металлургия железа. / В.Ф. Князев, А.И. Гиммельфарб, А.М. Неменов. – М.:Металлургия, 1972. – 272 с.
4. Дмитриева Е.Г., Газалеева Г.И. Металлизация обжигмагнитного железорудного концентрата, полученного из руды Абаильского месторождения // В сб. Междунар. науч.-практич. конф. «Современные тенденции в области теории и практики добычи и переработки минерального и техногенного сырья. К 90-летию института «Уралмеханобр», 6–7 ноября 2019 г., Екатеринбург.

**ОСОБЕННОСТИ ПЕРЕРАБОТКИ ТИТАНОМАГNETИТОВЫХ И
МЕДНО-ТИТАНОМАГNETИТОВЫХ РУД ВОЛКОВСКОГО
МЕСТОРОЖДЕНИЯ СРЕДНЕГО УРАЛА**

Смирнова А.В., Медяник Н.Л., Горбулина Д.П.

Федеральное государственное образовательное учреждение высшего образования
«Магнитогорский государственный технический университет имени Г.И. Носова»,
г. Магнитогорск, Российская Федерация, *e-mail: a-kremneva@mail.ru*

В работе показана возможность комплексного использования титаномагнетитовых и медно-титаномагнетитовых руд Волковского месторождения с целью извлечения железа, титана, ванадия и вольфрама. Установлено наличие в руде ценных компонентов в количестве, достаточном для их извлечения в товарный продукт.

**About question of processing titanomagnetite and copper-titanomagnetite ores of
the Volkovskoe deposit in the Middle Urals**

Smirnova A.V., Medyanik N.L., Gorbulina D.P.

The possibility of complex use of titanomagnetite and copper-titanomagnetite ores of the Volkovsky deposit for the extraction of titanium, vanadium and tungsten are presented. The presence of valuable components in the ore in an amount sufficient for their extraction into a commercial product was established.

Металлургическая отрасль испытывает определённые трудности в сырьевом сегменте в связи с истощением запасов высоколиквидных железных руд. На мировом рынке увеличивается спрос на титан, ванадий и вольфрам [1-3]. В качестве альтернативных сырьевых источников можно рассматривать

титаномагнетитовые и медно-титаномагнетитовые руды, комплексная переработка которых предусматривает получение не только железного концентрата, но и ценных сопутствующих компонентов Ti, V, W, P.

Титаномагнетитовые и медно-титаномагнетитовые руды Волковского месторождения содержат: Fe - 9,970%, Cu - 0,760%, P₂O₅ - 1,780%, V₂O₅ - 0,017% [4]. Разделение на титаномагнетитовые и медно-титаномагнетитовые руды носит условный характер и рудные тела этих типов можно рассматривать как единый природный тип [5]. Минералогическими формами титана являются титаномагнетит и ильменит. Собственно ванадий- и вольфрамсодержащих минералов в рудах месторождения не обнаружено.

Многочисленные данные по минералогическому составу руд указывают на тесную взаимосвязь ванадия с титаномагнетитом, который входит в состав его кристаллической решетки. Наблюдаются отдельные включения ванадия в руду в виде изоморфной примеси [1, 5]. Данных о форме нахождения вольфрама в титаномагнетитовой руде не выявлено.

Из руды Волковского месторождения на Красноуральской обогатительной фабрике получают медный, апатитовый, железный концентраты и медный промпродукт. Железный концентрат получают путем мокрой магнитной сепарации с предшествующими стадиями основной и контрольной медной флотации. Такой метод позволяет получать железный концентрат с массовой долей железа до 59,09%.

Таблица 1. Показатели обогащения руды Волковского месторождения

Продукт	Выход, %	Массовая доля, %					Извлечение, %			
		Cu	Fe	V ₂ O ₅	P ₂ O ₅	TiO ₂	Cu	Fe	V ₂ O ₅	P ₂ O ₅
Медный концентрат	2,84	23,1	12,5	0,190	0,20	н.д.	85,85	3,56	4,61	0,32
Медный п/п	4,81	0,1	6,85	0,043	3,27	н.д.	0,63	3,30	1,77	8,83
Апатитовый концентрат	6,52	0,13	3,77	0,026	23,36	н.д.	1,11	2,46	1,45	85,52
Железный концентрат	10,06	0,19	59,09	0,870	0,04	3,95	2,50	59,60	74,72	0,23
Хвосты	75,77	0,1	4,09	0,027	0,12	н.д.	9,91	31,08	17,45	5,10

В таблице 1 представлены технологические показатели обогащения руды Волковского месторождения [4]. Из таблицы видно, что в получаемых железных концентратах извлечение пентаоксида ванадия достигает 74,72%, что объясняется тем, что ванадий химически связан с магнетитом и попадает в магнитную фракцию в процессе мокрой магнитной сепарации.

В условиях испытательной лаборатории кафедры химии ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова»

«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья»

был получен железный концентрат. Рентгеноструктурным анализом установлено, что основным количественно выраженным минералом в этом концентрате является магнетит (84%), далее следует ильменит (10%) и примеси алюмосиликатов (6%). Также проведен элементный анализ железного концентрата на содержание железа, титана, ванадия и вольфрама (таблица 2). Согласно результатам элементного анализа, в полученном железном концентрате находится до 44,97% Fe, - 5,56 Ti, - 0,65 V и - 0,13 W, причем соотношение массовых долей вольфрама и ванадия в концентрате составляет 1:5.

Таблица 2 - Вещественный состав пробы железного концентрата

Химический элемент	Fe	Ti	V	W
Массовая доля, %	44,97	5,56	0,65	0,13

Таким образом, анализ полученных результатов позволил сделать следующие выводы:

- в концентратах титаномагнетитовых и медно-титаномагнетитовых руд Волковского месторождения большая часть сопутствующих ценных компонентов титана, ванадия и вольфрама представлена в железном концентрате, а фосфора – в апатитовом концентрате;
- именно железный концентрат, получаемый на Красноуральской обогатительной фабрике, представляет собой не только железосодержащее сырье, но и титан-ванадий-вольфраменный перспективный сырьевой ресурс для комплексного гидрометаллургического и глубокого химического извлечения ценных компонентов с целью получения товарных продуктов для металлургической и химической промышленности.

Список использованных источников

1. Чижевский В.Б., Шавакулева О.П., Гмызина Н.В. Обогащение титаномагнетитовых руд Южного Урала // Вестник МГТУ им. Г.И. Носова. – 2012. - №2. С. 5-7.
2. Махоткина Е.С., Шубина М.В. Экологические и ресурсосберегающие аспекты использования техногенного ванадийсодержащего сырья // Бюллетень «Черная металлургия». – 2018. - №3. – С. 81-85.
3. Лаптева А.М. Ситуация на мировом вольфрамовом рынке и возможности российской сырьевой базы вольфрама // Отечественная геология. 2018. - №1.
4. Газалеева Г.И. Развитие технологии обогащения титаномагнетитов // Современные тенденции в области теории и практики добычи и переработки минерального и техногенного сырья: Материалы международной научно-практической конференции, приуроченной к 90-летию со дня основания института «Уралмеханобр». – 2019. С. 14–18.
5. Полтавец Ю.А., Полтавец З.И., Нечкин Г.С. Волковское месторождение титаномагнетитовых и медно-титаномагнетитовых руд с сопутствующей благороднометалльной минерализацией (Средний Урал, Россия) // Геология рудных месторождений. 2011. Т. 53. №2. С. 143-157.

К ВОПРОСУ О ПЕРЕРАБОТКЕ ТИТАНОМАГNETИТОВОГО КОНЦЕНТРАТА МЕСТОРОЖДЕНИЯ ГРЕМЯХА-ВЫРМЕС*

Гончаров К.В., Атмаджиди А.С., Олюнина Т.В., Садыхов Г.Б..

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт металлургии и материаловедения имени А.А. Байкова Российской академии наук,
Москва, Российская Федерация, e-mail: kgoncharov@imet.ac.ru

Авторами предлагается комплексная переработка титаномагнетитового концентрата месторождения Гремяха-Вырмес с получением гранулированного металла и титанованадиевого шлака, пригодного для получения пентаоксида ванадия и титансодержащих продуктов (тетрахлорид титана, искусственный рутил).

About question of processing of titanomagnetite concentrate from the Gremyakh-Vyrmes deposit

Goncharov K.V., Atmadzhidi A. S., Olyunina T.V., Sadykhov G.B.

The authors propose a complex processing of titanomagnetite concentrate from the Gremyakh-Vyrmes deposit to obtain granular metal and titanium-vanadium slag suitable for obtaining vanadium pentoxide and titanium-containing products (titanium tetrachloride, synthetic rutile).

Месторождение Гремяха-Вырмес расположено на Кольском полуострове недалеко от г. Мурманска. Из его руд получены кондиционный ильменитовый и черновой титаномагнетитовый концентраты.

На данный момент разработка данного месторождения нецелесообразна без обоснования эффективного способа переработки титаномагнетитового концентрата с извлечением железа, ванадия и титана. Концентрат содержит, %: 59,3 Fe_{общ}, 76,2 Fe₂O₃, 10,9 TiO₂, 3,9 Al₂O₃, 3,9 SiO₂, 2,0 MgO, 1,1 CaO, 0,61 V₂O₅ и др. Высокое содержание диоксида титана делает невозможным использования доменного способа переработки по примеру Качканарских титаномагнетитов. Применение электроплавки связано со значительными энергетическими затратами.

Для переработки такого сырья предлагается использовать способ прямого получения железа, наиболее близким к которому является способ ITmk3[1]. В ИМЕТ им. А.А. Байкова РАН проводятся исследования по разработке технологии переработки титаномагнетитовых концентратов, позволяющей увеличить сквозное извлечение ванадия в 1,5-2 раза по сравнению с существующими промышленными способами.

Применение методов прямого получения железа позволяет практически весь

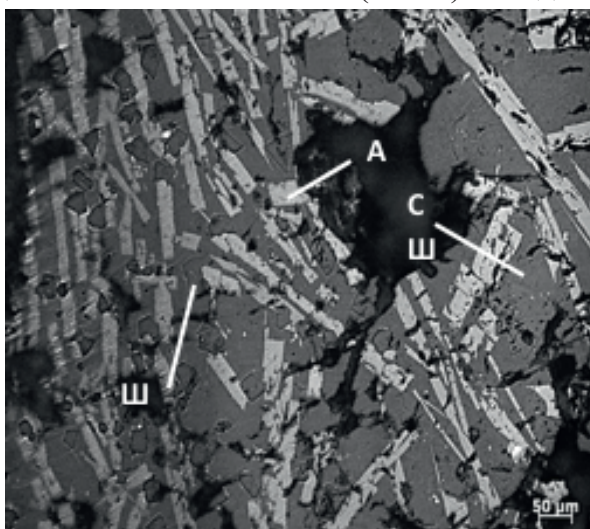
* Работа выполнена по государственному заданию № 007-00129-18-00.

ванадий перевести в шлаковую фазу с получением комплексного титанованадиевого шлака [2-6].

Обязательными условиями успешной переработки данного сырья являются:

1. Максимальное извлечение железа в виде гранул (наггетсов).
2. Хорошее механическое разделение металла и шлака после восстановления для последующей магнитной сепарации.
3. Получение пригодного для дальнейшей переработки шлака с извлечением ванадия и титана.

С учетом вышесказанного, применение комплексного подхода к изучению процесса восстановления титаномагнетитового концентрата позволило выявить особенности формирования фазового состава шлаков в широком диапазоне добавки восстановителя (кокса) от 2 до 22% в области температур 1425-1500°C.



*Рисунок. Микрофотография шлака,
полученного при 1475°C:
А – аносит, Ш – шпинель, С – стекло
(силикаты)*

В результате проведенных исследований был получен ряд шлаков с преобладающим аноситовым составом (рисунок), что подразумевает возможность его дальнейшей гидрометаллургической переработки с получением искусственного рутила и извлечением ванадия. При этом железо практически полностью восстанавливалось в металлическую гранулу, а шлак легко отделялся

Список использованных источников

1. Chen S., Chu M. Metalizing reduction and magnetic separation of vanadium titanomagnetite based on hot briquetting // Int. J. of Miner. Metall. Mater. 2014. № 21. pp. 225-233.
2. Садыхов Г.Б., Гончаров К.В., Олюнина Т.В. и др. Особенности фазовых превращений при окислении кальцийсодержащих титанованадиевых шлаков и их влияние на образование ванадатов кальция //Металлы. 2013. №2. С.3-11.
3. Гончаров К.В., Садыхов Г.Б., Олюнина Т.В., Гончаренко Т.В. Исследование фазовых превращений при окислении титанованадиевых шлаков с извлечением ванадия // Менделеевский съезд по общей и прикладной химии: сб. тезисов

- докладов. Екатеринбург: УрО РАН, 2016. – Т.3. – С. 227.
4. Гончаров К.В., Садыхов Г.Б., Гончаренко Т.В. и др. Особенности применения метода прямого получения железа при переработке титаномагнетитового концентрата //Сб. материалов XII всероссийской научно-практической конференции «Современные проблемы горно-металлургического комплекса. Наука и производство». – Старый Оскол. 2015. Т.1. С. 43-48.
 5. Гончаров К.В., Садыхов Г.Б., Гончаренко Т.В. и др. Восстановительный обжиг титаномагнетитового концентрата на угольной подложке с получением гранулированного чугуна и титанованадиевого шлака // Перспективы развития металлургии и машиностроения с использованием завершенных фундаментальных исследований и НИОКР: сб. тр. науч.-практич. конф. – Екатеринбург: Уральский рабочий, 2015. С. 83-87.
 6. Гончаров К.В. Одностадийный процесс прямого получения железа и титанованадиевого шлака из титаномагнетитовых концентратов и гидрометаллургическое извлечение ванадия из шлака: дис. канд. тех. наук. М., 2015. 162 с.

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ПОЛУЧЕНИЯ ВЫСОКОКАЧЕСТВЕННЫХ ГРАНАТОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ ИЗ МОРСКИХ РОССЫПЕЙ БЕЛОГО МОРЯ

Шигаева В.Н., Газалева Г.И.

Акционерное общество «Уралмеханобр», Екатеринбург, Российская Федерация,
e-mail: shigaeva_vn@umbr.ru

В статье приведены результаты разработки технологической схемы обогащения прибрежных россыпей Белого моря с получением высококачественного гранатового концентрата - 95% граната. Технология отличается отдельным обогащением узких классов крупности с использованием коронно-электростатической сепарации.

Development of a technology for obtaining high-quality garnet concentrates from sea deposits of the White Sea

Shigaeva V. N., Gazaleeva G. I.

The article presents the results of the development of a technological scheme for the beneficiation of coastal deposits of the White Sea to obtain high-quality garnet concentrate - 95% garnet. The technology is distinguished by separate beneficiation of narrow grain sizes using corona-electrostatic separation.

Гранат относится к перспективным индустриальным минералам, области его использования постоянно расширяются. Основные направления его использования – очистка днищ кораблей; применение в пескоструйных аппаратах вместо кварцевого песка; шлифование и полирование деталей кинескопов; абразив при обработке дерева и фильтрации воды. Гранат, фильтруя воду, не

«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья»

«заражается», как это происходит с фильтрами из кварцевого песка. К тому же гранат обладает бактерицидными свойствами и улучшает органолептические свойства питьевой воды.

Методы обогащения граната зависят от свойства минералов, слагающих исходное сырье. За рубежом на небольших предприятиях, добывающих гранат из верхних выветрелых горизонтов и россыпей, обогащение ведется путем промывки и просеивания. На крупных предприятиях применяются и сухой и мокрый способы. Хорошие результаты дает гравитационное обогащение, иногда в сочетании с электромагнитной сепарацией. Флотация используется редко. В последнее время появились сведения об эффективности использования электросепарации как доводочной операции.

Цель работы – получение высококачественного гранатового концентрата с содержанием гранатов более 95%. Объектом исследований являлись гранатсодержащие пески Вороновской площади – прибрежные россыпи Белого моря.

Изучен вещественный состав пробы гранатсодержащих песков. Минеральный анализ проб показал, что наиболее распространёнными минералами в пробе являются кварц и полевой шпат. Суммарное содержание кварца и полевого шпата составляет 62%, содержание граната составляет 31%.

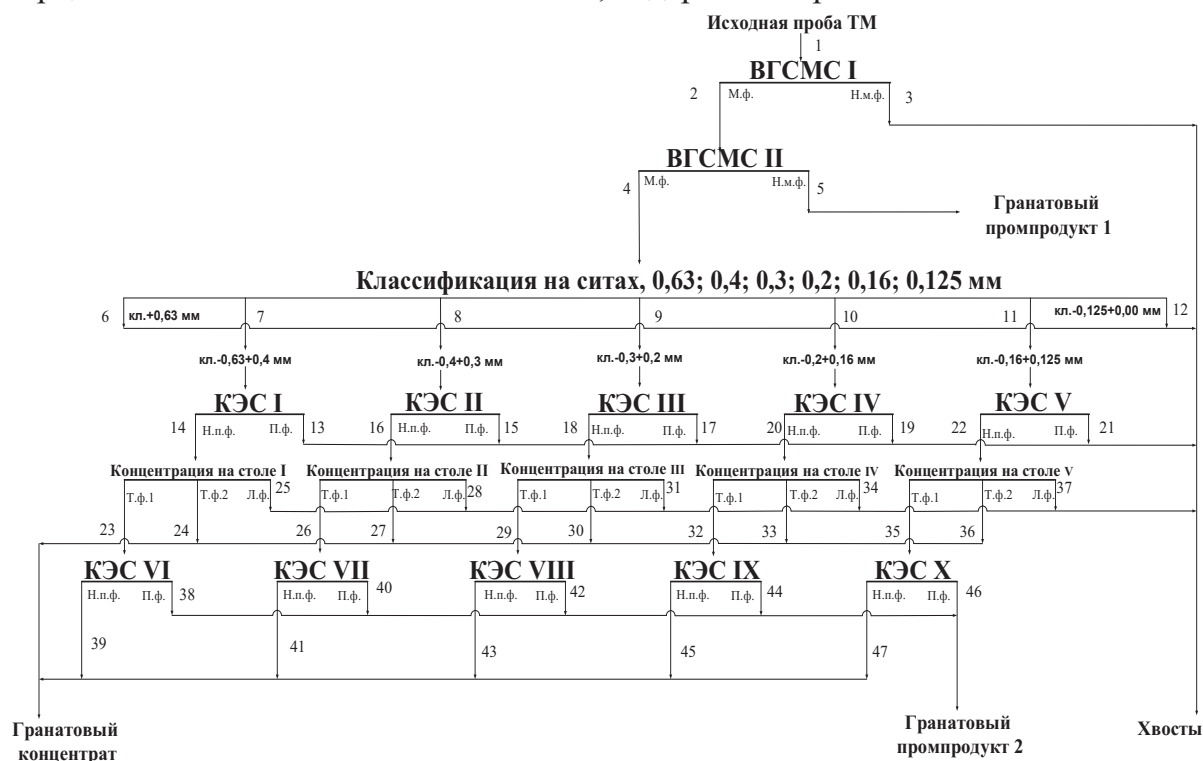


Рисунок. Технологическая схема получения высококачественных гранатовых концентратов

**Международная конференция «Плаксинские чтения–2021»
г. Владикавказ, 04-08 октября 2021 г.**

Проведено обогащение исходного сырья пробы в классе крупности минус 1 мм с использованием сухой магнитной сепарации, с последующим разделением на узкие классы крупности магнитных продуктов и коронно-электростатической сепарацией (КЭС) узких классов крупности. Для непроводниковых фракций КЭС проведено мокрое гравитационное обогащение на концентрационном столе с доработкой первых тяжелых фракций на КЭС и наработкой высококачественных гранатовых концентратов с содержанием гранатов более 95%.

Технологическая схема приведена на рисунке.

В таблице приведен баланс продуктов обогащения пробы с получением высококачественных гранатовых концентратов.

Таблица. Баланс продуктов обогащения пробы гранатсодержащих песков

Наименование продуктов	Выход, %	Массовая доля граната, %	Извлечение граната, %
ВХОДИТ			
1 Исходные пески	100.00	30.92	100.00
ВЫХОДИТ			
Гранатовый концентрат			
24 Тяжелая фракция 2	0.23	95.00	0.71
27 Тяжелая фракция 2	1.85	95.87	5.74
30 Тяжелая фракция 2	5.14	96.08	15.97
33 Тяжелая фракция 2	0.02	89.67	0.06
36 Тяжелая фракция 2	0.01	92.00	0.03
39 Непроводники	0.34	97.35	1.07
41 Непроводники	1.03	95.05	3.17
43 Непроводники	0.41	95.12	1.26
45 Непроводники	0.12	96.25	0.37
47 Непроводники	0.01	92.96	0.04
Итого концентрата	9.16	95.8779	28.41
Гранатовый промпродукт 1			
5 Немагнитный	6.09	44.00	8.67
Итого промпродукта 1	6.09	44.00	8.67
Гранатовый промпродукт 2			
25 Легкая фракция	0.47	71.30	1.08
28 Легкая фракция	3.08	69.56	6.93
31 Легкая фракция	18.14	81.24	47.66
34 Легкая фракция	0.41	66.90	0.89
37 Легкая фракция	0.06	63.79	0.12
Итого промпродукта 2	22.16	79.09	56.68
Всего промпродуктов	28.25	71.53	65.35

**«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки
природного и техногенного минерального сырья»**

Наименование продуктов	Выход, %	Массовая доля граната, %	Извлечение граната, %
Отвальные хвосты			
3 Немагнитный	59.72	2.00	3.86
6 Класс +0,63 мм	0.09	69.00	0.20
12 Класс -0,125+0 мм	0.07	28.00	0.06
13 Проводники	0.10	17.00	0.05
15 Проводники	0.56	34.00	0.62
17 Проводники	1.45	25.42	1.19
19 Проводники	0.29	7.00	0.07
21 Проводники	0.12	7.00	0.03
38 Проводники	0.01	79.00	0.03
40 Проводники	0.01	36.00	0.01
42 Проводники	0.13	7.89	0.03
44 Проводники	0.03	71.54	0.07
46 Проводники	0.01	72.57	0.02
Итого хвостов	62.59	3.08	6.24
ИТОГО	100.00	30.92	100.00

В результате исследований получены высококачественные гранатовые концентраты с содержанием граната в среднем 95,84%, выходом от исходного сырья 9,16% и извлечением – 28,41%. Предварительный прогноз позволяет предполагать возможность получения из промпродуктов пробы дополнительно высококачественные концентраты с содержанием граната более 95% с повышением выхода до 28% и извлечения до 50–52%.

**СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ
ИМИТАЦИОННЫХ МОДЕЛЕЙ В ПРОЦЕССАХ ПЕРЕРАБОТКИ
МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ**

Лопушняк Е.В., Стадник Д.А, Стадник Н.М,

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Северо-кавказский горно-металлургический институт (государственный технологический университет)», г. Владикавказ, Республика Северная Осетия-Алания, Российская Федерация, e-mail: *lopushnyack.c@yandex.ru*

В статье рассмотрен процесс обогащения с применением комбинации методов анализа и увязки «больших данных» и имитационного моделирования. Сделан вывод, что такой подход позволит минимизировать экономические риски и улучшить качество принимаемых управленческих решений на горном предприятии.

State and prospects of using simulation models in mineral processing processes

Lopushnyak E., Stadnik D., Stadnik N.

The article describes the process of enrichment using a combination of analysis methods and linking "big data" and simulation modeling. It is concluded that this approach will minimize economic risks and improve the quality of management decisions at the mining enterprise.

В настоящее время одной из основных задач горнодобывающих компаний является полнота использования недр и продление срока службы предприятия. В связи с этим особое внимание уделяется вопросам модернизации и совершенствования процессов, связанных с обогащением полезных ископаемых.

При повышении эффективности процессов обогащения полезных ископаемых должны учитываться такие проблемы, возникающие при добыче полезного ископаемого, как понижение содержания полезного ископаемого, усложнение горно-геологических условий, понижение глубины разработок и труднодоступность некоторых регионов, повышение требований к качеству концентрата и содержанию полезных компонентов в отходах и многие другие.

В условиях возникновения увеличенной нагрузки на недра, необходимости увеличенных объемов добычи эффективность процессов обогащения полезных ископаемых также связана и с совершенствованием технологии производства. Описание технологического процесса обогащения, как правило, осуществляется с помощью качественно-количественных схем, которые характеризуют перечень и последовательность технологических операций при обогащении полезного ископаемого и количественные показатели каждой операции.

Стоит принять во внимание, что решение балансовых уравнений и совершенствование методик расчета таких схем уже не является предметом активных научных исследований.

Современные научные работы, посвященные исследованию процесса обогащения полезных ископаемых, направлены на широкое использование имитационного моделирования в решении задач, связанных с обогатительными процессами, такими как выбор и обоснование технологических схем обогащения полезного ископаемого, организация рудопотока и управление затратами горного предприятия, моделирование обогатительного предела в решении задачи горно-экономической оптимизации и т.д.

Применение имитационного моделирования обусловлено тем, что инженеру-обогатителю предоставляется возможность проиграть возможные варианты поставленных задач, проверить множество гипотез и выбрать оптимальное решение. Имитационное моделирование обогатительного процесса в общем случае состоит из пяти основных этапов:

1. структурный анализ технологического процесса обогащения, при котором осуществляется формализация структуры реального производственного процесса обогащения путем разложения его на подпроцессы. Полученные подпроцессы выполняют определенные функции и имеют функциональные связи, определенные экспертами-технологами;
2. формализованное описание модели, которое включает графическую интерпретацию имитационной модели процесса обогащения, функции и условия взаимодействия всех подпроцессов, особенности поведения моделируемого процесса обогащения и т.п.;
3. синтез модели, который состоит из сборки модели и калибровки параметров;
4. проведение экспериментов с моделью для оптимизации необходимых параметров;
5. анализ полученных данных.

Обогатительные процессы также можно исследовать с помощью виртуальных моделей при наличии в них «имитационного агента». При этом производственная природа исследуемого объекта не искажается и предоставляется возможность наблюдать за производственными изменениями в определенный отрезок времени.

Ускоряется процесс построения и анализа решаемых производственных задач, выявляются новые свойства системы обогатительного процесса на основе выявленных при моделировании количественных и качественных характеристик.

Имитационное моделирование способствует оперативному реагированию как на изменение различных производственных процессов, горно-геологических и технологических условий, так и для прогнозирования будущих систем горного производства. Моделирование горнотехнических систем, и в частности, системы обогащения полезных ископаемых, позволяет также выявить скрытые закономерности производственных процессов.

Анализируя происходящие события в процессе обогащения, необходимо учитывать вариативность аспектов горнотехнического производства.

Многофакторность производственных процессов горнодобывающего производства предопределяет учет специфических признаков отдельных процессов.

Таким образом, современные тенденции цифровизации горного производства и возросшие требования к качеству принимаемых управленческих решений на горном предприятии подразумевают комплексное исследование всего процесса обогащения, как элемента горнотехнической системы.

Особый интерес вызывает необходимость в анализе и увязке между собой «больших» данных, задействованных в процессе обогащения, а именно структуры

и состава количественно-качественных схем, технологии производства и технологии добычи полезного ископаемого, информации об использовании оборудования и инновационных методов обогащения и других.

Повысить качество проводимых исследований можно с помощью комбинирования методов «больших данных» и имитационного моделирования, что позволит минимизировать экономические риски и улучшить качество принимаемых управленческих решений на горном предприятии.

Разработка комплексной интегрированной имитационной модели технологического процесса обогащения, позволяющей не только решать частные сложные инженерные задачи, но и находить рациональные решения для оптимизации экономических затрат при организации обогатительных процессов является перспективной научной задачей.

ПОВЫШЕНИЕ КОНКУРЕНТОСПОСОБНОСТИ ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЙ ПРИ ВНЕДРЕНИИ ЦИФРОВЫХ ДВОЙНИКОВ

Стадник Д.А.

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Северо-Кавказский горно-металлургический институт (государственный технологический университет)» - СКГМИ (ГТУ), г. Владикавказ, Республика Северная Осетия-Алания, Российская Федерация, *e-mail: sined777@yandex.ru*

Конкурентоспособность горнодобывающих предприятий в настоящее время напрямую зависит от степени их цифровизации. В данной статье раскрываются возможности повышения конкурентоспособности за счет цифровизации и процесс создания цифрового горнодобывающего предприятия.

Improving the competitiveness of mining enterprises with the introduction of digital twins

Stadnik D.

The competitiveness of mining enterprises currently depends directly on the degree of their digitalization. This article reveals the possibilities of increasing competitiveness through digitalization and the process of creating a digital mining enterprise.

Основополагающая часть современной российской экономики в настоящее время базируется на эксплуатации минерально-сырьевого комплекса. Это связано прежде всего с тем, что прибыль, получаемая при экспорте полезных ископаемых максимальна по объему и минимальна по срокам. Ко всему прочему значительная

часть ВВП в сфере услуг формируется на основе работы и обслуживания минерально-сырьевого комплекса (это информационные, юридические, торговые, финансово-кредитные, услуги по цифровизации и т.п.).

Минеральные ресурсы относятся к невозобновимым запасам, именно поэтому главная проблема - истощение запасов. В связи с этим задача рационального использования недр, состоящая в улучшении способов добычи и переработки полезных ископаемых, максимального их использования, правильной утилизации отходов, является первостепенной.

Одной из проблем минерально-сырьевой промышленности является недостаточная комплексность в использовании минерального сырья при его добыче и переработке, что приводит к потере ценных компонентов. В настоящее время недостаточная комплексность добычи и переработки приводит к потере свыше 30% запасов.

Анализ мировой ресурсообеспеченности стран свидетельствует о необходимости разработки стратегии рационального использования и реструктуризации отечественного минерально-сырьевого комплекса, который неизбежно будет оставаться опорой всей экономики России на ближайшее будущее.

Одним из мощных компонентов данной стратегии должно являться создание и внедрение цифровых двойников месторождений полезных ископаемых, на основе которых возможно повышение качества переработки минерального сырья и оптимальное управление горнодобывающим производством.

Внедрение программ оцифровки, таких как облачные сервисы, удаленная диагностика машин, анализ «больших» данных, может привести к формированию новых бизнес-моделей и возможностей в существующих горнодобывающих компаниях. Как показывает практика, цифровизация, автоматизация и новые технологии предоставляют горным инженерам-специалистам оперативный доступ к информации о производительности, горнотехническом состоянии работ и техническом оснащении и т.д.

Оперативное управление такими данными ускоряет принятие решений, устранение неполадок, увеличивает эффективность работы и обеспечивает лучшую защиту окружающей среды.

Цифровизация обеспечивает более безопасные условия труда, способствует взаимодействию между производственными площадками и повышает привлекательность работы для нового поколения работников горной промышленности.

Нельзя оставить без внимания и вопросы подготовки современных специалистов для горнодобывающей отрасли.

Современные тенденции диктуют необходимость пристраивания учебных планов и внедрения новых дисциплин для будущих специалистов горнодобывающих компаний.

Материально-техническая и аппаратная часть высших учебных заведений должна предусматривать возможность организации виртуальных цифровых лабораторий и ассимиляционных тренажеров для отработки и закрепления навыков и компетенций в области горного дела, проектирования, управления роботизированной техникой.

Таким образом, конкурентоспособность современного горнодобывающего предприятия напрямую будет зависеть от степени и уровня внедрения цифровых технологий в свое производство, а также от готовности персонала к работе с инновационными технологиями и роботизированными комплексами.

СОВМЕСТНОЕ ОБОГАЩЕНИЕ ТЕРРИТОРИАЛЬНО СБЛИЖЕННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ РУДНОГО И РОССЫПНОГО ЗОЛОТА С МАЛЫМИ ЗАПАСАМИ

Габараев О.З., Евдокимов С.И.

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования Северо-Кавказский горно-металлургический институт (государственный технологический университет) – СКГМИ (ГТУ), г. Владикавказ, Республика Северная Осетия-Алания, Российская Федерация, *e-mail: gabaraev59@mail.ru, eva-ser@mail.ru*

Результаты технико-экономического сравнения конкурирующих вариантов позволяют рассматривать совместное обогащение с применением разработанных технологических решений территориально сближенных месторождений рудного и россыпного золота с малыми запасами как экономически эффективный инновационный проект.

Joint enrichment of geographically close deposits of ore and placer gold with small reserves

Gabaraev O.Z., Evdokimov S. I.

The results of a technical and economic comparison of competing options allow us to consider the joint enrichment with the use of developed technological solutions of geographically close deposits of ore and placer gold with small reserves as a cost-effective innovative project.

Из результатов экономического анализа освоения техногенных ресурсов следует вывод о том, что небольшое содержание золота в сырье (и, как следствие, небольшое количество производимой продукции - золота) не позволяет окупить вложенные средства в приемлемые для инвестора сроки.

«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья»

Экономический результат будет иным, если объединить производственно-экономические активы малого горного предприятия, осуществляющего добычу золота из россыпей (прежде всего техногенных с небольшими запасами (ресурсами) золота), и горного (базового) предприятия, перерабатывающего руды золотосодержащего месторождения.

Увеличение производственной мощности предприятия возможно за счет горизонтальной корпоративной интеграции (слияния и поглощения - mergers and acquisitions – M&A) территориально сближенных объектов в единую иерархическую структуру (например, холдинг). При этом покупается доля предприятия, а не его реальные активы.

Интеграция в единую горизонтально интегрированную компанию позволяет добывать золото с меньшими производственными и общехозяйственными издержками: удельные операционные затраты (на 1 г золота и на 1 т руды) снижаются на 20% при каждом удваивании производственной мощности предприятия.

Эффект масштаба дополняется эффектами операционного синергизма (от интеграции объектов науки, производства и инфраструктуры) и сокращения транзакционных издержек; холдинг приносит большую совокупную стоимость, чем действия отдельных предприятий в сумме.

В звене «спрос-предложение» техногенные отходы приобретут свойство инвестиционного товара при условии, что их будут отрабатывать малые предприятия (артели старателей) высокопроизводительными технологиями.

Значимыми доводами в пользу освоения небольших запасов малыми предприятиями (в форме ООО, производственных кооперативов) выступают такие аргументы, как: скромные требования к инфраструктуре при сезонном режиме работы, быстрый ввод в эксплуатацию производственных мощностей, оперативность реагирования на изменение внешних условий, высокая ликвидность, отсутствие рисков, связанных с падением на фондовом рынке цен на акции и необходимости выплаты дивидендов акционерам, выплаты процентов по инвестициям и кредитам менее обременительны, возможна экономия за счет создания новой системы управления.

При объединении нескольких участков возможна их параллельная (одновременная) отработка меньшей численностью работающих, т.е. уменьшаются постоянные затраты в производственной себестоимости, но увеличиваются эксплуатационные транспортные затраты. Последние не являются критичными для проектов по освоению месторождений.

Возможность применения высокопроизводительного оборудования является основной причиной снижения себестоимости добычи золота при

**Международная конференция «Плаксинские чтения–2021»
г. Владикавказ, 04-08 октября 2021 г.**

последовательном вовлечении в хозяйственный оборот участков с техногенными отходами, но увеличивается время отработки всех объектов в группе.

Таблица 1. Результаты оценки денежных потоков при индивидуальном освоении гале-эфельных отвалов

№ п/п	Наименование показателя	Значение показателя
1	Период оценки	5 лет
2	Годовая производительность промывки	275,2 тыс.м ³
3	Содержание золота в отвалах	0,171 г/м ³
4	Годовое производство золота	37,78 кг
	Цена 1 г шлихового золота	2404,2 руб
7	Стоимость золота	90830,7 тыс.руб
8	Страховка-транспортировка и аффинаж	164,3 тыс.руб
9	Чистая выручка от реализации	90666,4 тыс.руб
10	Производственные затраты	44644,3 тыс.руб
11	Общехозяйственные затраты	4562,9 тыс.руб
12	Налоги (НДПИ/налог на имущество)	5449,8/2672,7 тыс.руб
13	Операционные затраты	57329,7 тыс.руб
14	Удельные операционные затраты:	
14.1	на 1 м ³ гале-эфельных отвалов	208,3 руб/м ³
14.2	на 1 г золота	1517,5 руб/г
15	Производственные фонды	121485,4 тыс.руб
16	Капитальные затраты	101237,8 тыс.руб
17	Оборотные средства	20247,6 тыс.руб
18	ЧДД/NPV (чистый дисконтированный доход (убыток) при ставке дисконта 20%)	-1053,8 тыс.руб
19	PI (индекс рентабельности)	0,99 доли ед
20	PP (срок окупаемости для ДДП)	не окупается

Таблица 2. Результаты балансового опыта по совместной переработке руд и россыпей золота

№ п/п	Наименование показателя	Значение показателя
1	Массовая доля золота в шихте из руд и шлихов, г/т	2,80
2	Выход концентрата, %, в том числе:	4,064
	а) «золотая головка»	0,003
	б) гравитационный концентрат	1,754
	в) флотационный концентрат	2,31
3	Массовая доля золота в продуктах обогащения, г/т:	
	а) «золотая головка»	38547
	б) гравитационный концентрат	35,36
	в) флотационный концентрат	35,42
4	Извлечение золота в продукты обогащения, %, в том числе:	92,63
	а) «золотая головка»	41,30
	б) гравитационный концентрат	22,11
	в) флотационный концентрат	29,22

**«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки
природного и техногенного минерального сырья»**

№ п/п	Наименование показателя	Значение показателя
5	Потери золота, %, в том числе:	19,06
	а) обогащение песков россыпи, %:	0,32
	б) обогащение шихты из руд и шлихов	7,37
	в) металлургическая обработка концентратов, %	11,37
6	Зачетное извлечение в сплав лигатурного золота, %	81,26

Таблица 3. Результаты моделирования денежных потоков при совместном освоении руд и россыпей золота за 2019-2023 гг.

№ п/п	Наименование показателя	Ед.изм.	Значение показателя
1	Суммарный объем переработки	тыс.т	15004
2	Суммарное производство золота	кг	33952
3	Чистая выручка от реализации	млн.руб	98199
4	Операционные затраты, в т.ч.:	млн.руб	46646
4.1	горные работы	млн.руб	17464
4.2	промывка эфелей и обогащение шлихов и руд	млн.руб	18281
4.3	Общехозяйственные затраты	млн.руб	3713
5	ЧДД/NPV (чистый дисконтированный доход при ставке дисконта 20%)	млн.руб	8549
6	PI (индекс рентабельности дисконтированных инвестиций (доход на вложенный капитал)	доли ед.	1,85
7	DPP (дисконтированный срок возврата инвестиций)	лет	2,1
8	Налоги (НДПИ/налог на имущество)	млн.руб	5900/1288
9	Оборотный капитал	млн.руб	81
10	ЕВИТ/ ЕВИТДА	млн.руб	76240/98199
11	Рентабельность ЕВИТДА	%	79,4
12	IRR (внутренняя норма доходности)	%	54,85

В лабораторных условиях исследована обогатимость золотосодержащих руд месторождения Павлик совместно со шлихом, выделенным из гале-эфельных отвалов. Руды месторождения Павлик перерабатывают на ЗИФ ИК «Арлан» по гравитационно-флотационной технологии.

Из результатов выполненной технико-экономической оценки (таблицы 1-3) следует вывод о целесообразности объединения запасов россыпей и руд с целью совместного освоения. При переходе от индивидуального освоения отходов россыпной золотодобычи к их переработке на стационарной фабрике в составе шихты с обогащаемой на ней руды общий экономический эффект становится существенно положительным. Суммарные запасы золота группы обеспечивают окупаемость инвестиций в приемлемые для инвестора сроки, внутренняя норма доходности от капвложений превышает уровень доходности от покупки ценных бумаг, размещения средств на депозите в банке.

**ПЕРЕРАБОТКА СУЛЬФИДНЫХ МЕДНО-НИКЕЛЕВЫХ РУД
МУРМАНСКОЙ ОБЛАСТИ
С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ СУЛЬФАТА АММОНИЯ**

Горячев А.А.¹, Макаров Д.В.¹, Черноусенко Е.В.², Потанов С.С.³, Цветов Н.С.⁴

¹ Институт проблем промышленной экологии Севера – обособленное подразделение ФГБУН Федерального исследовательского центра «Кольский научный центр РАН», г. Апатиты, Российская Федерация *e-mail: a.goryachev@ksc.ru*

² Горный институт - обособленное подразделение ФГБУН Федерального исследовательского центра «Кольский научный центр РАН», г. Апатиты, Российская Федерация

³ Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Южно-Уральский федеральный научный центр минералогии и геоэкологии Уральского отделения Российской академии наук, г. Миасс, Российская Федерация

⁴ Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья им. И.В. Тананаева - обособленное подразделение ФГБУН Федерального исследовательского центра «Кольский научный центр РАН», г. Апатиты, Российская Федерация

Показана возможность использования сульфата аммония для извлечения цветных металлов из сульфидных медно-никелевых руд. Потери никеля с хвостами флотации составили 14.56%, меди – 10.09%. Соотношение концентрат : сульфат аммония=1:7, измельчение концентрата до фракции -40 мкм и температура обжига 400 °С выбраны в качестве оптимальных технологических параметров.

Processing of sulfide copper-nickel ores of the Murmansk region with the use of ammonium sulphate

Goryachev A.A., Makarov D.V., Chernousenko E.V., Potapov S.S., Tsvetov N.S.

The possibility of using ammonium sulfate for the recovery of non-ferrous metals from the sulfidic copper-nickel rough concentrate was shown. Losses of nickel with flotation tailings was 14.56%, copper – 10.09%. The ratio of concentrate:(NH₄)₂SO₄=1:7, grinding of the concentrate to a fraction -0.04 μm and roasting temperature=400 °C were selected as optimal technological parameters.

Многолетняя эксплуатация месторождений медно-никелевых руд Печенгского рудного поля привела к необходимости вовлечения в переработку руд с усложнённой морфологией вкрапленности сульфидных минералов. При этом традиционно используемые технологические схемы и реагентные режимы не обеспечивают получение необходимых показателей обогащения. Преобладающим типом руд в настоящее время являются вкрапленные руды в серпентинитах. Схема обогащения вкрапленных медно-никелевых руд представлена двухстадиальным измельчением и широким фронтом флотации, включающим межцикловую, основную, контрольную, перечистные операции и

дофлотацию промпродуктов. Потери никеля с хвостами обогащения составляют около 25% от содержания в руде. Таким образом, разработка оптимальной технологической схемы, позволяющей максимально эффективно перерабатывать исходное сырьё – главная задача для горно-обогатительной отрасли. Низкотемпературный обжиг смеси низкосортных латеритных и смешанных никелевых руд с сульфатом аммония с последующим водным выщелачиванием клинкера считается перспективным и экологически чистым процессом.

Представляло интерес исследование возможности применения данного способа для некондиционных сульфидных медно-никелевых материалов. Использование метода низкотемпературного обжига и последующего выщелачивания черного концентрата, полученного в результате проведения основных операций (основной и контрольной флотаций), который максимально концентрирует в себе сульфиды, позволит добиться более полного извлечения цветных металлов. Это подтверждается технологическими показателями обогащения по флотационной схеме – извлечение никеля в черновой концентрат (в пенные продукты основных флотационных операций) ~ на 10% выше его извлечения в готовый концентрат (в пенные продукты перечистных операций).

Для флотационных исследований использовали руду с содержанием никеля 0.72%, меди 0.29%, железа 14% и серы 2.5%. Измельчение руды для опытов осуществляли в шаровой мельнице объёмом 7 л при соотношении Т:Ж = 1:0.6 до крупности 80% кл.-0.071 мм.

Флотационные опыты выполняли во флотомашинах механического типа с объёмом камеры 3 л. Флотацию проводили в щелочной среде при соотношении Т:Ж = 1:2.5. Необходимое значение рН среды создавали добавлением кальцинированной соды (Na_2CO_3). В качестве собирателей использовали бутиловый ксантогенат калия (Кх), подаваемый в измельчение, и бутиловый аэрофлот натрия (Аф), для активации сульфидных минералов – медный купорос (CuSO_4).

Время основной флотации составляло 10 минут, контрольной – 15 минут.

В опытах по обжигу черного концентрата использовали сульфат аммония квалификации х.ч. Смесь концентрата с сульфатом аммония загружали в алундовый тигель и помещали в муфельную печь. Температуру обжига варьировали от 300 до 500°C с интервалом 50°C. Продолжительность обжига составляла 4 часа, нагрев до заданной температуры занимал 1 час. Массовое соотношение концентрата и сульфата аммония изменяли от 1:2 до 1:7. Обожжённые образцы выщелачивали горячей водой при 80°C в течение 40 мин при соотношении Т:Ж равном 1:4 и скорости перемешивания 230 мин⁻¹. Полученный раствор фильтровали для последующего определения концентрации

металлов. Концентрацию никеля и меди в растворе выщелачивания определяли методом атомно-абсорбционной спектроскопии с электротермической атомизацией (ПНД Ф 14.1:2:4.140-98). Для диагностики минерального состава клинкера и остатка после выщелачивания использован метод порошковой рентгеновской дифракции (рентгенографии) на приборе ДРОН-2.0. Дифференциально-термический анализ проведен на ТГ/ДСК-анализаторе NETZSCH STA 409 PC.

Полученный черновой концентрат представлял собой пенные продукты основной и контрольной флотаций и содержал 2.07% никеля и 0.881% меди при извлечении 85.44 и 89.91% соответственно. Потери никеля с хвостами флотации составляют 14.56%, меди – 10.09%. В исходном концентрате после флотации веществе методом РФА достоверно установлены три нерудных минерала: тальк $Mg_3Si_4O_{10}(OH)_2$, лизардит $Mg_3Si_2O_5(OH)_4$, клинохлор $(Mg,Fe)_5Al(Si,Al)O_{10}(OH)_8$ и три рудных – халькопирит $CuFeS_2$, пирротин $Fe_{1-x}S$ и пентландит $(Fe,Ni)_9S_8$, зафиксированы рефлексы магнетита Fe_3O_4 . При добавлении к медно-никелевому концентрату сульфата аммония (природным аналогом которого является минерал масканьит $(NH_4)_2SO_4$) на рентгенограмме смеси не зафиксирован клинохлор. Остальные минералы исходного концентрата – тальк, лизардит, пирротин, пентландит и халькопирит надёжно диагностируются.

Для исследований выбраны образцы обожженной смеси концентрата с сульфатом аммония при соотношении 1:2. В процессе обжига концентрата с масканьитом при температуре 300 °С в пробе появляются новые минералы – пиракмонит $(NH_4)_3Fe(SO_4)_3$, а также медь- и никельсодержащие сульфаты. Масканьит при данной температуре разлагается не полностью и рефлексы данного минерала фиксируются после обжига. Силикатные минералы стабильны при высоких температурах и также остаются в пробе. В процессе водного выщелачивания сульфаты металлов переходят в раствор. После обжига при 350°С кроме пиракмонита $(NH_4)_3Fe(SO_4)_3$ образуется аммонiorозит $(NH_4)Fe_3(SO_4)_2(OH)_6$, а также гидроксидно-железистая фаза гётит $\alpha-FeO(OH)$. В пробе остаются силикатные минералы – тальк и лизардит, фиксируются рефлексы сульфидов. После обжига концентрата с масканьитом при температуре 400 °С в пробе обнаружены другие виды сульфатных минералов – морит $(NH_4)_2Fe(SO_4)_2 \times 6H_2O$ и кокимбит $(Fe,Al)_2[SO_4]_3 \times 9H_2O$, фиксируется тальк $Mg_3Si_4O_{10}(OH)_2$. После обжига значительно интенсивнее проявляются рефлексы сульфата никеля.

В ходе выщелачивания сульфаты меди и никеля полностью растворяются, не фиксируются также рефлексы морита, в пробе остается не полностью выщелоченный кокимбит. По данным РФА пробы, обожжённой при 450 °С,

фиксируются морит и кокимбит, а также тальк. Присутствуют сульфиды, что указывает на необходимость увеличения расхода сульфата аммония. В пробе после выщелачивания обнаруживаются сульфатные минералы кокимбит и морит, при этом морит выщелачивается лучше кокимбита, зафиксирован тальк. После обжига смеси при температуре 500 °С среди сульфатных минералов фиксируются лишь сульфаты меди и никеля. Основную долю составляют первичные нерудные минералы исходного концентрата – тальк и лизардит. В пробе осадка выщелачивания обнаруживаются тальк и лизардит, можно предполагать наличие кварца, образование которого возможно за счёт исходных силикатных минералов.

По результатам ДТА можно заключить, что в низкотемпературной области до 300 °С потери массы смеси практически не наблюдается, хотя при нагревании присутствующего талька может наблюдаться удаление сорбционной воды при 200 °С. Отмечены эндотермические эффекты с минимумами при 332 и 436.3 °С, которые обусловлены термическим разложением не полностью вступившего во взаимодействие с минералами концентрата расплавленного сульфата аммония. При дальнейшем нагревании наблюдается серия эндотермических эффектов с минимумами при 439, 469.4, 495.8 и 549.1 °С, сопровождающиеся потерей массы образца. Вероятно, пики отражают разложение сложных аммоний содержащих сульфатов железа. Следует отметить, что в этом температурном интервале происходят экзотермические процессы окисления сульфидных минералов концентрата с увеличением массы. Последующие эндотермические эффекты при 694.7 и 886.6 °С, сопровождающиеся снижением массы образца, обусловлены дегидратацией лизардита и талька.

Результаты экспериментов с варьированием температуры обжига показали, что существует возможность добиться приемлемого уровня извлечения металлов уже при температуре 400 °С. Влияние соотношения концентрат : сульфат аммония на извлечение металлов в раствор исследовано при этой температуре. Анализ извлечений металлов при использовании различного соотношения концентрата и сульфата аммония показал, что наибольшее извлечение никеля было достигнуто при соотношении 1:7, в раствор извлечено 77%. При данном соотношении извлечение меди составило 79%. С целью повышения извлечения цветных металлов в раствор было проанализировано влияние степени измельчения концентрата. Измельчение вели совместно с сульфатом аммония. Эксперименты проведены для фракций -50+0 и -40+0 мкм. Опыты выполнены при оптимальной температуре 400 °С и соотношении концентрат : сульфат аммония 1:7. При измельчении смеси до -50 мкм было извлечено 87.1% никеля и 81.4% меди. Более тонкое измельчение позволило увеличить извлечение цветных металлов. В раствор извлечено 95.3% никеля и 92.1% меди.

В ходе работы установлено, что процесс низкотемпературного обжига сульфидных руд с сульфатом аммония характеризуется высокой степенью извлечения металлов, селективностью реакций, энергетической эффективностью и низкой стоимостью. Применение данной технологии способно повысить экономическую эффективность процесса обогащения и снизить негативное воздействие на окружающую среду.

ИССЛЕДОВАНИЯ РУДЫ ТЕКУЩЕЙ ДОБЫЧИ ООО «ГРК «БЫСТРИНСКИЙ» НА ОБОГАТИМОСТЬ

Чантурия В.А., Матвеева Т.Н., Лихачева С.В.

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр имени академика В.Н. Мельникова Российской академии наук (ИПКОН РАН), Москва, Российская Федерация, *e-mail:Likhacheva727@mail.ru*

При выполнении исследований на обогатимость руды текущей добычи ООО «ГРК «Быстринский» проведен минералогический анализ крупных классов крупности, выполнен гранулометрический и рентгеноспектральный анализ исходной пробы руды, рентгенофазовый анализ продуктов флотационного опыта по базовой схеме.

Studies on the dressability of ore from the current production of Bystrinsky LLC

Chanturiya V A, Matveeva T N, Likhacheva S V

When performing studies on the dressability of ore from the current production of Bystrinsky LLC, a mineralogical analysis of large size grades was carried out, granulometric and X-ray spectral analysis of the original ore sample, X-ray phase analysis of the products of the flotation experiment according to the basic scheme.

Быстринское месторождение медь-железо-золотосодержащей руды приурочено к Быстринскому интрузивному массиву диоритов и гранодиорит-порфиров юрского возраста. Промышленное золото-халькопирит магнетитовое оруденение в скарнах установлено на четырёх участках: Верхне-Ильдиканском, Быстринском-2, Малом Медном Чайнике и Южно-Родственном, которые располагаются в экзоконтактной зоне массива. пирротин, халькантит, халькопирит, шеелит. Минеральных видов девять: борнит, золото, магнетит, молибденит, пирит, пирротин, халькантит, халькопирит, шеелит. Основными рудными минералами являются халькопирит, магнетит и пирит [<https://webmineral.ru/deposits/item.phpid=2119>].

По данным ОАО «ГМК «Норильский никель» на 01.10.2006, содержание

«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья»

основных металлов по карьерам различно, изменяется в широких диапазонах и находится в пределах: Cu – 0,20-0,93%; Fe – 21,28-23,99%; Au– 0,41-1,01 г/т; Ag – 1,57-5,34 г/т. Всего запасов по месторождению: Cu – 2,03 млн.т, Fe – 66,9 млн.т, Au – 234,1 т, Ag – 1047,3 т.

Морфология и элементный состав минеральных зерен изучены в Центре изучения природного вещества ИПКОН РАН на аналитическом сканирующем электронном микроскопе (РЭМ) LEO 1420VP, оснащенный рентгеновским энергодисперсионным микроанализатором INCA 350.

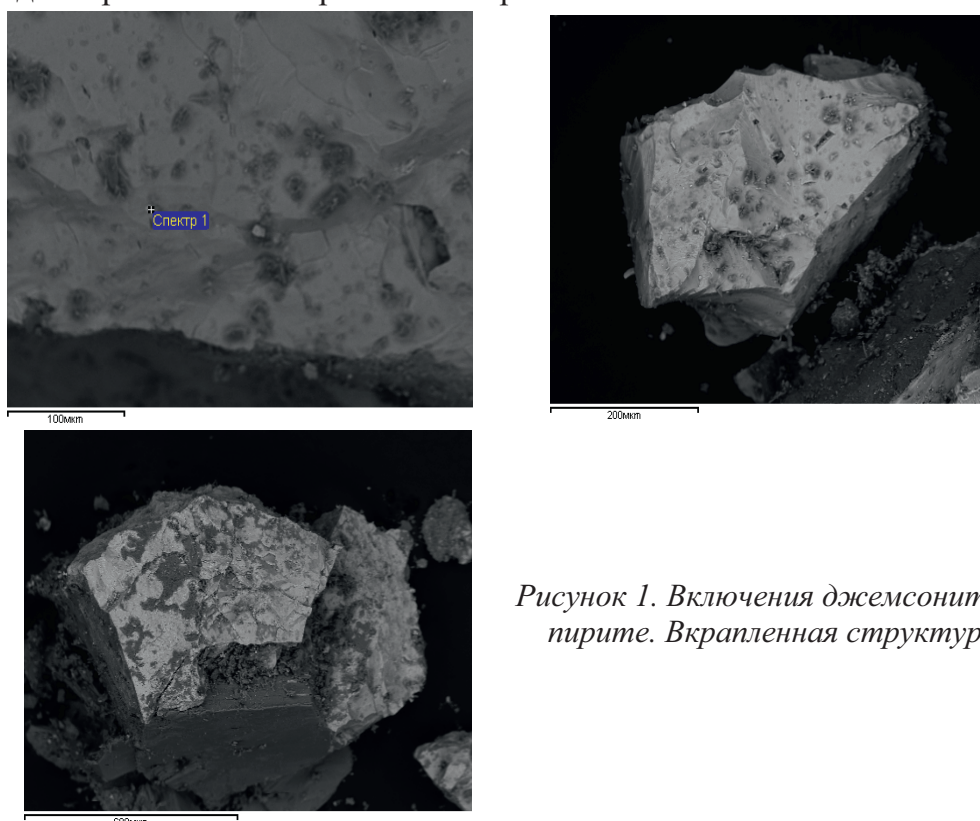


Рисунок 1. Включения джемсонита в пирите. Вкрапленная структура

Проба руды текущей добычи была предоставлена ООО «ГРК «Быстринский». Исходная руда, поступающая на обогатительную фабрику ООО «ГРК «Быстринский», имеет сложный морфологический состав, представленный включениями джемсонита в пирите с включениями нерудных минералов и в халькопирите, характеризуется тонкой вкрапленностью (рисунок 1) и микротрещиноватостью (рисунок 2).

Исследования руды текущей добычи ООО «ГРК «Быстринский» на обогатимость проводились в ИПКОН РАН на мелкодробленной пробе руды с содержанием Cu=0,53%, Fe=20,9%, Au=0,55 г/т, Ag=2,6 г/т, Pb=0,0035%.

Для определения условий измельчения в лабораторной мельнице валкового типа был выполнен ситовой рассев исходной руды. Исходная проба руды представлена неоднородным по крупности материалом. Крупные классы +0,071 мм составляют 75,9%, выход тонких шламовых классов -0,044 мм составил 16,1%.

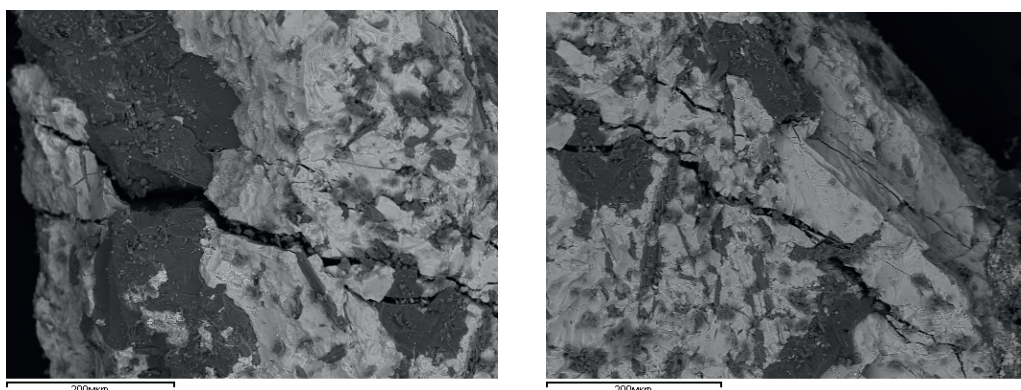


Рисунок 2. Микротрещинноватость исходной руды

Исследования на измельчаемость проводились тремя сериями: с изменением времени измельчения, скорости вращения мельницы, шаровой загрузки и соотношения Ж:Т.

Увеличение скорости вращения мельницы (в 2,5 раза с 20 до 50 об/мин) позволило получить 69,9% содержания класса $-0,071$ мм.

Увеличение шаровой загрузки и снижение количества воды в мельнице оказывает незначительное влияние на выход классов $-0,071$ мм. Таким образом, были определены оптимальные режимные параметры измельчения с увеличением шаровой загрузки и скорости вращения мельницы для лабораторных условий в ИПКОН РАН.

Полученные классы крупности были проанализированы рентгеноспектральным методом рентгеноспектрального анализа (далее - РСА) в Центре изучения природного вещества ИПКОН РАН. По результатам ситового анализа и результатов РСА, выполнен расчет содержания основных элементов и оксидов в пробе исходной руды и их распределение по классам крупности (таблица).

Таблица. Распределение основных элементов и оксидов в пробе исходной руды

Классы крупности, мм	+0,1	-0,1+0,071	-0,071+0,063	-0,063+0,44	-0,044	Итого	
Выход класса, %	17,09	13,01	6,55	6,91	56,43	100,0	
Распределение, %	Fe _{общ}	17,75	20,32	19,41	21,40	21,12	100,0
	Cu	9,69	15,12	17,78	22,24	35,17	100,0
	S	15,53	18,19	18,19	24,44	23,65	100,0
	SiO ₂	20,59	20,03	20,14	19,90	19,34	100,0
	Al ₂ O ₃	20,62	19,72	20,06	19,72	19,88	100,0
	MgO	19,31	19,47	21,09	19,51	20,63	100,0
	K ₂ O	23,12	21,12	19,83	18,11	17,82	100,0
	Na ₂ O	20,60	18,87	20,75	21,38	18,40	100,0
TiO ₂	22,94	20,53	18,86	17,52	20,15	100,0	

**«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки
природного и техногенного минерального сырья»**

Продукты флотационных опытов анализировались рентгенофазовым анализом (далее – РФА) в Лаборатории экологического сбалансированного освоения недр ЭКОН ИПКОН РАН.

Флотационные исследования выполнялись по схеме проведения лабораторных тестовых опытов на обогатимость в исследовательской лаборатории ООО «ГРК «Быстринский».

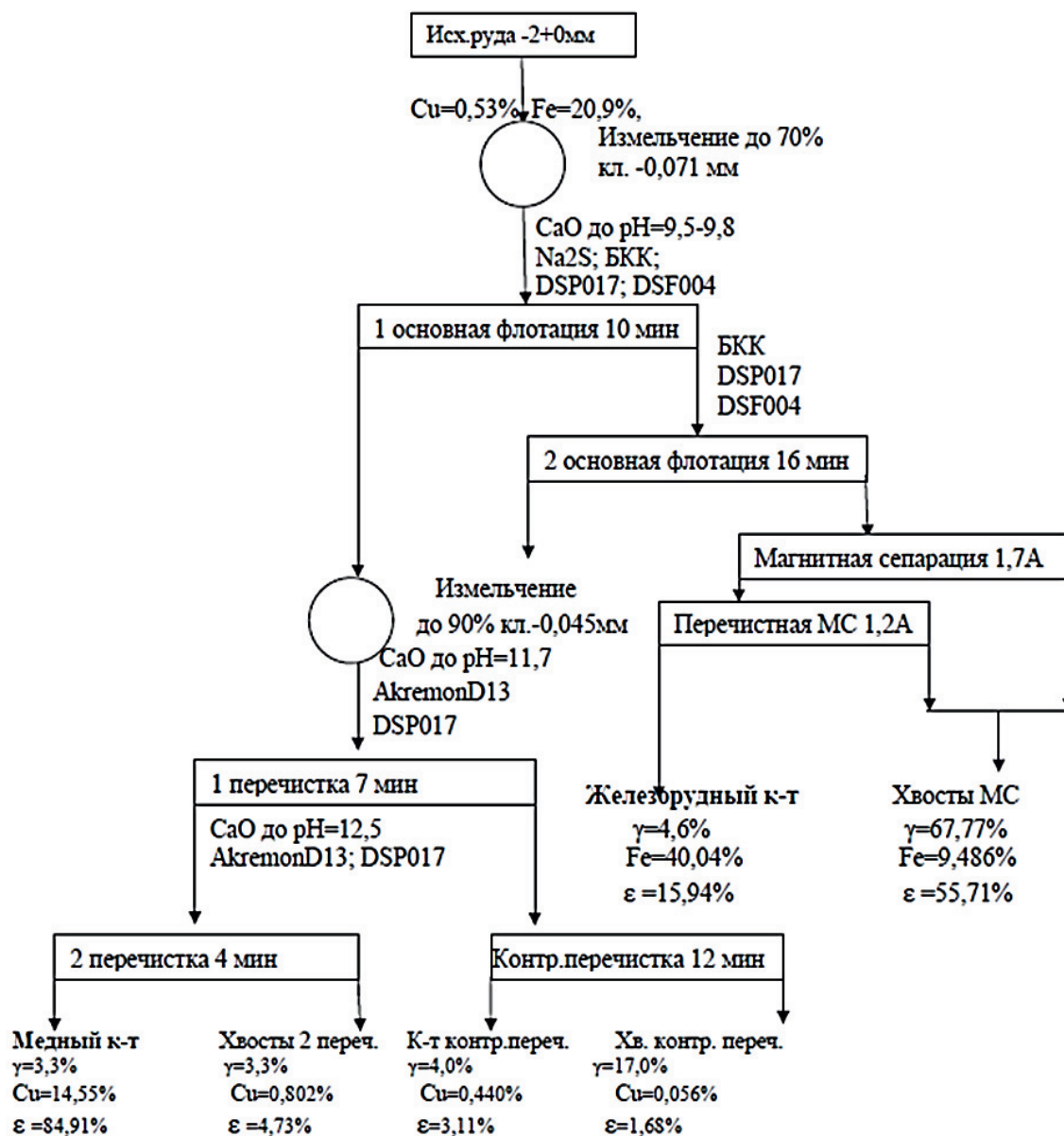


Рисунок 3. Схема проведения и результаты лабораторных исследований

Схема позволяет получить медный и железорудный концентрат (далее - ЖРК) и включает в себя:

- две стадии измельчения (исходной руды и доизмельчение концентратов основной флотации);

– две основных флотации, две перечистных операции и контрольную перечистку. ЖРК выделяют мокрой магнитной сепарацией с индукцией 0,07 Тл (1,7 А) и последующей перечисткой магнитного продукта при 0,04 Тл (1,2 А).

Медный концентрат получают флотационным методом, состоящим из двух перечистных операций концентратов основной флотации и контрольной перечисткой промпродукта. Основная флотация проводится в щелочной среде при рН=9,5-9,8, а перечистные – в сильнощелочной при рН= 11,7 и 12,5 соответственно.

Реагентный режим включает в себя следующие реагенты: регулятор среды - кальцинированная сода; собиратель - бутиловый ксантогенат калия; собиратель DSP017; вспениватель - DSF004 и депрессор пустой породы - Акремон D13.

Схема флотационного опыта и полученные результаты приведены на рисунке 3.

В результате выполненных флотационных исследований получен медный концентрат с содержанием меди 14,55% (извлечение меди составило 84,91%) и железорудный концентрат с содержанием железа 40,04% (извлечение железа составило 16%). Для улучшения качества медного концентрата и повышения извлечения меди предлагается провести флотационные исследования с применением более селективных реагентов-собираателей с различной структурой углеводородного радикала и функциональной группы на медь и золото.

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛИМЕТАЛЛ- ЗОЛОТО-СЕРЕБРЯНОЙ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ЖОСАБАЙ

*Ли Э.М.¹, Шалгымбаев С.Т.¹, Агибаева Д.Н.¹, Янгитилавова Б.Х.¹,
Абраимов А.Р.², Муратбеков Д.Х.², Касимова Н.К.²*

¹ Филиал Республиканского государственного предприятия «Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан»

Государственное научно-производственное объединение промышленной экологии «Казмеханообр», г. Алматы, Республика Казахстан

² Товарищество с ограниченной ответственностью «Акмолит», Акмолинская область, п. Шортанды, Республика Казахстан e-mail.ru: li-era@mail.ru

Исследования по разработке технологической схемы переработки руды месторождения «Жосабай» проводили по селективной и коллективно-селективной схемам флотации. На основании проведенных исследований рекомендуется коллективно-селективная схема флотации.

**Development of beneficiation technology polymetal-gold-silver ore of the
Zhosabay deposit**

*Lee E.M., Shalgymbayev S.T., Agibaeva D.N., Yangitilavova B.H.,
Abraimov A.R., Muratbekov D.H., Kasimova N.K.*

Studies on the development of a technological scheme for processing ore from the Zhosabay deposit were carried out using selective and collective-selective flotation schemes. Based on the conducted studies, it is recommended to use collective-selective flotation schemes.

Месторождение «Жосабай» находится в Шетском районе Жесказганской области в 85 км восточнее железнодорожной станции Агадырь. Месторождение приурочено к северо-западному борту Каргалинской структуры.

Технологическая проба представлена следующими породами:

- эффузивные кислые породы, интенсивно окварцованные и серицитизированные и в различной степени оруденелые;
- кварц-карбонатные, кварцевые и кварц-серицитовые породы;
- черные сильно пористые марганцевые породы с гнездами галенита.

Содержание в пробе составляет свинца 1,46%, цинка 1,06%, золота 1,10 г/т, серебра 47,47 г/т, серы_{общ.} 3,78%, серы_{сульфид.} 3,57%, железа 4,06%, диоксида кремния 66,95%, оксида алюминия 7,96%, оксида магния 3,26%, оксида кальция 3,15%, фосфора 0,06%, мышьяка 0,022%.

Фазовым анализом установлено, что минералы представлены:

- свинцовые: сульфидами (55,86%), окисленными рудами (41,38%), плюмбоярозитами (2,76%);
- цинковые: сульфидами (57,77%), окисленными (12,45%) и силикатными (18,92%) рудами, цинком в остатке (10,36%).

Рациональным анализом на золото установлено, что: золото на 49,56% находится в свободном виде и в открытых сростках при крупности 90% минус 0,071 мм; существенная часть золота 19,27% и 40,87% серебра ассоциирована с сульфидными минералами, т.е. находится в не извлекаемой форме при прямом выщелачивании руды цианидным раствором; с пустой породой связано 7,08% золота и 6,71% серебра тонкодисперсного не извлекаемого.

Основным технологическим процессом, позволяющим наиболее полно нейтрализовать неблагоприятные особенности вещественного состава перерабатываемых руд и получить приемлемые технологические показатели обогащения, является флотация. Флотационные исследования проводили: по селективной схеме флотации; по коллективно–селективной схеме флотации. При проведении исследований по флотационной схеме отработаны режимы измельчения и флотации: тонина помола, расходы собирателя, депрессора, рН

среды. Селективная схема флотации включала:

- измельчение руды в две стадии: I стадия до крупности 65% класса минус 0,071 мм, II стадия – 80% класса минус 0,071 мм;
- свинцовый цикл флотации;
- цинковый цикл с доизмельчением грубого цинкового концентрата до $P_{100}=44$ мкм;
- окисленный цикл на хвостах цинковой флотации.

По селективной схеме получены:

- свинцовый концентрат с содержанием свинца 43,99%, цинка 10,87%, железа 10,10%, золота 39,60 г/т, серебра 1690,00 г/т при извлечении свинца 45,16%, золота 54,24%, серебра 61,93%, железа 4,15%;
- цинковый продукт с содержанием цинка 30,45%, свинца 2,60%, золота 7,22 г/т, серебра 306,91 г/т, железа 17,15% при извлечении цинка 30,20%, железа 4,56%.

Многие сульфидно-окисленные руды характеризуются неравномерной вкрапленностью минералов. При этом сульфиды свинца вкраплены крупно, а окисленные – очень тонко. К таким рудам целесообразно применять стадийное обогащение [1]. Разработка коллективной схемы применительно к данной руде обусловлена следующими причинами:

- неравномерной вкрапленностью минералов. По результатам минералогического анализа галенит встречается в гнездах размером от 3-4 до 1-1,5 мм; встречаются цепочки мелких вкраплений галенита со сфалеритом и галенит часто присутствует в виде микровключений в пирите;
- в исходной руде суммарное содержание свинца, цинка, железа составляет 6,50%, значительный объем занимает нерудная часть – диоксид кремния 66,95%, оксид алюминия 7,96%, оксид магния 3,26%, оксид кальция 3,15%.

Коллективно-селективная схема включала:

- две стадии коллективной флотации: I стадия при крупности 65% класса минус 0,071 мм; II стадия при крупности 80% класса минус 0,071 мм;
- десорбцию, отмывку коллективного концентрата;
- доизмельчение коллективного концентрата до $P_{100}=44$ мкм;
- свинцовый цикл флотации;
- цинковый цикл на хвостах свинцовой флотации;
- окисленную свинцовую флотацию на хвостах коллективной флотации после сульфидизации.

Коллективную флотацию проводили при $pH = 9,1$, создаваемом содой, в качестве собирателя был использован бутиловый ксантогенат, вспениватель – Т-80. При разделении коллективного концентрата депрессия минералов цинка

осуществлялась цинковым купоросом при $pH=8,5$, создаваемый известью. Известно, что наименьшая активация цинковой обманки при $pH=8,5$, а в этих условиях пирит не депрессируется [1]. Для депрессии пирита необходимо подавать цианид, который приводит к депрессии золота и серебра в результате их растворения. Для депрессии пирита в данной работе использовали реагент Aero 7261A, в качестве собирателя Aerophine 3418A, фирмы «Cytex».

На хвостах свинцовой флотации проводили цинковую флотацию после активации медным купоросом при $pH=11,0-11,5$. Окисленная флотация свинца проводилась на хвостах коллективной флотации. Окисленный свинец в пробе по результатам рентгено-дифрактометрического анализа представлен церусситом. Флотация окисленных свинцовых минералов после предварительной сульфидизации является единственным способом их извлечения.

Сульфидизация осуществляется обычно сернистым натрием. Образующаяся на поверхности церуссита сульфидная пленка устойчива, она не поддается быстрому окислению растворенным в жидкой фазе пульпы кислородом или разрушению под влиянием механических воздействий, что обеспечивает эффективную флотацию сульфидизированного церуссита. Продолжительное перемешивание с сернистым натрием и увеличение количества перемешиваний снижает извлечение церуссита [1, 2]. Флотацию церуссита после сульфидизации осуществляли бутиловым ксантогенатом при $pH=9,1$, создаваемом содой.

По коллективно-селективной схеме получены:

- сульфидный свинцовый концентрат с содержанием свинца 46,98%, цинка 7,88%, железа 10,82%, золота 43,45 г/т, серебра 1919,65 г/т при извлечении свинца 42,64%, железа 3,58%, золота 59,75%, серебра 60,04%;
- окисленный свинцовый концентрат с содержанием свинца 43,70%, цинка 2,53%, железа 9,48%, золота 8,34 г/т, серебра 257,67 г/т при извлечении свинца 25,95%, железа 2,05%, золота 7,51%, серебра 5,27%;
- общий свинцовый концентрат с содержанием свинца 45,68%, цинка 5,76%, железа 10,29%, золота 29,57 г/т, серебра 1262,41 г/т при извлечении свинца 68,59%, железа 5,63%, золота 67,26%, серебра 65,31%;
- цинковый концентрат с содержанием цинка 43,28%, свинца 1,80%, железа 10,12%, золота 2,80 г/т, серебра 441,05 г/т при извлечении цинка 40,06%, железа 2,42%. Потери в цинковом концентрате составляют свинца 1,18%, золота 2,78%, серебра 9,96%. золота 2,78%, серебра 9,96%.

Список использованных источников

1. Митрофанов С. И. Селективная флотация. – М.: Metallurgizdat, 1958.
2. Абрамов А.А. Технология обогащения окисленных и смешанных руд цветных металлов. – М.: Недра, 1986.

**ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ МИНЕРАЛОГИЯ, РУДОПОДГОТОВКА,
ТОНКОЕ И СВЕРХТОНКОЕ ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ
МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ**



**ВКЛАД АКАДЕМИКА Л.А. ВАЙСБЕРГА В ИССЛЕДОВАНИЯ
ПО МИКРОТОМОГРАФИИ ГОРНЫХ ПОРОД**

Каменева Е.Е.

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Петрозаводский государственный университет», г. Петрозаводск, Российская Федерация, e-mail: elena.kameneva@mail.ru

Выполнен краткий обзор исследований академика Л.А.Вайсберга по микротомографии горных пород. Отмечен вклад этих исследований в теорию прочности и механику разрушения твердого тела. Показано значение этих исследований при решении научных и практических проблем, связанных с дезинтеграцией горных пород.

**Academician L.A. Vaisberg's contribution to research
on microtomography of rocks**

Kameneva E.E.

A brief review of the research of Academician L.A. Vaisberg on microtomography of rocks is made. The contribution of these studies to the theory of strength and fracture mechanics of solids is noted. The importance of these studies in solving scientific and practical problems associated with the disintegration of rocks is shown.

Современный подход к совершенствованию процессов дезинтеграции горных пород основан на оценке неоднородности их строения и дефектности структуры на микроуровне. Именно такой подход позволяет решить проблему разработки энергетически выгодных способов разрушения по границам раздела минеральных фаз.

Прочность горной породы определяется ее минеральным составом, текстурой и структурой порового пространства – размерами, формой и пространственной ориентацией пор. В то же время структура порового пространства горных пород достаточно сложна, и ее количественное описание вызывает принципиальные затруднения.

В 2013 г. академик Леонид Абрамович Вайсберг отметил, что при решении этой проблемы важным аспектом является выбор неразрушающего метода, позволяющего получать количественные оценки отдельных параметров,

характеризующих структуру исследуемых образцов горных пород, в связи с чем он обратил внимание на метод рентгеновской компьютерной микротомографии. При исследовании процессов дезинтеграции руд и горных пород несомненным преимуществом компьютерной микротомографии является возможность исследования динамики изменения внутренней структуры породы под воздействием различных силовых полей, что создает основу для прогнозирования зависимости морфометрических параметров и прочности горных пород, свойств продуктов дробления и характеристик технологического процесса, в частности, потребления энергии.

Л.А. Вайсберг сформулировал основные задачи микротомографических исследований при решении практических вопросов, связанных с дезинтеграцией горных пород:

- получение данных, позволяющих количественно оценить структуру порового пространства горных пород; визуализация структуры исследуемых образцов;
- получение дифференциальной характеристики параметров структуры пористости, выявление их взаимосвязи и оценка влияния отдельных параметров микроструктуры на прочность пород;
- исследование трансформации микроструктуры горных пород в динамике под воздействием различных силовых нагрузок (сжимающих, ударных, вибрационных, температурных);
- оценка влияния параметров нагружения, характер трансформации микроструктуры пород и их поведение в процессах деформации-разрушения.

Первоначально исследования носили поисковый характер, а, начиная с 2017 г., были поддержаны грантом РФ «Вибрационные технологии переработки различных материалов в передовых интеллектуальных производствах - теория, моделирование, основы создания мехатронных комплексов для их реализации», выполняемым под его руководством.

В результате исследований, выполненных под руководством Л.А. Вайсберга, получен ряд новых зависимостей и закономерностей, характеризующих структуру горных пород и их поведение в процессах деформации-разрушения.

Поисковые микротомографические исследования образцов различных генетических типов горных пород показали различия в структуре их порового пространства – количестве, размерах, форме пор и их пространственном распределении в объеме образцов.

Интерпретируя полученные результаты, Л.А. Вайсберг акцентировал свое внимание на том, что практически любая горная порода характеризуется

широкими вариациями размеров, форм, содержаний пор и зерен отдельных минералов, а полученные в результате микротомографии параметры структуры порового пространства являются лишь усредненными характеристиками единичных образцов и не несут объективной информации о микроструктуре породы в целом.

В этой связи он предложил рассматривать горную породу как твердое тело, состоящее из минерального вещества и порового пространства. При условии определения количественных значений показателей, характеризующих минеральное вещество и поровое пространство, и установления их взаимосвязи структура породы может быть описана математически. При такой постановке вопроса принципиальное значение имеет выделение характеристических параметров структуры порового пространства и минерального вещества. Эти показатели должны иметь ясный физический смысл и быть доступны для экспериментального определения.

Учитывая, что метод рентгеновской компьютерной томографии позволяет установить численные значения параметров структуры порового пространства, появляется реальная возможность установления их взаимосвязи в количественном выражении.

В результате обобщение результатов томографических исследований основных типов изверженных горных пород – гранитов и габбро-диабазов были выявлены общие зависимости и закономерности, характеризующие взаимосвязь отдельных параметров их структуры, а также обоснованы показатели, влияющие на прочность пород.

Под руководством Л.А. Вайсберга выполнен цикл работ по изучению влияния различных видов нагрузок на структуру горных пород. При исследовании этих процессов Л.А. Вайсберг заострил внимание на том, что с момента приложения нагрузки в породах развиваются упругие и пластические деформации, соотношение между которыми зависит не только от текстурно-структурных особенностей породы, но и от параметров нагружения.

Были разработаны оригинальные методики микротомографических исследований, позволяющие изучать трансформацию структуры пород в зависимости от скорости нагружения и величины прилагаемого усилия.

В результате этих исследований были выявлены особенности трансформации микроструктуры образцов при воздействии сжимающих и ударных нагрузок и различных параметрах нагружения, что позволило обосновать рациональные энергоэффективные способы и условия дробления применительно к породам различных текстурно-структурных типов.

Отдельно внимания заслуживает работа Л.А. Вайсберга, связанная с

изучением знакопеременных температурных нагрузок на прочность и долговечность горных пород.

Микротомографические исследования показали, что при циклическом замораживании и оттаивании происходит изменение структуры порового пространства не только в поверхностном слое, как считалось ранее, но и в объеме породы. Это позволило сформулировать новый подход к оценке долговечности природного камня.

Результаты исследований Л.А. Вайсберга свидетельствуют о возможности применения рентгеновской микротомографии и необходимости проведения детальных исследований при решении следующих научных и практических задач:

- уточненная оценка физико-механических свойств строительных горных пород на стадии геологической разведки для обоснования направления его использования и прогноз показателей качества конечной товарной продукции;
- установление физико-механических и технологических свойств горных пород для выбора рациональной технологии переработки и соответствующего оборудования;
- управление процессом переработки с целью снижения энергозатрат и повышения качества выпускаемой продукции;
- прогнозная оценка долговечности щебня в процессе его эксплуатации в дорогах и конструкциях.

Основные результаты исследований Л.А. Вайсберга по микротомографии горных пород опубликованы в следующих работах:

1. «Исследование физико-механических свойств строительных горных пород, влияющих на дезинтеграцию и качество конечной товарной продукции» (В сборнике: Инновационные процессы комплексной и глубокой переработки минерального сырья (Плаксинские чтения 2013).
2. «Исследование структуры порового пространства гнейсо-гранита методом рентгеновской томографии» (Обогащение руд, 2013)
3. «Исследование микроструктуры порового пространства горных пород в связи с их дезинтеграцией» (В сборнике: Прогрессивные методы обогащения и комплексной переработки природного и техногенного минерального сырья. Плаксинские чтения – 2014).
4. Рентгеновская компьютерная микротомография как перспективный метод исследования микроструктуры строительных горных пород в связи с проблемой их разрушения (XXI Петербургские чтения по проблемам прочности. К 100-летию со дня рождения Л.М Качанова и Ю.Н. Работнова, 2014).

5. «Возможности компьютерной рентгеновской микротомографии при исследовании физико-механических свойств горных пород» (Горный журнал, 2014).
6. «Изменение структуры горных пород при циклическом замораживании и оттаивании» (Обогащение руд, 2015).
7. «Исследование процесса деформации гранита при одноосном сжатии» (Горный журнал, 2015).
8. «Изменение прочностных свойств горных пород в процессах дезинтеграции В сборнике: Ресурсосбережение и охрана окружающей среды при обогащении и переработке минерального сырья» (Плаксинские чтения – 2016).
9. «Взаимосвязь структурных особенностей и физико-механических свойств горных пород» (Горный журнал, 2017)
10. «Микротомографические исследования порового пространства горных пород как основа совершенствования технологии их дезинтеграции» (Обогащение руд, 2018)
11. «Microtomographic study of gabbro-diabase structural transformations under compressive loads» (в сборнике: 14th International Congress for Applied Mineralogy (ICAM2019).
12. «Исследование изменения структуры пористости горных пород на разных этапах нагружения» (Обогащение руд, 2019).
13. «X-ray computed microtomography as the basis for mineral processing improvement: review» (Eurasian Mining, 2020).

ИССЛЕДОВАНИЯ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ ЭЛЕМЕНТОВ ЗАГРУЗКИ В СЕЧЕНИЯХ МЕЛЬНИЦ ПОЛУСАМОИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Маляров П.В.¹, Ковалёв П.А.², Сысоев Н.И.¹, Долгов А.М.³

¹ Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Южно-Российский государственный политехнический университет (НПИ) имени М.И. Платова», г. Новочеркасск, Российская Федерация

² ООО «Ресурс», г. Ставрополь, Российская Федерация

³ Национальный технический университет «Днепропетровская политехника», г. Днепр, Украина

В статье представлены сравнительные результаты исследований распределения нагрузки в шаровых мельницах и мельницах мокрого полусамогенного помола (SAG). Снижение удельной производительности мельниц полусамои измельчения объясняется нерациональным распределением нагрузки в поперечном сечении барабана мельницы.

Load element distribution studies in sections of semi-self-grinding mills

Malyarov P.V., Kovalov P.A., Sysoyev N.I., Dolgov A.M.

The paper presents the comparative results of studies of the distribution of the load in ball mills and wet semi-autogenous grinding mills (SAG). The decrease in the specific productivity of semi-autogenous grinding mills is explained by the irrational distribution of the load in the cross section of the mill drum.

В настоящее время в схемах измельчения рудных минералов применяют различные типы дезинтегрирующего оборудования: дробилки различных типов, измельчающие валки высокого давления (ИВВД), барабанные мельницы для получения готового к обогащению класса в пределах раскрытия минеральных зерен и мельницы тонкого и сверхтонкого измельчения типа «Vertimill» [1].

Практика использования ИВВД [2] при дезинтеграции сухих руд с небольшим содержанием глинистых показала снижение удельных энергетических затрат при том, что в процессе разрушения кусков образуется значительное количество готовых к обогащению классов крупности. Однако в настоящее время широкого распространения на действующих предприятиях ИВВД не получили. При модернизации рудоподготовительных отделений с целью повышения производительности и снижения эксплуатационных расходов в первой стадии измельчения применяют мельницы полусамоизмельчения

Внедрение в практику дезинтеграции минерального сырья мельниц мокрого полусамоизмельчения (ММПСИ) изначально имело своей целью сокращение операций дробления в схемах рудоподготовки. Вместе с тем применение мельниц ММПСИ взамен ШМ в первой стадии измельчения привело к значительному повышению удельных расходов энергии на единицу готового к обогащению продукта и снижению производительности секций измельчения по исходному питанию. Снижение производительности по исходному питанию обусловлено использованием крупных кусков руды в качестве мелющих тел.

Уменьшение объёма мелющих тел в загрузке с 45% для шаровых мельниц до 8-15% для мельниц полусамоизмельчения также негативно сказывается на процессе измельчения. В процессе эксплуатации для повышения производительности мельниц ММПСИ в ряде случаев схему дезинтеграции дополняют дробилками предварительного дробления исходного питания и додрабливания продуктов измельчения. При этом количество операций дробления по сравнению с традиционными схемами не уменьшается.

Эффективность крупных кусков руды в качестве мелющих тел для более мелких кусков в мельницах ММПСИ меньше, чем эффективность шаров в ШМ,

по причине меньшего числа единичных контактов за один оборот мельницы, а также отличия в плотности этих материалов.

Для ориентировочного определения измельчаемости рудных минералов Ф. Бонд разработал методику определения индекса измельчения для шаровых мельниц. При этом измельчение проб осуществляется в лабораторной установке. Значительные отличия в физике процессов дезинтеграции в шаровых мельницах и мельницах полусамои измельчения привели к необходимости уточнения методики расчетов.

Это стало ясным при практическом определении мощности ПСИ, необходимой для размола руды до промежуточного (transfer) размера (T80) крупностью 10 меш (1,7 mm); общая энергия на измельчение должна подсчитываться путем суммирования энергии, рассчитанной с учетом индекса Бонда для шаровой мельницы. Не случайно, поэтому расчет энергии, необходимой для измельчения руды до крупности 6 меш (или около F80 = 10 меш) выражается уравнением [3]:

$$W_{\text{Общ.}} = W_{\text{ПСИ}} + W_{\text{Шар. м-ца}}$$

Дальнейшие совершенствования методов расчета измельчаемости, выполненные различными авторами сводятся к уточнению отдельных показателей измельчения.

Наиболее полный обзор существующих методов и их уточнения предложены в работе [2]

Выполненные авторами исследования позволяют наиболее точно осуществлять выбор необходимого оборудования дезинтеграции с применением современного программного обеспечения.

В настоящей работе поставлена задача выяснения причин снижения удельной производительности мельниц МПСИ по сравнению с шаровыми мельницами. Для углубленных исследований механизмов дезинтеграции минералов в мельницах ММПСИ был выполнен ряд опытов на физической модели мельницы ММПСИ. Исследования движения элементов загрузки в мельницах ММПСИ были проведены с целью изучения закономерностей распределения частиц минерального сырья и мелющих тел разных размеров в поперечном сечении барабана.

Исследования были выполнены при заполнении барабана шарами равном 15% от полного объема для сухого и мокрого измельчения. Загрузка измельчаемым материалом производилась таким образом, чтобы коэффициент заполнения мельницы составлял 45% от полного объема.

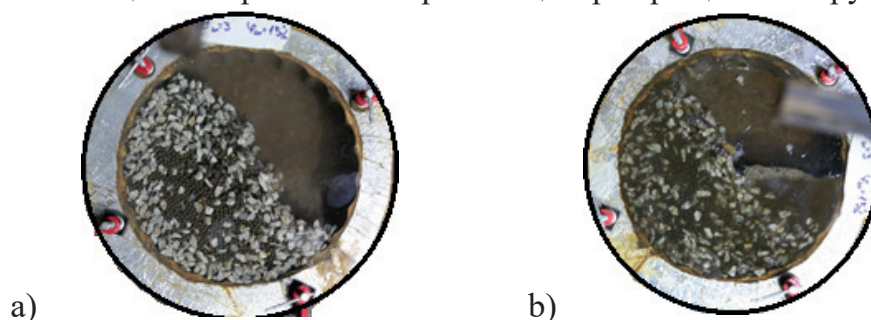
В первой серии экспериментов размеры частиц минерального сырья были

приняты больше, чем размеры мелющих тел, что соответствует начальному условию, принятому при разработке схем полусамоизмельчения и реальному соотношению размеров элементов загрузки в ряде мельниц ММПСИ. Моделировалось взаимодействие кусков руды с максимальным средним диаметром до 300 мм и шаров диаметром 125 мм.

Эксперимент проводился при сухом и мокром измельчении.

На рисунке *a* представлена картина распределения такой загрузки при сухом, а на рисунке *b* при мокром измельчении.

Эксперимент показал, что наиболее крупные элементы загрузки, т.е. частицы минерального сырья, располагаются во внешних слоях, а более мелкие частицы и соразмерные им мелющие тела находятся в центральной зоне. При этом имеет место стохастическое распределение незначительного количества шаров у периферии и крупных кусков руды в центре вращения загрузки. При мокром измельчении количество шаров в массе крупных кусков минералов у периферии увеличивается. При этом тенденция распределения элементов загрузки по размерам в поперечном сечении барабана сохраняется. На фотографии (рисунок) видно, что крупные шары стремятся занять положение во внешних слоях загрузки, а частицы минерального сырья - в центре вращения загрузки.



*Рисунок. Распределение загрузки в сечении барабана мельницы ММПСИ при размерах частиц минералов больше диаметра шаров:
а) при сухом и б) при мокром измельчении*

При среднем диаметре частиц равном диаметру мелющих тел распределение мелющих тел в массе измельчаемого материала при сухом и при мокром измельчении можно считать равномерным.

Таким образом, экспериментальные исследования распределения элементов загрузки в поперечном сечении барабана мельницы полусамоизмельчения показали, что распределение элементов загрузки в поперечном сечении в большей степени зависит от размеров этих элементов.

Анализ схем измельчения [3] без ММПСИ с использованием ИВВД, шаровых и рудногалечных мельниц характеризуется более низким

энергопотреблением.

Выводы

1. В мельницах ММПСИ распределение элементов загрузки в поперечном сечении барабана принципиально отличается от шаровых мельниц. Формирования слоёв шаровой загрузки не происходит.
2. Распределение элементов загрузки происходит в зависимости от их крупности. Более крупные элементы, включая большие куски минералов, располагаются во внешних слоях, а мелкие, включая мелющие тела ближе к центру вращения загрузки.
3. Кроме того, на снижение производительности мельниц ММПСИ оказывает значительное снижение количества мелющих тел в мельнице, в долях от полного объёма по сравнению с шаровыми мельницами.

Список использованных источников

1. Чубыкин М.Н. Вертикальная мельница. Авторское свидетельство опубликовано 23.03.1981г.
2. Львов В.В., Читалов Л.С. Современные тенденции подходов к расчету рудоподготовительных процессов и аппаратов для переработки руд цветных металлов // «Цветные металлы», 2020. С.20-26
4. Starkey J.H., Hindstrom S., Nadasdy G.N. SAG Design Testing – What it is and Why It Works// International AG and SAG Grinding Technology. 2006. Vol. IV. P. 240-254.
1. Маляров П.В., Ковалёв П.А. Бочкарёв А.В., Долгов А.М., Исследование влияния механизмов разрушения минерального сырья в шаровых мельницах // Обогащение руд. 2018. №3. С. 3-8.

**ОБОСНОВАНИЕ СОСТАВА ЛЮМИНОФОРСОДЕРЖАЩИХ КОМПОЗИЦИЙ
ДЛЯ МОДИФИЦИРОВАНИЯ СПЕКТРАЛЬНО-КИНЕТИЧЕСКИХ
ХАРАКТЕРИСТИК АЛМАЗНЫХ КРИСТАЛЛОВ***

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

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр имени академика Н.В. Мельникова Российской академии наук, Москва, Российская Федерация, *e-mail: dvoigp@mail.ru*

Определен состав люминофорсодержащего состава, обеспечивающий необходимое соотношение быстрой и медленной компонент сигнала рентгенолюминесценции и переводящий характеристики аномально и слабосветящихся алмазов в область обнаружения при стандартных настройках рентгенолюминесцентных сепараторов.

* *Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда № 21-17-00020, <https://rscf.ru/project/21-17-00020/>*

**Substantiation of the composition of phosphor-containing compositions for
modifying the spectral-kinetic characteristics of diamond crystals**

Chanturiya V.A., Dvoichenkova G.P., Podkamenniy Y.A.

The composition of the phosphor-containing composition is determined, which provides the required ratio of the fast and slow components of the X-ray luminescence signal and translates the characteristics of anomalously and weakly luminous diamonds into the detection region using standard settings of X-ray luminescence separators.

При обогащении алмазосодержащего сырья на предприятиях АК «АЛРОСА» в качестве основной и контрольных операций извлечения алмазов класса крупности -5+2 мм из гравитационных концентратов применяется рентгенолюминесцентная сепарация.

По разделительным признакам – постоянной времени затухания и соотношению амплитуд быстрой и медленной компонент алмазосодержащий материал питания основной РЛС характеризуется заметной селективностью разделения алмазов и минералов кимберлита, в то время как в питании контрольной сепарации характеристики алмазов и минералов кимберлитов сближаются.

Приведенные данные обосновывают постановку задачи модифицирования спектрально-кинетических характеристик алмазов в цикле контрольной сепарации по параметрам, приведенным в таблице 1.

Таблица 1. Основные параметры спектрально-кинетических характеристик алмазов и условия их обнаружения в действующей РЛС

Характеристика (параметр)	Интервал варьирования	Условия обнаружения
Свертка Sv	0-0,5	>0,1
Пост. времени затухания τ_3 , мс	0-40	<8
Амплитуда медл. компоненты $A_{МК}$, мВ	0-1600	>300
Амплитуда быстр. компоненты $A_{БК}$, мВ	0-90000	<9000
Отношение компонент K_A	0-50	1-12

Для модифицирования спектрально-кинетических характеристик слабо- и anomalously люминесцирующих алмазов предлагается использовать нанесение на их поверхность люминофоров с заданными спектральными свойствами. Выбранный подход, предполагает применение композиций люминофоров, в определенном соотношении, обеспечивающем попадание параметров алмазов в зону идентификации рентгенолюминесцентной сепарации.

Эффективность применения люминофорсодержащих эмульсий для приближения спектрально-кинетических характеристик аномально люминесцирующих алмазов к уровню нормальных природных кристаллов определяется правильным выбором компонентов люминофорсодержащих композиций.

С использованием опытного сепаратора «ПОЛЮС-М» были исследованы органические и неорганические люминофоры, обладающие люминесценцией в интервале длин волн 450-550 нм (таблица 2, рисунок 1).

Таблица 2. Параметры алмазов и исследуемых люминофорсодержащих реагентов

Исследуемые образцы	Параметры регистрации					Результат
	Sv	τз, мс	АМК, мВ	АБК, мВ	К _А	
Алмазы						
из концентрата РЛС	0,1-1,0	0,1-15	600-12000	2500-18000	0,5-12	обнаружен
из хвостов РЛС	0-0,4	0-1,0	0-1400	2500-24000	4-50	не обнаружен
Люминофор						
«Толан»	0,02-0,04	1,2-5,6	129-165	2341-2574	12-13,6	не обнаружен
«Антрацен каменноугольный»	0	1,2	95-118	4947-5031	37,6-46	не обнаружен
«Антрацен сцинтилляционный»	0	1,2-1,4	156-267	8415-14376	50	не обнаружен
«Э-515»	0,07-0,1	0,6-0,8	3723-4800	18696-18912	3,8-4,8	не обнаружен
«ФЛ-530»	0,49-0,51	2,2-2,4	3783-3810	1600-1884	0,3-0,35	не обнаружен
Смесь люминофоров						
«Антрацен сцинтилляционный» и «ФЛ-530»	0,44-0,50	1,5-1,7	2450-2648	6380-6921	3,5-4,5	обнаружен

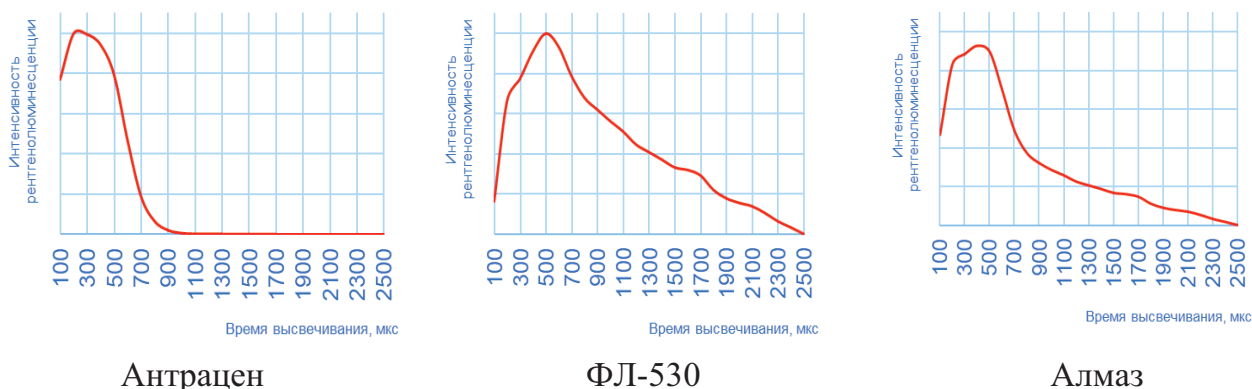


Рисунок 1. Сигналы рентгенолюминесценции индикаторов с люминофорами

«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья»

Анализ данных таблицы 2 и основных кинетических кривых, приведенных на рисунке 1, показывает, что сигнал органического люминофора – антрацена имеет интенсивную быструю компоненту, а сигнал люминофора ФЛ-530 имеет интенсивную медленную компоненту поэтому смесь данных люминофоров может полностью имитировать аналогичный природному алмазу сигнал рентгенолюминесценции.

Для выбора состава люминофорсодержащих композиций проводилось измерение спектрально-кинетических характеристик алмазов и минералов в широком интервале варьирования соотношений люминофоров: органического (антрацена), обеспечивающего прирост быстрой составляющей сигнала рентгенолюминесценции (БК) и неорганического (ФЛ-530), обеспечивающего прирост медленной составляющей сигнала рентгенолюминесценции (МК).

Для закрепления люминофоров на поверхность алмазов использована органическая среда, имеющая достаточную величину сродства с алмазом.

Результаты измерений (таблица 3), полученные на опытном сепараторе «Полюс-М», показали, что композиции антрацена с ФЛ-530 позволяют придать не люминесцирующему алмазу характеристики, близкие к характеристикам природных алмазов. При этом, требуемые значения K_A (<12) достигаются при соотношениях концентраций люминофоров ФЛ-530 и антрацена более 30-40:1.

Таблица 3. Спектрально-кинетические характеристики композиций люминофоров

Состав образца	Sv	τ_3 , мс	$A_{МК}$, мВ	$A_{БК}$, мВ	K_A	Результат диагностики
Композиция (антрацен и ФЛ-530, 30-40:1)	0,3-0,7	2-2,8	5954-7657	14300-16980	2,0-2,2	обнаружен
Алмаз без обработки	0	0,2	140-345	7000-8000	> 50	не обнаружен
Алмаз после обработки композицией	0,3-0,5	1,8	1125-1405	17241-17391	7,5-12	обнаружен

Измерением спектральных характеристик попутных и породных минералов в аналогичных условиях установлено, что расход антрацена и ФЛ-530 влияет на величину МК и БК в меньшей мере, что обусловлено меньшим закреплением на них люминофорсодержащей композиции.

Анализом результатов исследования изменения спектрально-кинетических характеристик алмазов и минералов кимберлита после обработки исследуемыми люминофорсодержащими эмульсиями установлены следующие эффекты:

1. Для аномально люминесцирующего алмаза (с большой быстрой компонентой) - возможность перевода спектральных характеристик в область идентификации РЛС; при этом минералы кимберлита с близкими спектральными характеристиками (магнезиальный ильменит и флогопит) в силу меньшей

адсорбции люминофорсодержащей эмульсии в существенно меньшей степени изменяют свои характеристики и не достигают области, в которой распознавались бы как алмазы

2. Для слабосветящихся алмазов - наращивание значений медленной и быстрой компонент, что обуславливает возможность для данных кристаллов по всем критериям распознавать их как алмазы. Минералы кимберлита с аналогичными спектральными характеристиками наращивают значения компонент в значительно меньшей степени и не достигают области, в которой они могли распознаться как алмазы.

Таким образом в результате проведенных исследований определен состав люминофор содержащей композиции, обеспечивающей заданное соотношение прироста быстрой и медленной компонент сигнала рентгенолюминесценции и перевод аномально и слабосветящихся алмазов в область их обнаружения РЛС.

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ДИЭЛЕКТРИЧЕСКОГО БАРЬЕРНОГО РАЗРЯДА ДЛЯ НАПРАВЛЕННОГО РЕГУЛИРОВАНИЯ СТРУКТУРНО- ХИМИЧЕСКИХ, ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИХ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ПИРИТА И АРСЕНОПИРИТА

Бунин И.Ж., Рязанцева М.В.

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова Российской академии наук, Москва, Российская Федерация, *e-mail: ryzanceva@mail.ru*

Представлены экспериментальные данные, полученные при изучении механизмов изменения структурного состояния поверхности, физико-химических и технологических свойств пирита и арсенопирита в условиях излучения диэлектрического барьерного разряда в воздухе при атмосферном давлении.

The use of a dielectric barrier discharge for directed alteration of the structural-chemical, physicochemical and technological properties of pyrite and arsenopyrite

Bunin I.ZH., Ryzantseva M.V.

Experimental results obtained in the process of the studying of the alterations of the surface structural - chemical state, physicochemical and technological properties of pyrite and arsenopyrite under the interaction with a dielectric barrier discharge in air at atmospheric pressure are presented.

В представленной работе исследовано влияние диэлектрического барьерного разряда (ДБР) на структурно – химические и технологические свойства пирита и арсенопирита на воздухе при атмосферном давлении.

Параметры генератора высоковольтных субнаносекундных импульсов, инициирующих ДБР:

напряжение на электродах в ячейке барьерного разряда — 20 кВ,

длительность переднего фронта импульса — 250 – 300 нс,

длительность импульса — 8 мкс,

частота повторения импульсов — 16 кГц;

длина межэлектродного промежутка не превышала 5 мм,

время обработки образцов ($t_{обр.}$) – 10 – 150 с.

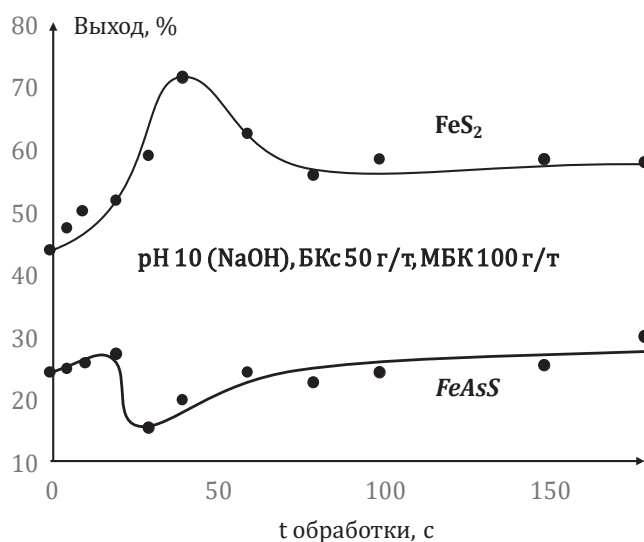


Рисунок 1. Зависимость флотационной активности пирита и арсенопирита от продолжительности обработки ДБР

Методом ИК – спектроскопии показано что ДБР оказывает значительное влияние на физико-химические (сорбционные) свойства исследуемых минералов. Установлено разнонаправленное изменение сорбционной активности пирита (рост) и арсенопирита (снижение) по отношению к БКС при $t_{обр.} = 30–60$ с.

Экспериментально выявлена корреляция сорбционных и флотационных свойств: установлено, что предварительная обработка пирита ДБР обуславливает повышение его флотационной активности пирита на 10 - 30%. При этом, максимальный прирост извлечения составляет 15 - 30% и достигается при $t_{обр.} = 30 - 60$ с. При малых (5 - 20 с) продолжительностях обработки ДБР, рост флотационной активности составляет ~ 6 - 7%, а при $t_{обр.} > 80$ с - 11 - 14%.

Исследование флотуемости арсенопирита в условиях ДБР показано снижение выхода минерала в пенный продукт флотации на 5 - 10% при $t_{обр.} = 30 - 40$ с, при других временах эффект от воздействия ДБР выражен не столь значительно.

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ИМПУЛЬСНЫХ ЭЛЕКТРОМАГНИТНЫХ ВОЗДЕЙСТВИЙ ДЛЯ МОДИФИЦИРОВАНИЯ СТРУКТУРНЫХ, ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИХ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ЭВДИАЛИТА И ПЕРОВСКИТА*

Чантурия В.А., Бунин И. Ж., Рязанцева М.В., Копорулина Е.В.

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова Российской академии наук, Москва, Российская Федерация, *e-mail: ryzanceva@mail.ru*

Изучен механизм изменения морфологии поверхности, физико-химических свойств (растворимость в неорганических кислотах) эвдиалита, сорбционной и флотационной активности эвдиалитового концентрата и перовскита в результате воздействия мощных (высоковольтных) наносекундных импульсов и диэлектрического барьерного разряда в воздухе при атмосферном давлении. Используются методы ИКФС, аналитической электронной (РЭМ–РСМА), атомно-силовой (АСМ) микроскопии, а также другие методы. Установлены рациональные параметры энергетических воздействий и реагентные режимы для повышения эффективности флотационного обогащения комплексных эвдиалитовых руд.

The use of pulse electromagnetic treatments for the modification of the structural, physicochemical and technological properties of evdialite and perovskite

Chanturiya V.A., Bunin I.Zh., Ryazantseva M.V., Koporulina E.V.

The alterations mechanism of the surface morphology, physicochemical properties (solubility in inorganic acids) of eudialyte and perovskite, sorption and flotatability of eudialyte concentrate as a result of treatment by high - power nanosecond pulses and a dielectric barrier discharge in air at atmospheric pressure has been studied. The methods of IR, analytical electronic (SEM), atomic force (AFM) microscopy and other methods were used. Rational parameters of energy treatments and reagent consumptions for the improvement of the of complex eudialyte ores flotation efficiency have been determined.

В настоящей работе представлены результаты, полученные в процессе экспериментального изучения механизмов воздействия мощных (высоковольтных) наносекундных электромагнитных импульсов (МЭМИ) и диэлектрического барьерного разрядов (ДБР) на воздухе при атмосферном давлении на морфологию поверхности и физико-химические свойства (растворимость в неорганических кислотах, сорбционная активность) эвдиалита

* Работа выполнена при финансовой поддержке Гранта Министерства науки и высшего образования РФ № 13.1902.21.0018 (Соглашение № 075-15-2020-802)

и перовскита, а также технологические (флотационные) свойства эвдиалитового концентрата Ловозерского месторождения.

Исследования проводили на образцах эвдиалита (ловозерский ГОК, Мурманская область) в виде отдельных минеральных зерен ($-630 + 63$ мкм), навесок (3,00 г) эвдиалитового концентрата (-80 мкм) и аншлифов ($10 \times 10 \times 4.5$ мм). Химический состав концентрата, %: Si 22,7; ZrO₂ 8,3; TiO₂ 4,0; Fe 3,2; Ca 3,3; Al 3,0; $\Sigma PЗЭ$ — 2,50; Mn 1,42; SrO 1,95; Nb₂O₅ 0,94; Mg 0,2; BaO 0,15.

Обработку проб эвдиалитового концентрата и аншлифов высоковольтными наносекундными импульсами (МЭМИ) осуществляли на воздухе при стандартных условиях и следующих электрофизических параметрах импульсного воздействия: вид импульсов — видеоимпульсы, $\tau_{fr} \sim 2 - 5$ нс — передний фронт импульса, $\tau \sim 4 - 10$ нс — длительность импульса, $U \sim 25$ кВ — амплитуда импульса, $E \sim 10^7$ В·м⁻¹, частота повторения импульсов 100 Гц, энергия в импульсе ~ 0.1 Дж, диапазон изменения времени обработки образцов составил — $t_{обр.} = 10 - 150$ с (т.е. число МЭМИ — $N_{имп} \sim (1 - 15) \cdot 10^3$). Перед электромагнитным импульсным воздействием образцы концентрата увлажняли дистиллированной водой в отношении Т : Ж = 5 : 1.

Параметры генератора высоковольтных субнаносекундных импульсов, инициирующих диэлектрический барьерный разряд (ДБР) в воздухе при атмосферном давлении: напряжение на электродах в ячейке барьерного разряда — 20 кВ, длительность переднего фронта импульса — 250–300 нс, длительность импульса — 8 мкс, частота повторения импульсов — 16 кГц; длина межэлектродного промежутка не превышала 5 мм. Пробы эвдиалитового концентрата перед обработкой в условиях ДБР не увлажняли; время обработки образцов — $t_{обр.} = 10 - 150$ с.

Методика определения растворимости эвдиалита в неорганических кислотах (HCl, H₂SO₄, HNO₃) включала следующие этапы: пробы минерала (0.5 г, размер частиц $-100 + 63$ мкм) в исходном состоянии и после обработки в плазме диэлектрического барьерного разряда ($t_{обр.} = 50$ и 100 с) помещали в камеру (V=20 мл) перемешивающего устройства и агитировали в течение 1 мин; при этом значение водородного показателя среды в камере доводили до pH 4. После перемешивания минеральной суспензии в течение дополнительных 3 мин твердую фазу отделяли фильтрацией, высушивали на воздухе и анализировали поверхность частиц эвдиалита методом ИК-спектроскопии с преобразованием Фурье (ИКФС).

ИК-спектры диффузного отражения регистрировали с использованием ИК-фурье-спектрометра IR-Affinity (Shimadzu) с приставкой Diffuse IR (Pike Technologies) в спектральном диапазоне от 400 до 4000 см⁻¹ с разрешением 4 см⁻¹.

Для каждого образца регистрировали не менее 10 спектров, число сканов для каждого спектра — 100.

Морфологию поверхности эвдиалита изучали на отдельных минеральных зернах и аншлифах методами аналитической растровой электронной микроскопии (РЭМ–РСМА, микроскоп LEO 1420VP с анализатором INCA Oxford 350) и атомно-силовой (АСМ, микроскоп NTEGRA Prima, NT-MDT, Зеленоград)

Методика определения адсорбции флотационных реагентов заключалась в следующем: пробы минерала (0.5 г, размер частиц –80 мкм) в исходном состоянии и после обработки МЭМИ перемешивали (агитировали) в дистиллированной воде (Т : Ж = 1 : 20) в течение 1 мин в камере лабораторной флотационной машины (V=20 мл). Затем, рН минеральных суспензий доводили до требуемого значения и подавали раствор реагента. Время контакта минеральных частиц с собирателем составляло 3 мин; после этого твердую фазу отделяли фильтрацией, промывали дистиллированной водой, высушивали на воздухе и анализировали поверхность эвдиалита методом ИКФС. Как и в экспериментах по определению растворимости минерала, для каждого образца регистрировали не менее 10 спектров, число сканов для каждого спектра — 100.

Процедура проведения флотационных экспериментов заключалась в следующем: навеску минерала массой 3,00 г помещали в камеру лабораторной флотационной машины объемом 20 мл, агитировали в водной среде в течение 1 мин и доводили рН до значения 6,0 — для каприлгидроксамовой кислоты, 9,0 — олеата натрия. Затем подавали собиратель, время агитации минерала с каждым реагентом — 3 мин, отбор пенного продукта производился в течение 1,5 мин.

Результаты анализа АСМ - изображений поверхности аншлифов, подвергнутых воздействию барьерного разряда, свидетельствовали об образовании новых микро- и наночастиц (рисунок 1), отделении и удалении микрокристаллических фрагментов (микровыколов) (рисунок 1 а), огрублении рельефа и возрастании шероховатости поверхности минерала (рисунок 1 б). Так, для размера скана (области сканирования) 3×3 мкм величина среднего арифметического отклонения профиля поверхности R_a увеличилась с 2,1 нм (для образца в исходном состоянии) до 5,7 нм после обработки ДБР ($t_{обр.}=50$ с).

Спектроскопические исследования эвдиалита показали полную идентичность спектральных кривых исходного образца и подвергнутого предварительной обработке ДБР. Однако, косвенным методом, основываясь на сравнении спектров эвдиалита, полученных после агитации с неорганическими кислотами в нативном (не обработанном) и модифицированном ДБР состоянии, подтверждено модифицирующее влияние ДБР на структурно – химические свойства поверхности минерала.

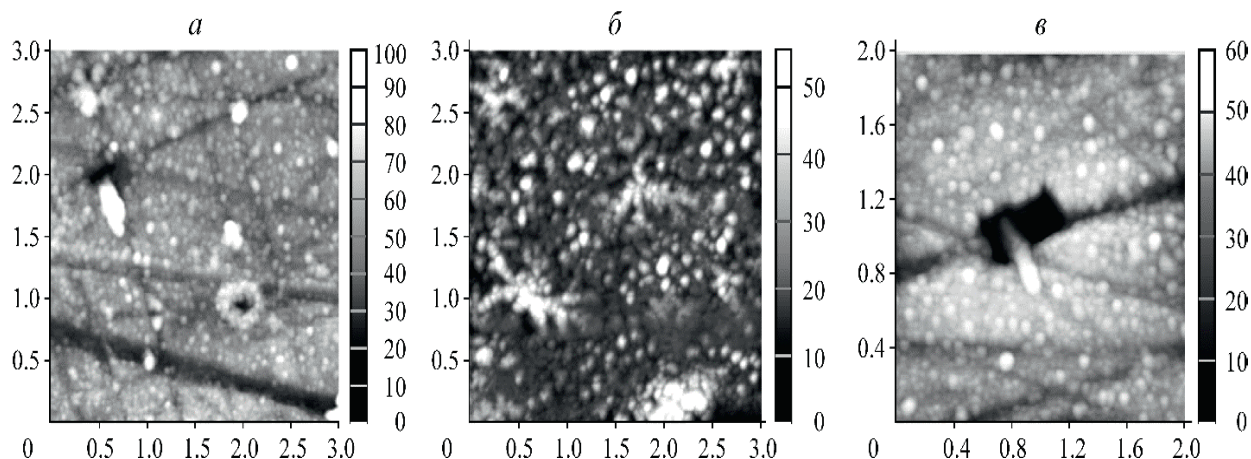


Рисунок 1. АСМ-изображения фрагментов поверхности эвдиалита после воздействия ДБР ($t_{обр} = 50$ с). Размер области сканирования: 3×3 (а, б); 2×2 (в) мкм

Так, при использовании соляной кислоты различие спектров проявляется в заметном изменении симметрии и уширении полосы, отвечающей валентным колебаниям Si – O – Si для образца, подвергнутого воздействию ДБР (рисунок 2).

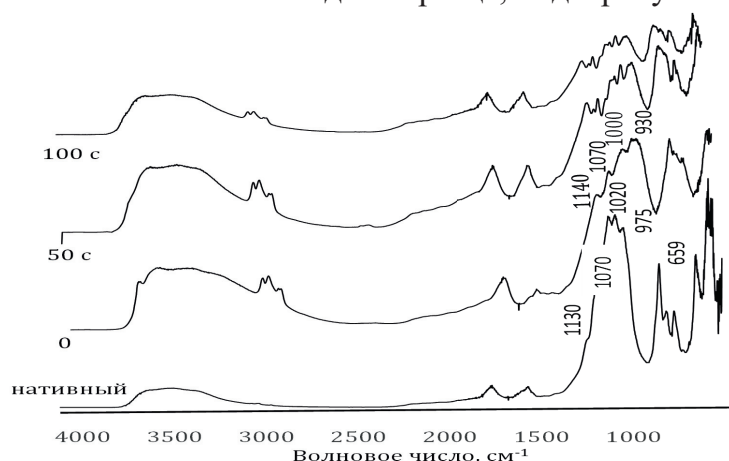


Рисунок 2. ИК-спектры эвдиалита в нативном состоянии и после контакта с соляной кислотой в исходном ($t_{обр} = 0$ с) и модифицированном ДБР состоянии ($t_{обр} = 50$ и 100 с)

Плечо при 1130 см^{-1} , идентифицируемое в спектре исходного образца трансформируется в отчетливую полосу при 1140 см^{-1} , кроме того, исчезают максимумы 975 см^{-1} и 1020 см^{-1} и появляется широкая полоса при 1000 см^{-1} . Важно отметить, что для образцов, подвергнутых предварительному воздействию ДБР в течение 50 с и 100 с наблюдается дальнейшее уширение и усложнение профиля мультиплета, сопровождающееся появлением новых максимумов поглощения и уширением полосы, что, является косвенным свидетельством модифицирующего действия плазменной обработки на поверхность минерала, в следствие которого соляная кислота более интенсивно с ней взаимодействует, что и приводит к интенсификации деструкции и отражается в ИК – спектрах описанным выше образом. В подтверждение этого, установлено, и снижение интегральной интенсивности рассматриваемой полосы: для образца сравнения

численное значение площадей под кривыми поглощения составило 132,1 отн. ед., для образцов, обработанных ДБР в течение 50 с - 44,76 отн. ед., 50 с - 45,56 отн. ед., т.е. в 2,9 раза.

Для изучения сорбционной активности частиц эвдиалита, модифицированных в условиях импульсных энергетических воздействий (МЭМИ, ДБР), проведены эксперименты по исследованию сорбционной активности реагента-собиранителя (олеата натрия) с сульфитом натрия (Na_2SO_3). На рисунке 3 представлены результаты полученные, свидетельствующие об увеличении сорбционной активности эвдиалита по отношению к NaOl в присутствии Na_2SO_3 в результате обработки МЭМИ (рисунок 3 а) и ДБР (рисунок 3 б).

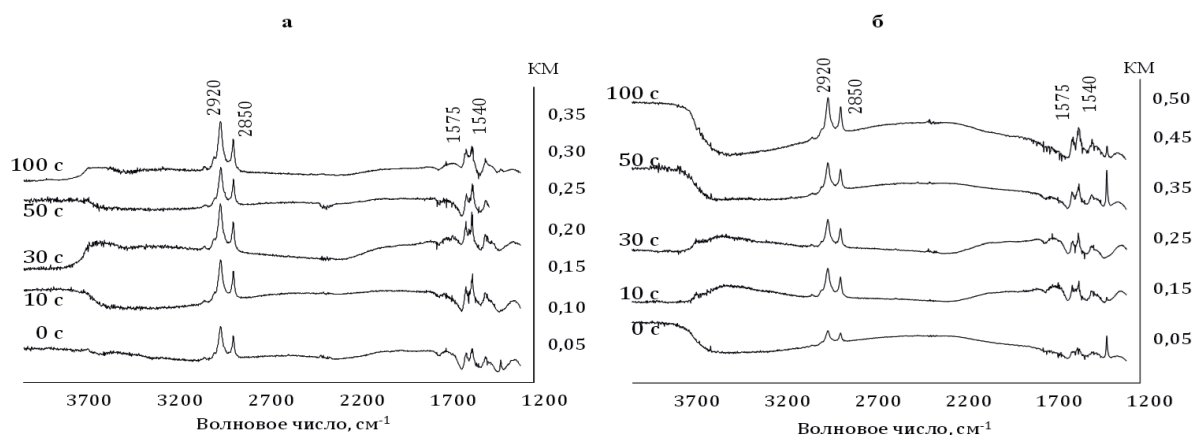


Рисунок 3. Сорбционная активность эвдиалита по отношению к олеату натрия без и в присутствии Na_2SO_3 в зависимости от продолжительности обработки МЭМИ (а) и ДБР (б)

В диапазоне изменения времени предварительной электромагнитной импульсной обработки образцов ($t_{\text{обр.}}=10-100$ с) установлен эффект повышения интегральной интенсивности полос ИК - спектра, отвечающих колебаниям углеводородного фрагмента ($2850+2920$ cm^{-1}) и ассоциированной карбоксильной группы ($1540+1575$ cm^{-1}) молекулы реагента-собиранителя.

Применительно к перовскиту установлено, что обработка МЭМИ способствует активации сорбции октаногидроксамовой кислоты: в ИК-спектрах образцов, подвергнутых взаимодействию с собирателем после воздействия МЭМИ идентифицирован рост (в 1,1-1,2 раза) площади полос поглощения, описывающих, колебания углеводородного фрагмента молекулы реагента (рисунок 4).

Изучено влияние МЭМИ ($t_{\text{обр.}}=10-150$ с, $N_{\text{имп.}}=(1-15)\times 10^3$) на флотационные свойства концентрата в присутствии реагентов-регуляторов среды (Na_2SO_3 и $\text{Al}_2(\text{SO}_4)_3$ в сочетании с NaOl (таблица).

**«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки
природного и техногенного минерального сырья»**

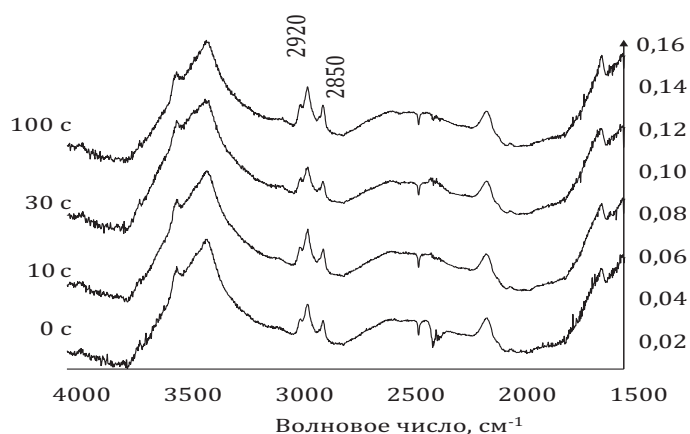


Рисунок 4. Сорбционная активность перовскита по отношению к октаногидросамовой кислоте в зависимости от продолжительности обработки МЭМИ

Таблица. Зависимость выхода эвдиалита и извлечения циркония в концентрат от продолжительности обработки МЭМИ

$t_{обр}, c$	Выход, %		
	$NaOl (1000 \text{ г/м})$ $Na_2(SO_3) 2000 \text{ г/м}$		$NaOl (1000 \text{ г/м})$ $Al_2(SO_4)_3 500 \text{ г/м}$
	$\gamma, \%$	$\varepsilon_{Zr \text{ конц.}}, \%$	$\gamma, \%$
	0	47,75	31,9
10	56,95	40,8	78,04
30	62,75	47,9	86,57
50	49,12	44,1	80,45
100	44,09	43,8	78,71
150	45,42	31,2	80,45

В результате предварительной кратковременной ($t_{обр.}=10-30 \text{ с}$) электромагнитной импульсной обработки образцов, за счет изменения структурно-химического состояния поверхности, повышения сорбционной активности эвдиалита, происходило дополнительное увеличение суммарного извлечения концентрата на $\sim 10-15\%$: $\varepsilon \sim 47\%$ ($t_{обр.}=10 \text{ с}$) и $\sim 63\%$ ($t_{обр.}=30 \text{ с}$) при повышении извлечение Zr на $10-17\%$. Так как $Al_2(SO_4)_3$ является более сильным активатором процесса флотации (таблица 1), его сочетание с олеатом натрия оказало существенное влияние на флотационные свойства эвдиалитового концентрата — извлечение составило $\sim 80\%$, а в условиях обработки МЭМИ ($t_{обр.}=50 \text{ с}$) $\sim 87\%$.

С увеличением продолжительности воздействия ДБР ($t_{обр.} \geq 50 \text{ с}$), снижение флотационной активности минералов концентрата становилось менее выраженным (разница значений составила $\Delta\varepsilon = 5-12\%$). Установленные параметры энергетических воздействий и реагентные режимы могут быть использованы для повышения эффективности (МЭМИ) и селективности (ДБР) процесса флотации при обогащении эвдиалитовых руд.

Выводы

Проведено исследование изменения структурного состояния поверхности, физико-химических (растворимость в неорганических кислотах, сорбционная активность) и флотационных свойств эвдиалита и перовскита в результате воздействия мощных (высоковольтных) наносекундных электромагнитных импульсов и диэлектрического барьерного разрядов в воздухе при атмосферном давлении.

Полученные результаты показали принципиальную возможность применения искрового и диэлектрического барьерного разрядов для направленного изменения физико-химических и флотационных свойств эвдиалита и перовскита.

В результате предварительной кратковременной ($t_{обр.}=10-30$ с) электромагнитной импульсной обработки (МЭМИ) и применения олета натрия при расходе 1000 г/т в процессе флотации извлечение эвдиалитового концентрата в пенный продукт возросло на 15% и составило 57–63%, при повышении извлечение Zr на 10 – 17%.

**УПРАВЛЕНИЕ КАЧЕСТВОМ ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО С
ПОМОЩЬЮ ЦИФРОВОГО КАЛЕНДАРНОГО ПЛАНИРОВАНИЯ
ГОРНОДОБЫВАЮЩЕГО ПРЕДПРИЯТИЯ**

Стадник Н.М., Стадник Д.А.

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Северо-кавказский горно-металлургический институт (государственный технологический университет), г. Владикавказ, Республика Северная Осетия-Алания.
Российская Федерация, e-mail: Kun17@yandex.ru

Управление качеством полезного ископаемого является одной из ключевых задач горного предприятия. В статье рассмотрен цифровой календарный план горнодобывающего предприятия, как первостепенный источник информации для оперативного и стратегического управления качеством полезного ископаемого.

**Mineral quality management with the help of digital calendar planning of a
mining enterprise**

Stadnik N., Stadnik D.

Mineral quality management is one of the key tasks of a mining enterprise. The article considers the digital calendar plan of a mining enterprise as the primary source of information for operational and strategic management of mineral quality.

В настоящее время на мировом рынке существует множество программных продуктов, так называемых горно-геологических информационных систем (ГГИС), с помощью функционала которых можно в автоматизированном режиме формировать календарный план ведения горных работ на предприятии, обрабатывать гипостатическую информацию, выполнять трехмерное моделирование подземных объектов, проектировать подземные горные работы, выполнять маркшейдерские расчеты и многое другое. Однако, ни в одной из них не заложены механизмы управления качеством полезного ископаемого.

Как известно, управление качеством горной продукции подразумевает систематическое целенаправленное воздействие на условия, факторы и параметры геологической разведки, добычи, рудоподготовки и переработки полезного ископаемого с целью формирования оптимальной структуры показателей и уровня качества сырья.

В общем виде управление качеством горной продукции состоит из решения следующих подзадач:

- оценка и оптимизация качества сырья во взаимосвязи с конкретными природными, технологическими и техническими условиями добычи и переработки на проектной стадии работ;
- формирование оптимального уровня качества в процессе проектирования предприятия;
- обеспечение оптимального уровня и структуры качества процесса эксплуатационных работ.

Управление качеством минерального сырья является сложной технико-экономической проблемой, которая должна решаться на основе системно-комплексного подхода.

Если первые две подзадачи решаются на стадии проектирования предприятия, то подзадача обеспечения оптимального уровня и структуры качества полезного ископаемого в процессе эксплуатационных работ – это ежедневная трудность, с которой сталкивается горное предприятие.

Составление календарного плана горных работ является основополагающим аспектом в системе управления горным предприятием. В календарном плане ведения горных работ содержится информация о распределении вскрышных, добычных и подготовительных работ по времени и пространству. Соответственно имеется возможность распределять горные работы таким образом, чтобы получать в процессе добычных работ заданное качество полезного ископаемого.

Эта сложная задача на сегодняшний момент решается экспертами-технологами, которые в процессе планирования определяют оптимальный

порядок отработки очистных камер и выработок основываясь на свои знания и опыт. Соответственно, разработка методических основ автоматизированного календарного планирования развития горных работ при проектировании подземной отработки рудных месторождений с заданием оптимального порядка отработки технологических единиц и возможностью управления качеством полезного ископаемого является актуальной научной задачей.

Проведенный авторами системный анализ научной задачи автоматизированного календарного планирования подземного рудника в современных ГГИС позволил выявить основные этапы разработки долгосрочного сводного календарного плана развития горных работ и сформировать алгоритм его автоматизированного проектирования в ГГИС, состоящий из пяти основных этапов.

Был разработан механизм управления качеством полезного ископаемого, который состоит в присвоении добычным технологическим единицам набора параметров, содержащих достоверные сведения о содержании в них полезных компонентов. Данный механизм в виде макроса был включен в структуру календарного планирования в ГГИС «Miromine», что позволило в автоматизированном режиме при определении оптимального порядка ведения горных работ учитывать качество полезного ископаемого и поддерживать его на заданном уровне.

Также была сформирована структура экспертной системы динамического типа для повышения качества определения перспективных направлений развития горных работ и формирования оптимального уровня качества полезного ископаемого в процессе ведения горных работ.

Таким образом, разработанные авторами методические основы автоматизированного проектирования календарного плана развития горных работ в ГГИС позволяют контролировать фронт работ, прогнозировать рост и спад производственной мощности, получать достоверные знания о количественных и качественных характеристиках георесурсного потенциала горного предприятия, получать отчеты по календарному плану в автоматическом режиме, управлять качеством полезного ископаемого в процессе эксплуатации. В свою очередь, это повысит качество геоинформационных моделей в горно-геологических информационных системах, обеспечит учет особенностей горно-геологической специфики горного предприятия на основе имеющейся геоинформации, нормативно-методической базы проектирования отработки запасов рудных месторождений и опыта принятия проектных решений экспертами.

О РАСЧЁТЕ СЛОЖНЫХ СХЕМ ОБОГАЩЕНИЯ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

Гарифулин И.Ф., Видуецкий М.Г., Мальцев В.А., Пургин А.П.

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Уральский федеральный университет имени первого Президента России Б.Н. Ельцина», Учебно-проектный центр «Проектный институт», г. Екатеринбург, Российская Федерация, *e-mail: vid.mag@mail.ru*

Определение погрешностей «матричного» расчета сложных схем обогащения минерального сырья обычными способами является сложной задачей. В данном докладе показано, что наиболее удобным критерием точности решения является число обусловленности матрицы коэффициентов линейных уравнений.

About the calculation of complex schemes for the mineral raw materials enrichment again

Garifulin I.F., Viduetskiy M.G., Maltsev V.A., Purgin A.P.

Determination of errors in the "matrix" calculation of mineral processing complex schemes by conventional methods is a difficult problem. It is shown in this report that the most convenient criterion for the solution accuracy is the condition number of the linear equations' coefficient matrix.

Для расчета сложных технологических схем и обогащения все более широко используется так называемый «матричный» метод, включающий составление системы уравнений материального баланса сразу для всех операций схемы и её решение при помощи прямой и обратной матриц коэффициентов уравнений.

Впервые примеры «матричного» расчёта схем измельчения и обогащения описаны в работе [1]. Впоследствии указанный метод расчета был включен в известный учебник для вузов В.З. Козина «Опробование минерального сырья» [2]. Преимуществом «матричного» метода является то, что он позволяет не только быстро и точно рассчитывать сложные технологические схемы, но и создавать математические модели для прогноза и исследования сложных зависимостей их входных и выходных параметров.

В данном докладе излагается алгоритм оценки точности «матричного» расчёта схем обогащения минерального сырья с помощью критерия обусловленности матрицы системы уравнений.

Из теории численных методов известно [3], что погрешность решения систем линейных уравнений напрямую зависит как от погрешностей определения коэффициентов уравнений (a_{ij}) и свободных членов (b_j), так и от степени обусловленности матрицы коэффициентов системы уравнений. Степень

обусловленности предопределяет «устойчивость» решения, т.е. то, насколько сильно изменение значений коэффициентов системы уравнений влияет на изменение значений ее решения. Чем хуже обусловлена система, тем сильнее меняется значение ее решения даже при незначительном изменении коэффициентов.

Количественной мерой критерия обусловленности является число обусловленности cond . Число обусловленности матрицы коэффициентов системы линейных уравнений A определяется по известной формуле:

$$\text{cond}(A) = \|A^{-1}\| \cdot \|A\|$$

где: $\text{cond}(A)$ – число обусловленности матрицы коэффициентов системы линейных уравнений A ; $\|A\|$, $\|A^{-1}\|$ – соответственно норма матрицы и норма обратной матрицы коэффициентов системы линейных уравнений A .

Для матриц A и A^{-1} норма определяется как квадратный корень суммы квадратов всех коэффициентов матрицы.

Из теории численных методов известно, что идеально обусловленная система линейных уравнений имеет число обусловленности $\text{cond} = 1$ [3]. Величина числа обусловленности cond зависит от многих факторов (в том числе от размерности коэффициентов и числа уравнений в системе). Чем больше значение cond , тем хуже обусловлена система.

Рассмотрены примеры применения числа обусловленности при оценке точности расчета материального баланса как простейшей, так и более сложных схем обогащения.

В учебнике для вузов В.З. Козина «Контроль технологических процессов обогащения» [4] приведен пример показателей коллективной флотации полиметаллической руды по нескольким компонентам. По уравнениям материального баланса рассчитаны выходы продуктов обогащения (коллективного концентрата и отвальных хвостов) а также погрешности их расчета.

В дополнение к приведенной в данном учебном примере информации, авторами данной статьи было рассчитаны также значения числа обусловленности систем уравнений материального баланса по каждому компоненту (таблица).

Таблица. Сравнение погрешности выхода коллективного концентрата и числа обусловленности систем уравнений по разным компонентам

Компонент	Средняя квадратическая погрешность расчетного выхода коллективного к-та, % отн.	Число обусловленности
Свинец	12,6	11,39
Цинк	23,5	52,50
Железо	54,8	384,43
Золото	162,1	2222,22

Как видно из приведенных данных, погрешность решения системы уравнений материального баланса достаточно точно соотносится с числом обусловленности. Следовательно, по данному критерию можно судить о точности решения.

Далее рассмотрены еще два примера применения числа обусловленности при оценке точности расчета уже более сложных схем обогащения: схемы флотационного разделения коллективного медно-цинкового концентрата на медный и цинковый и схемы обогащения медной руды.

Схема разделения коллективного медно-цинкового концентрата имеет один входящий и четыре выходящих продукта.

Сразу рассчитать выходы четырех выходящих продуктов по материальному балансу схемы в целом невозможно (будет система из трех уравнений с четырьмя неизвестными).

Сложно «напрямую» рассчитать погрешности выходов. Для расчета схемы составлена и решена система из восьми уравнений для всех её операций (восемь уравнений с восемью неизвестными).

Выполнено два варианта расчета схемы – по меди и по цинку. При этом в результатах расчета выходов продуктов обогащения по разным компонентам получились расхождения. Например, расчетный выход хвостов контрольной флотации (готового цинкового концентрата) при расчете схемы по меди получается в полтора раза выше, чем при расчете по цинку (19,5% против 12,4%).

Было необходимо принять решение: какой вариант качественно-количественной схемы (по меди или по цинку) считать более точным. В этом случае наиболее простым способом оценки точности решения является расчет числа обусловленности cond матриц коэффициентов системы линейных уравнений по меди и цинку.

Результаты указанного расчета показывают, что cond матрицы по меди равен 1150, а cond матрицы по цинку равен 833.

Таким образом определено, что система линейных уравнений материального баланса по цинку обусловлена лучше и схема по цинку рассчитана точнее, чем по меди.

В следующем примере рассмотрен расчет схемы обогащения медной руды. Схема сложная и имеет два входящих и четыре выходящих продукта.

Как и в предыдущем примере было необходимо сравнить точность двух вариантов решения.

Расчет чисел обусловленности (cond матрицы по первому варианту равен 149, по второму варианту 169) позволил определить, что оба варианта схемы рассчитаны практически с одинаковой точностью.

Выводы

1. Число обусловленности может служить достаточно удобным инструментом оценки точности «матричного» расчета сложных схем обогащения минерального сырья, когда определение других критериев (например, погрешностей расчета выходов продуктов обогащения) затруднено или вовсе невозможно.
2. Данный способ сравнительной оценки точности решения пригоден для применения в любых отраслях, где необходимо составлять и решать громоздкие системы линейных уравнений.

Список использованных источников

1. Гарифулин И.Ф., Мальцев В.А., Видуецкий М.Г. и др. К вопросу о расчете сложных схем обогащения минерального сырья // Горный журнал. 2006. № 12. С. 48-50.
2. Козин В.З. Опробование минерального сырья. Учебник для вузов. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2011. 315 с.
3. Шишкин А.С., Шишкин С.Ф. Решение инженерных задач в EXCEL (учебное пособие). Екатеринбург: Изд-во УрФУ, 2012. 365 с.
4. Козин В.З. Контроль технологических процессов обогащения. Учебник для вузов. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2005. 303 с.

**ГЕОЛОГО-МИНЕРАЛОГИЧЕСКАЯ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА
КАРБОНАТИТОВ И ЩЕЛОЧНЫХ СИЕНИТОВ
ПАЛЕОПРОТЕРОЗОЙСКОГО ТИКШЕОЗЕРСКО-ЕЛЕТЬОЗЕРСКОГО
ИНТРУЗИВНОГО КОМПЛЕКСА (СЕВЕРНАЯ КАРЕЛИЯ) ***

Щипцов В.В.^{1,2}, Бубнова Т.П.¹, Фролов П.В.¹

¹ Институт геологии — обособленное подразделение Федерального государственного бюджетного учреждения науки Федерального исследовательского центра "Карельский научный центр Российской академии наук",

г. Петрозаводск, Российская Федерация, *e-mail: vv.shchiptsov@gmail.com*

² Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Петрозаводский государственный университет»,
г. Петрозаводск, Российская Федерация

Даны оригинальные данные по геологической и технологической оценке палеопротерозойских карбонатитов и сиенитов Тикшеозерско-Елетьозерского интрузивного комплекса, что представляет собой наиболее значимую минерагению данного комплекса.

* Работа выполнена при финансовой поддержке темы НИР 210 ИГ КарНЦ РАН 121040600173-1

**Geological, mineralogical and technological assessment of carbonatites and
alkaline syenites of the Paleoproterozoic Tikshezero-Elet'ozero intrusive
complex (North Karelia)**

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

Original data are given on the geological and technological assessment of the Paleoproterozoic carbonatites and syenites of the Tikshezero-Elet'ozero intrusive complex, which is the most significant minerageny of the complex.

Тикшеозерско-Елетьозерский магматический комплекс трактуется нами как как два пространственно разобщенных массива, генетически связанные с одним мантийным источником. Он входит в состав палеопротерозойской Ятулийско-Людииковийской крупной изверженной провинции в восточной части Фенноскандинавского щита. Этот комплекс является одним из древнейших подобных интрузивов с двухстадийным плавлением мантийного плюма [1, 2, 3]. Тикшеозерский массив образован преимущественно клинопироксенитами при существенной роли карбонатитов и фойдолитов площадью 24 км², а Елетьозерский массив – сиенит-габбровыми породами площадью около 100 км² (рисунок).

Первая интрузивная фаза Тикшеозерского массива, составляющая до 70% современной площади, представляет собой низко-Ti и высоко-Mg породы (кумуляты) с варьирующими соотношениями кумулятивных клинопироксена (диоксида) и оливина при низких концентрациях Fe-Ti оксидов (титаномагнетит, магнетит, ильменит).

Изотопные данные свидетельствуют о том, что карбонатитовые расплавы произошли из того же мантийного источника, что и ассоциирующие с ними силикатные магмы. Геохимические данные по ультрамафит-щелочным породам комплекса свидетельствуют о том, что они произошли из общей исходной магмы (щелочного пикрита), тогда как карбонатиты и карбонат-силикатные породы формировались за счет инконгруэнтного плавления верхнего охлажденного края головы мантийного плюма, обогащенного флюидами CO₂.

Поздняя фаза Тикшеозерского комплекса образована преимущественно кальцитовыми низко-Mg и -Fe карбонатитами, а также варьирующими по составу карбонат-силикатными породами, обогащенными Na₂O и Al₂O₃.

Главной особенностью первой фазы Елетьозерского массива является широкое развитие мафит-ультрамафитовых пород, содержащих значительные количества Fe-Ti оксидов (магнетит, титаномагнетит, ильменит), достигающих уровня рудных концентраций.

В целом комплекс имеет концентрически_зональное строение, но западная

его часть сорвана крупным разломом и первоначальные размеры, и строение массива неизвестны

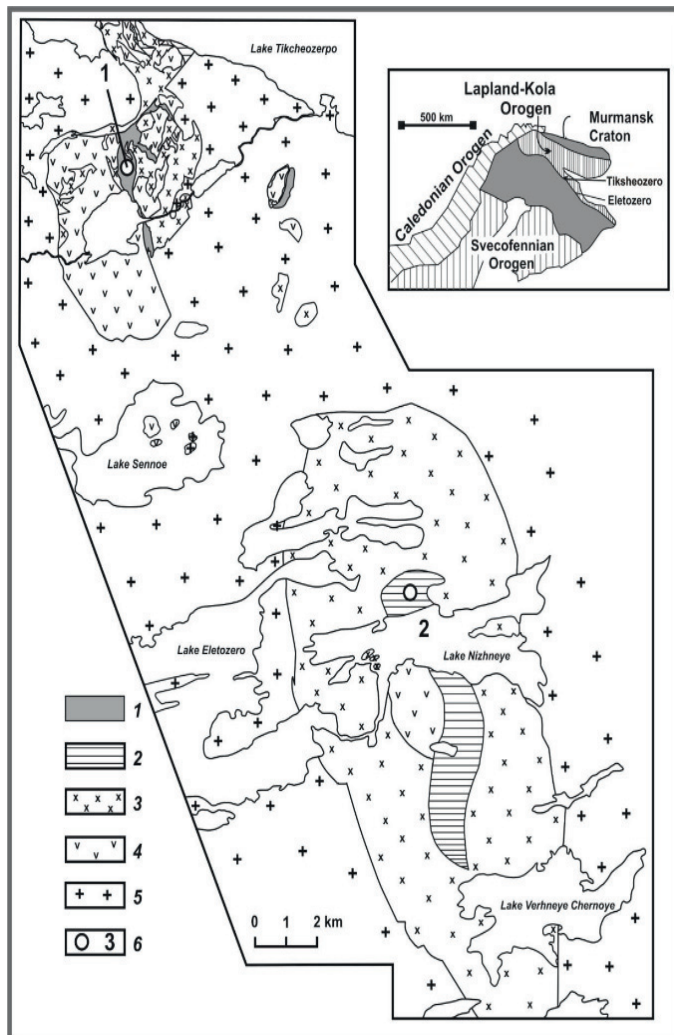


Рис. Обобщенная геологическая схема ультрабазит-базитового щелочно-карбонатитового Тикшезерско-Елетзерского комплекса:

1 – карбонатиты; 2 – нефелин-щелочные сиениты; 3 – пироксениты и оливиниты; 4 – слюдяные перидотиты, габбро и щелочные базит-ультрабазиты; 5 – граниты, тоналиты и диориты архея и граниты палеопротерозоя; 6 – месторождения: 1- Карбонатитовое; 2 - Елетзерское

Вторая фаза Елетзерского массива представлена преимущественно микроклиновыми сиенитами, которые составляют 70-75% по объему. Они образуют таблитчатые кристаллы, часто с микродвойниковой решеткой и пертитовой структурой. Нефелин распределен неравномерно, на Центральном участке доля нефелина увеличивается локально до 26%, и он часто замещается канкринитом. Процентное содержание темноокрашенных минералов также колеблется от нескольких процентов до 15-20%. Среди них преобладают щелочные амфиболы серии эгирина и арфведсонита, часто замещающие эгирин.

Минерагеническая особенность данного комплекса подчеркивается второй фазой развития, с которой связано формирование крупных месторождений промышленных минералов в щелочных сиенитах и карбонатитах.

Основные геолого-технологические исследования проводились на участке

«Северный» (озеро Нижнее). Присутствие сиенитов на участке «Южный», расположенном между Нятоваара и Суриваара, подтверждено бурением до глубины 100 м. Тела на участке «Северный» имеют длину от 750 до 1250 м и ширину от 225 до 500 м. Сиениты в основном контактируют с оливиновыми габбро.

Первоначальный дефицит кислорода способствовал образованию недонасыщенного кислородом нефелина. Несмотря на нестабильный состав и структуру пород при обогащении методом многостадийной электромагнитной сепарации были выявлены минеральные включения микронного размера в высококачественных полевошпатовых концентратах, состоящих из микроклина на 50-60%, альбита и нефелина на 40-45%. По химическому составу нефелин-полевошпатовые концентраты сопоставимы по качеству с продукцией нефелиновых сиенитов крупнейшего в мире месторождения Stjernøy (Норвегия).

Анализ химического состава исходных и обогащенных сиенитов Елетьозера, а также исследования отходов обогащения и др. показывает, что сырье перспективно для производства электротехнического фарфора, стекла, строительной керамики, эмали и абразивных материалов.

Тикшеозерский массив представляет собой крупное карбонатитовое тело с апофизами. Основное рудное тело простирается на 2-3 км и имеет ширину до 600 м. На карбонатиты указывают отрицательные локальные гравиметрические аномалии. Карбонатиты приурочены к впадинам и погребены под рыхлыми отложениями мощностью 5-15 м. Они резко контактируют с силикатными вмещающими породами. Вмещающие породы часто брекчированы и пропитаны карбонатами, развиты катафорит-карбонатные метасоматиты по пироксенитам, цеолитовые агрегаты с содалитом, альбитом, пренитом и эгирином по щелочным породам.

Изотопное исследование кальцитов подтвердило наличие эндогенного источника. Общие вариации в значениях изотопов не отличаются от вариаций для карбонатитов.

Формирование апатита в карбонатитах происходило в две стадии: основную интрузивную стадию и метасоматическую (автометасоматическую). Преобладают кальцитовые карбонаты, тогда как доломит-(анкерит)-кальцитовые и в основном доломитовые карбонатиты встречаются значительно реже. Другие карбонаты, присутствуют в небольших количествах отмечены другие карбонаты. Определено, что наиболее эффективным является метод обогащения путем обратной флотации кальцита. В качестве собирателя флотации силикатов может быть использован реагент из группы аминацетатов.

В отличие от большинства ультрамафит-щелочно-карбонатитовых

комплексов, имеющих штокообразное или концентрически-зональное строение, Тикшеозерский интрузив представляет лополит, интродуцированный крупным карбонатитовым телом. В целом ситуация напоминает взаимоотношения между феррогабброидами и сиенитами в сиенит-габбровых комплексах Елетьозерского массива.

Крупные месторождения второй фазы Тикшеозерско-Елетьозерского комплекса представлены промышленными минералами, имеющими практическое значение как полевой шпат, нефелин, апатит, кальцит. Они представляют собой потенциальную базу для добычи и использования в различных областях народного хозяйства. В этом отношении их перспективы увеличиваются в связи с Постановлением о вхождении северных районов РК в арктическую зону.

Список использованных источников

1. Shchiptsov, V.V. Industrial minerals of the Tiksheozero-Eletozero alkaline ultramafic-carbonatitic and alkaline gabbroic complexes in Karelia, Russia. In *Mineral deposit research for a high-tech world*, Proceedings of 12th SGA Meeting, Uppsala, Sweden, 2013, 4. 1781-1789.
2. Sharkov, E.V.; Chistyakov, A.V.; Bogina, M.M.; Bogatkov, O.A.; Shchiptsov, V.V.; Belyatsky, B.V.; Frolov, P.V. Ultramafic–Alkaline–Carbonatite Complexes as a Result of Two-Stage Melting of a Mantle Plume: Evidence from the Mid-Paleoproterozoic Tiksheozero Intrusion, Northern Karelia, Russia. *Doklady Earth Sciences* 2019, 638-643. [CrossRef]
3. Corfu, F.; Bayanova, T.; Shchiptsov, V.; Frantz N. U-Pb ID-TIMS age of the Tikshozero carbonatite: expression of the 2.0 Ga alkaline magmatism in Karelia, Russia. *Cent. Eur. J. Geosci.* 2011, 3. 302-308. [CrossRef]

ОЦЕНКА ЭЛЕКТРОПОВЕРХНОСТНЫХ СВОЙСТВ АПАТИТА В ПРИСУТСТВИИ ФЛОКУЛЯНТОВ

Артемьев А.В., Митрофанова Г.В.

Горный институт - обособленное подразделение Федерального государственного бюджетного учреждения науки Федерального исследовательского центра «Кольский научный центр Российской академии наук», г. Апатиты, Российская Федерация,
e-mail: sashaartemev2009@yandex.ru

Методом лазерного доплеровского электрофореза проведена оценка электроповерхностных свойств в суспензии апатита в присутствии катионного и анионного флокулянтов и поливалентных катионов. Вследствие влияния применяемых реагентов и ионов жидкой фазы, происходит изменение поверхностных свойств дисперсной фазы. Катионы поливалентных металлов закрепляются на поверхности апатита, создавая условия для эффективного применения анионного полиакриламидного флокулянта.

**The evaluation of the electrical surface properties of apatite when using
flocclulants**

Artemiev A.V., Mitrofanova G.V.

The estimation of electrical surface properties in a suspension of apatite in the presence of cationic and anionic flocculants and polyvalent cations was conducted by laser Doppler electrophoresis method. Change in the surface properties of the dispersed phase occurs due to the influence of the applied reagents and ions of the liquid phase. Polyvalent metal cations are fixed on the apatite surface, creating conditions for the effective use of anionic polyacrylamide flocculant.

Электроповерхностные свойства тонкодисперсных частиц играют определяющую роль в процессах стабилизации или разрушения дисперсных систем, в качестве которых можно рассматривать технологические стоки обогатительных фабрик, загрязненные взвешенными частицами минералов.

Известно, что состав и структура поверхностного слоя у дисперсных частиц может меняться в зависимости от вещественного состава окружающей среды. Оценка величины дзета-потенциала и его изменения позволяет оценить взаимодействие с дисперсными частицами различных флокулянтов и неорганических веществ, содержащихся в загрязненной воде.

Как показали проведенные исследования основным минералом, загрязняющим технологические стоки обогатительных фабрик, перерабатывающих апатит-нефелиновые руды является апатит. Так, твердая фаза слива сгустителя апатитового концентрата на 90% представлена апатитом, в твердой фазе оборотной воды содержится до 13,5% апатита [1].

Методом оценки суспензионного эффекта было показано [2] преобладание на поверхности апатита основных центров, что создает предпосылки для взаимодействия с поверхностью положительно заряженных ионов. Измерения дзета-потенциала проводили методом лазерного доплеровского электрофореза на лазерном анализаторе Malvern Zetasizer Nano-ZS в суспензии апатита в присутствии 0,01 М КСl.

Полученные результаты также показали (рисунок 1), что потенциалобразующий слой на поверхности апатита образован анионами, которые в соответствии с составом и строением апатита представлены двумя видами групп – фосфатной и гидрольсильной [3].

Оценка величины дзета-потенциала апатита под действием катионного и анионного флокулянтов показала, что в отсутствии каких-либо поливалентных катионов на поверхности апатита закрепляется и анионный, и катионный флокулянты.

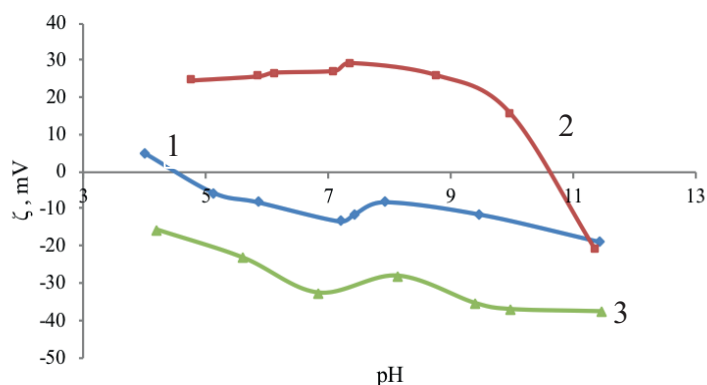


Рисунок 1. Величина дзета-потенциала апатита (1) под воздействием катионного (2) и анионного (3) полиакриламидных флокулянтов

Катионный флокулянт, имеющий меньшую степень ионности, сильнее изменяет величину дзета-потенциала поверхности апатита, перезаряжая ее, по сравнению со снижением дзета-потенциала в случае закрепления на поверхности анионного флокулянта. Т.е. закрепление флокулянта на поверхности минерала за счет взаимодействия разнозаряженных групп определяет большее количество адсорбированного реагента.

Известно, что в оборотной воде обогатительных фабрик, перерабатывающих апатит-нефелиновые руды, присутствует большое количество катионов поливалентных металлов, которые также будут взаимодействовать с основной поверхностью апатита.

Оценка электроповерхностных свойств апатита в присутствии солей кальция и железа (рисунок 2) показала, что адсорбция катионов кальция из раствора с концентрацией 40 мг/л Ca^{2+} уменьшает отрицательное значение дзета-потенциала и смещает точку нулевого заряда в более высокую область pH. Дальнейшее увеличение концентрации ионов кальция может привести к полной перезарядке поверхности и поменять знак заряда поверхности апатита на положительный [4].

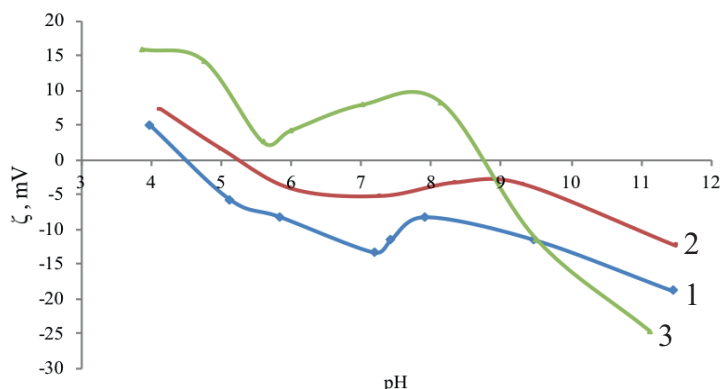


Рисунок 2. Величина дзета-потенциала апатита (1) в присутствии ионов 40 мг/л Ca^{2+} (2) и 40 мг/л Fe^{3+} (3)

Катионы железа, имеющие больший по значению положительный заряд, в большей степени нейтрализуют отрицательно заряженные группы на поверхности апатита и уже при концентрации ионов железа 40 мг/л приводят к перезарядке поверхности апатита. Т.е. в загрязненной солями поливалентных металлов

оборотной воде, на основной поверхности апатита закрепляются положительные ионы и создаются предпосылки для более эффективного действия анионного флокулянта.

Полученные данные полностью коррелируют с выводами, сделанными ранее на основе определения суспензионного эффекта (СЭ) [1]. Это позволяет рассматривать простой и доступный метод оценки СЭ как способ прогнозирования эффективности действия флокулянтов.

Список использованных источников

1. Артемьев А.В., Митрофанова Г.В. Оценка суспензионного эффекта в процессах флокуляции // Материалы Международного совещания "Инновационные процессы комплексной переработки природного и техногенного минерального сырья" (Плаксинские чтения – 2020), г. Апатиты. – С. 207-208.
2. Артемьев А.В., Митрофанова Г.В. Использование анионного флокулянта в процессе подготовки оборотной воды для флотации апатит-нефелиновых руд // Вестник МГТУ, 2020, Т. 23, № 2, 150-159 с.
3. Yaoyang Ruan, Zeqiang Zhang, Huihua Luo, Chunqiao Xiao, Fang Zhou and Ru-an Chi / Effects of Metal Ions on the Flotation of Apatite, Dolomite and Quartz / *Minerals* 2018, 8(4), 141.
4. Fang Zhou, Qi Liu, Xu Liu, Wanchun Li, Jian Feng and Ru-an Chi / Surface Electrical Behaviors of Apatite, Dolomite, Quartz, and Phosphate Ore / *Front. Mater*, 18 February 2020.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЕЩЕСТВЕННОГО СОСТАВА И ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ ПО ПЕРЕРАБОТКЕ КВАРЦ- СЕРИЦИТОВОЙ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ХАТИНЬ (ВЬЕТНАМ)

Юшина Т.И.¹, Нгуен Ван Чонг^{1,2}, Думов А.М.¹, Нгуен Тху Тхю^{1,2}

¹ Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Москва, Российская Федерация, e-mail: yuti62@mail.ru

² г. Ханой, Социалистическая Республика Вьетнам

Комплексные исследования вещественного состава кварц-серицитовых руд месторождения Хатинь (Вьетнам) показали, что структура серицита относительно однородна, количество лимитируемых примесей незначительно. Крупность частиц серицита заметно отличается от крупности других минералов, его содержание постепенно увеличивается при уменьшении размеров частиц. При переработке руды минералы-примеси можно выделить в отвальный продукт и получить товарную продукцию в виде порошка серицита достаточно высокого качества, удовлетворяющего требованиям к сырью таких отраслей промышленности, как фарфоровая, керамическая, резинотехническая и др.

Research of the material composition and substantiation of technological solutions for processing quartz-sericite ore of the Hatin deposit (Vietnam)

Yushina T.I., Nguyen Van Trong, Dumov A.M., Nguyen Thu Thuy (NUST MISIS),

Comprehensive studies of the material composition of quartz-sericite ores from the Hatin deposit (Vietnam) showed that the structure of sericite is relatively homogeneous, the amount of limited impurities is insignificant. The particle size of sericite differs markedly from the size of other minerals, its content gradually increases with decreasing particle size. When processing the ore, minerals-impurities can be separated into a dump product and obtain a commercial product in the form of a sericite powder of a sufficiently high quality that meets the requirements for raw materials of such industries as porcelain, ceramic, industrial rubber, etc.

Серицит представляет собой ассоциацию мелких частиц слюдяных минералов, принадлежащих к алюмосиликатной группе. Химический состав серицита варьирует в различных месторождениях в зависимости от общего минерального состава руды, а также состава химических элементов, участвующих в структуре минерала. Во Вьетнаме поиски серицита были начаты в 1990-х годах. Его месторождения были открыты в ряде районов, однако серицит в них низкокачественный, его содержание в большинстве рудных тел невысокое, вследствие чего запасы не имеют промышленного значения. Исключением является месторождение Хатинь. По данным геологической разведки и оценки министерства геологии Вьетнама, серицит в районе Хатинь сосредоточен в нескольких рудных телах, пригодных для промышленной добычи и эксплуатации; запасы серицита составляют несколько миллионов тонн.

Результаты исследований показали, что содержание серицита в образцах сырой руды месторождения Хатинь достаточно высокое. Содержание примесей – оксидов металлов, например, таких как оксиды железа, низкое, но они ассоциированы со многими неметаллическими примесями, такими как кварц, полевой шпат и др. Таким образом, исследуемая руда без предварительной переработки не отвечает требованиям к качеству сырья для производства материалов - наполнителей, применяемых в таких отраслях промышленности, как лакокрасочная, полимерная, и, в особенности, косметическая.

Результаты минералогического и петрографического анализа серицитовой руды месторождения Хатинь показывают, что 97-99% объема исходной сырой руды составляют в основном кварц, серицит и полевой шпат $KAlSi_3O_8$ в виде тесного срастания частиц микронного размера (рисунки 1, 2). Размер частиц серицита составляет от нескольких сотен нанометров до некоторых сотен микрометров (рисунок 3). Форма кристаллов кварца обычно призматическая с

закругленными краями, выпуклыми и вогнутыми гранями (см. рисунок 2), размер в некоторых случаях достигает от 0,2 до 3 мм.

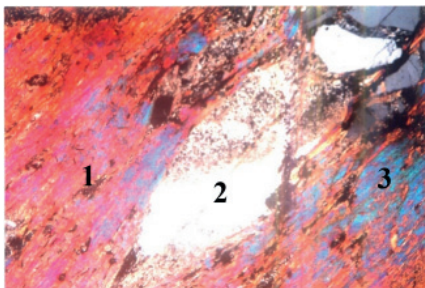


Рисунок 1. Серицитовые чешуйки микроразмера (1), объединенные в параллельные полосы, перемежающиеся с кварцем (2) и полевым шпатом (3)

25-кратное увеличение,
Nikon ECLIPSE LV100-POL

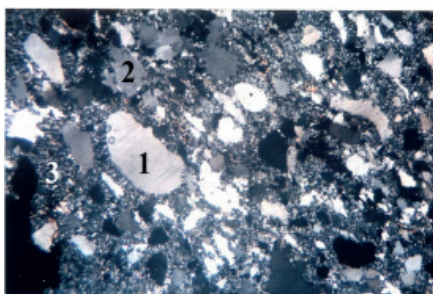


Рисунок 2. Призматические кристаллы кварца с закругленными краями (1), эрозированный полевой шпат (2), агрегаты серицита (3)

25-кратное увеличение, Nikon ECLIPSE LV100-POL

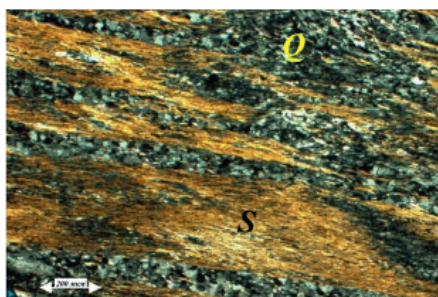


Рисунок 3. Частицы серицита S и частицы кварца Q, тесно ассоциированные друг с другом

Кварц может находиться в виде микрочастиц и включений в частицах других минералов, наименьший размер 30 мкм. Пирофиллит с размером зерен от 3 до 20 мкм состоит из множества скрытых чешуек, расположенных параллельно агрегатам серицита. Содержание пирофиллита варьирует от 2 до 65%. Форма частиц калиевого полевого шпата таблитчатая или искаженная, размер от 0,5 до 3 мм (рисунки 1, 2). Встречаются включения частиц микронных размеров (максимальный размер 30 мкм) в других минералах. В неизмененных породах содержание полевого шпата составляет 50–60%, в слабоизмененных породах – 20–30%, в сильноизмененных породах – не более 3–5%, которые перемежаются с кварцем (см. рисунок 2).

Цементирующим агентом является вулканический пепел, который в результате выветривания трансформировался в конгломерат мелких чешуек из серицита и глины, чередующихся с чрезвычайно мелкими кусочками кварца. Лишь 1–2% кристаллов кварца находится в виде трещиноватых округлых частиц размером 0,5–2,5 мм (рисунок 4). Кроме того, в руде имеется до 1–2% некоторых рудных минералов. Некоторые минералы железа (гематит, гетит, лимонит,

гидроксиды железа, пирит) в основном равномерно распределены в руде и находятся в виде мелких чешуек с размером менее 10–100 мкм.

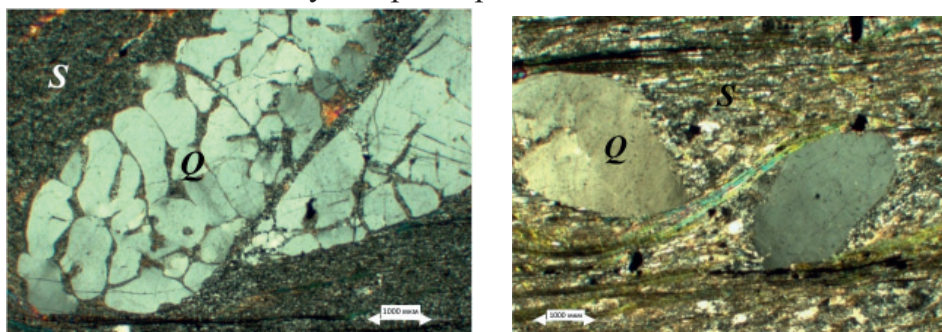


Рисунок 4. Частицы кварца Q в сериците S

Кроме того, в руде имеется до 1–2% некоторых рудных минералов. Некоторые минералы железа (гематит, гетит, лимонит, гидроксиды железа, пирит) в основном равномерно распределены в руде и находятся в виде мелких чешуек с размером менее 10–100 мкм. Иногда встречаются халькопирит, ильменит, сфен и циркон. Титансодержащие минералы, такие как лейкоксен, рутил и сфен, обычно имеют размер частиц 100–500 мкм и рассеяны в нерудной основе. Частицы сульфидов имеют средний размер менее 10 мкм, как правило, являясь включениями в некоторых нерудных минералах.

Для оценки степени чистоты серицита образцы руды анализировали на электронном микроскопе Camebax, что в комплексе с химическим анализом (таблица 1) позволило установить следующее: образцы в основном имеют одинаковый химический состав; серицит в руде месторождения Хатинь имеет высокую степень чистоты и относительно однородный, содержание K₂O превышает 10%, что приблизительно равно теоретическому содержанию в сериците (9–11%); содержание примесей железа весьма низкое. Для определения гранулометрических характеристик исходной руды использовали метод ситового анализа для сравнительно крупных частиц и седиментации для мелких.

Таблица 1. Химический состав образцов серицита месторождения Хатинь

Проба	Содержание, %						
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	MgO	K ₂ O	FeO	MnO	H ₂ O
М -1	45,56	37,60	0,27	10,80	0,33	0,11	4,60
М -2	45,52	36,83	0,16	10,60	0,45	0,14	5,01
М -3	45,86	37,56	0,20	11,28	0,21	0,16	4,65
М -4	46,12	36,28	0,13	10,98	0,22	0,28	5,12
М -5	46,02	37,06	0,08	11,35	0,34	0,22	4,51

Результаты анализа вещественного (таблица 2) а также химического состава частиц серицитовой руды и их распределение по крупности показывают, что

**«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки
природного и техногенного минерального сырья»**

соотношение их содержаний заметно изменяется в зависимости от крупности частиц. Содержание кварца постепенно увеличивается с ростом крупности, в то время как содержание K_2O и Al_2O_3 увеличивается со снижением крупности частиц. В классе крупности –10 мкм содержание K_2O составляет более 8,3%, а Al_2O_3 - более 34%, что в 2 раза превышает содержание в исходной руде. Содержание кварца в этом классе крупности составляет менее 25% от содержания в исходной руде. Распределение K_2O и Al_2O_3 в этот класс крупности частиц составляет 25 и 28%, соответственно.

Таблица 2. Содержание основных минералов в различных классах крупности серицитовой руды месторождения Хатинь

Класс крупности мкм	Выход, %	Содержание минералов, %				
		Серицит	Пирофиллит	Кварц	Каолинит	Полевой шпат
+ 100	69,10	20	15	56	4	3
-100 +63	3,48	21	20	53	4	-
-63 +45	3,13	19	22	53	4	-
- 45 + 35	2,96	20	23	50	5	-
- 35 + 20	4,00	13	17	59	4	4
- 20 + 10	5,44	21	22	46	4	4
- 10 + 5	4,66	58	15	16	5	4
- 5 + 0	6,96	70	10	10	6	4
Итого	100,0	25,14	15,17	50,02	4,29	2,93

По результатам комплексного исследования вещественного состава серицитовой руды месторождения Хатинь можно сделать следующие выводы:

1. Состав минералов в образцах исходной руды относительно однороден. Минералы находятся в виде частиц с размерами от нескольких сотен нанометров до нескольких сотен микрометров, связанных друг с другом вулканическим пеплом, который трансформировался в мелкодисперсные чешуйки серицита и волнистой глины, перемежающиеся частицами кварца микронных размеров.

2. Крупность частиц серицита заметно отличается от крупности других минералов-примесей в исходной руде. Содержание кварца постепенно увеличивается при увеличении крупности частиц руды, а содержание серицита постепенно увеличивается при уменьшении размеров частиц. В частности, в частицах крупность менее 10 мкм содержание серицита больше, чем в исходной руде более чем в 2 раза и достигает 70%, а содержание кварца по сравнению с исходной рудой в 4 раза меньше.

3. Содержание вредных примесей, включающих железо и тяжелые металлы, такие как мышьяк и свинец, превышено по сравнению с содержаниями, требуемыми по стандартам для производства коммерческого минерального серицитового порошка, применяемого в химической и косметической

промышленности.

4. Примеси распределены неравномерно и находятся в зернах некоторых отдельных минералов, таких как апатит $\text{Ca}_5(\text{PO}_4)_3$, оксиды железа и связующие частицы твердых растворов. Следовательно, при переработке руды их можно выделить в отвальный продукт и получить товарную продукцию в виде порошка серицита.

5. Исходя из особенностей состава и ценности исходной серицитовой руды месторождения Хатинь, были определены технологические направления для её переработки путем:

- селективного дробления и/или измельчения для освобождения частиц серицита от ассоциированных с ними частиц пустой породы и выделения из руды серицита с размером частиц менее 10 мкм методом гидравлической классификации;
- флотации серицита, имеющего размеры частиц более 10 мкм, отделения его от кварца и других минеральных примесей и измельчения до крупности, необходимой для применения в лакокрасочной и полимерной промышленности;
- химической обработки флотационного серицитового концентрата для удаления примесей железа и тяжелых металлов с целью получения продукта порошкового серицита, удовлетворяющего требованиям химико-косметической промышленности.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЕЩЕСТВЕННОГО СОСТАВА И ОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ КВАРЦ-ПОЛЕВОШПАТОВОЙ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ КУАНГ НАМ (ВЬЕТНАМ)

Юшина Т.И.¹, Нгуен Тху Тхю^{1,2}, Думов А.М.¹, Нгуен Ван Чонг^{1,2}

¹ Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Москва, Российская Федерация, e-mail: yuti62@mail.ru

² г. Ханой, Социалистическая Республика Вьетнам

Приведены результаты комплексного исследования вещественного состава кварц-полевошпатовых руд месторождения Куанг Нам. Установлено, что минеральный состав руды достаточно сложный, помимо основного полезного компонента - полевых шпатов, представленных ортоклазом и альбитом, присутствуют свободный кварц и минералы группы слюды (мусковит), а также железосодержащие минералы, являющиеся включениями и примазками в полевых шпатах. Анализ результатов исследований позволил сделать вывод, что наиболее эффективным методом для удаления примесей темноцветных минералов, включая минералы железа, и свободного кварца является флотация. Для

обогащения полевошпатовой руды технологическая схема флотации должна включать четыре стадии: обесшламливание (удаление глинистых минералов); флотацию минералов группы слюд; флотацию железосодержащих минералов; флотацию полевых шпатов.

**Research of the material composition and establishment of the processing
technology of quartz-feldspare ore of the Kuang Nam deposit (Vietnam)**

Yushina T.I., Nguyen Thu Thuy, Dumov A.M., Nguyen Van Trong

The results of a comprehensive study of the material composition of quartz-feldspar ores of the Kuang Nam deposit are presented. It has been established that the mineral composition of the ore is quite complex, in addition to the main useful component - feldspars, represented by orthoclase and albite, there are free quartz and minerals of the mica group (muscovite), as well as iron-bearing minerals, which are inclusions and smears in feldspars. Analysis of the research results led to the conclusion that the most effective method for removing impurities of mafic minerals, including iron minerals, and free quartz is flotation. For enrichment of feldspar ore, the flotation flow chart should include four stages: desliming (removal of clay minerals); flotation of minerals of the mica group; flotation of ferrous minerals; flotation of feldspars.

Полевые шпаты являются ценным промышленным сырьем и представляют собой наиболее распространенную важную минеральную группу алюмосиликатов в верхней части литосферы, составляя около 50% массы земной коры. Важнейшим источником высококачественных полевых шпатов являются гранитные пегматиты. Вьетнам обладает значительными запасами полевых шпатов, но большая их часть образовалась на выветренных и полувыветренных пегматитовых зонах, что обуславливает сложность вещественного состава полевошпатового сырья и разнообразие архитектуры кристаллических решеток продуктов выветривания полевых шпатов.

Исследования проводились на пробах кварц-полевошпатовой руды месторождения Куанг Нам. Руда представляет собой плотную твердую массу без четко выраженной кристаллической структуры, с неравномерной крупностью вкрапленности минеральных зерен, размер которых составляет от нескольких десятков микрон до нескольких миллиметров. Основными минералами руд являются кварц SiO_2 , натриевый полевой шпат (альбит) $\text{Na}[\text{AlSi}_3\text{O}_8]$, калиевый полевой шпат (ортоклаз) $\text{K}[\text{AlSi}_3\text{O}_8]$, мусковит $\text{KAl}_2[\text{AlSi}_3\text{O}_{10}](\text{OH})_2$.

Исследование методом оптической микроскопии позволило сделать следующие предварительные выводы (рисунок 1):

- калиевый полевой шпат (ортоклаз) представлен непрозрачными частицами пластинчатой формы размером 4–10 мм с незначительным количеством чрезвычайно мелких примесей темноцветных минералов и окислов железа;
- плагиоклаз представлен минеральными видами непрерывного

- гомоморфного замещения от альбита $\text{Na}[\text{AlSi}_3\text{O}_8]$ до анортита $\text{Ca}[\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_8]$, с преобладанием альбита. Плагиоклаз представлен в основном полуразрушенными пластинчатыми частицами неправильной формы размером от 0,9 до 1,7 мм, поверхность которых частично загрязнена глинистыми минералами и серицитом;
- слюда (мусковит) представлена деформированными или разрушенными листами, в виде небольших агрегатов, иногда рассеянных в виде деформированных пластин и гнезд. Частицы слюды бесцветные, блеск от глянцевого до металлического;
 - кварц представлен сильноразрушенными кристаллами, заполняющими промежутки между частицами полевого шпата. Кварц имеет чистую поверхность.

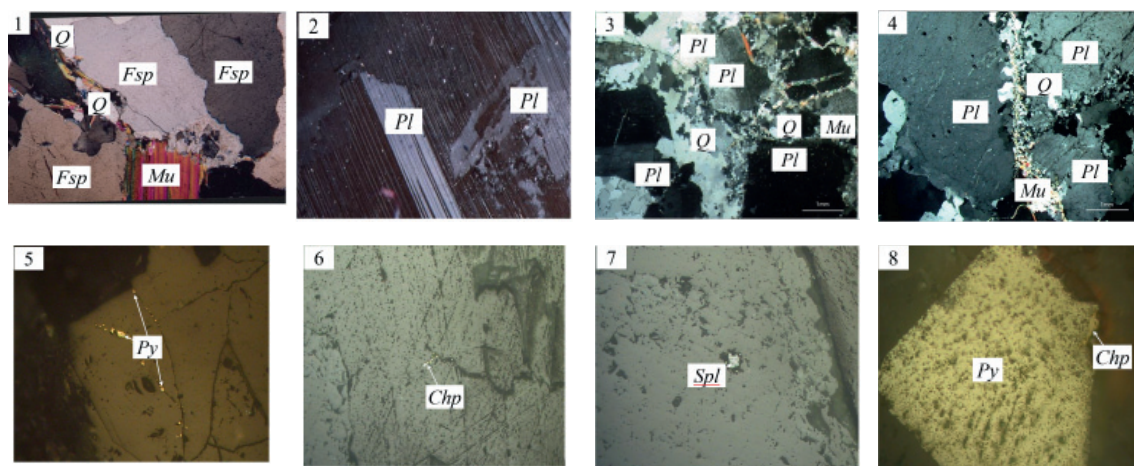


Рисунок 1. Микрофотографии образцов кварц-полевошпатовых руд (1-4) и включений сульфидных минералов в полевых шпатах (5-8) месторождения Куанг Нам:

Условные обозначения: Pl – плагиоклаз; Mu - мусковит; Fsp - калиевый полевой шпат; Q – кварц; (Py)–пирит; (Chp)–халькопирит; (Spl) – сфалерит

Другие минералы, такие как халькопирит, сфалерит, сфен; пирит, встречаются в этих рудах редко, образуя мелкие скопления в трещинах между зернами полевых шпатов. Также в межзерновом пространстве встречается коллоидный лимонит.

Анализ распределения минеральных (таблица 1) и химических компонентов по классам крупности показал, что основным минералом в классе крупности +2 мм (выход класса не превышает 2%), является исключительно мусковит, другие минералы не обнаружены.

Основная часть минералов сосредоточена в классе крупности –2 мм, на долю кварца приходится около трети массы пробы; мусковита не более 25%, альбита - в среднем 27%, при этом альбита вдвое больше, чем ортоклаза.

**«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки
природного и техногенного минерального сырья»**

Таким образом, главными минералами в пробе являются полевые шпаты, суммарная доля других минералов не превышает 1-2%, причем представлены они преимущественно частицами крупностью менее 20 мкм.

Таблица 1. Распределение минеральных частиц по классам крупности в исследуемой пробе кварц-полевошпатовой руды

Классы, мм	Выход, %	Содержание, %				
		Мусковит	Альбит	Ортоклаз	Кварц	Другие минералы
-2+1	22,48	38-40	16-18	5-7	24-26	Мало
-1+0,2	18,32	29-31	26-28	12-14	27-29	Мало
-0,2+0,074	25,88	9-11	26-28	7-9	51-53	Мало
-0,074+0,02	16,03	7-9	29-31	9-11	48-50	Мало
-0,02+0	17,29	14-16	29-31	14-16	31-33	1-2
Итого	100,00	24-26	26-28	12-14	29-31	1

Основываясь на полученных данных, можно сделать вывод о том, что выход и распределение полезных компонентов по классам крупности относительно равномерны. Массовая доля тонких частиц $-0,02$ мм в исследуемой пробе руды составляет 17,29%.

Минералы железа в основном равномерно распределены в руде, их концентрация постепенно уменьшается по мере уменьшения крупности частиц. Сумма массовых долей K_2O и Na_2O является практически постоянной по всем узким классам крупности, та же закономерность наблюдается для SiO_2 и Al_2O_3 . Таким образом, можно сделать вывод о невозможности выделить в материале мельче 2 мм более мелкий продуктивный класс.

Исследования образцов пегматитовой породы месторождения Куанг Нам показали, что крупные частицы полевого шпата связаны с кварцем, слюдой и железосодержащими минералами.

На рисунке 2 показан типичный образец пегматитовой породы, при этом поверхность некоторых частиц полевого шпата в значительной степени покрыта примазками железосодержащих минералов. Частично минералы железа представлены включениями в полевом шпате.

Результаты изучения вещественного состава лабораторных проб кварц-полевошпатовой руды месторождения Куанг Нам показали, что:

- руда характеризуется относительно сложным составом;
- основными минералами являются ортоклаз, альбит, мусковит, кварц.

В руде помимо полезного компонента - полевого шпата - имеются сопутствующие минералы, в том числе свободный кварц и минералы группы слюды, а также железосодержащие минералы, являющиеся включениями и примазками в полевом шпате.

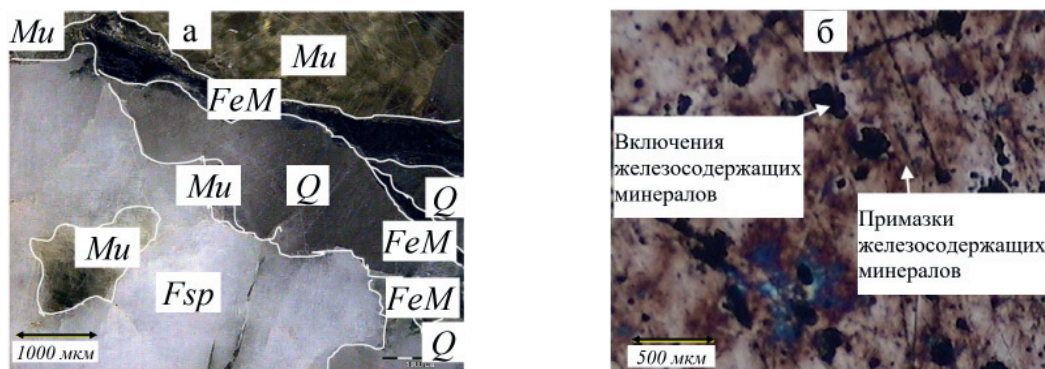


Рисунок 2. Анилифы образцов руды месторождения Куанг Нам:

а - полевой шпат (Fsp), связан с кварцем (Q), слюдой (Mu) и железосодержащими минералами (FeM); б полевой шпат с примазками и включениями железосодержащих минералов

Результаты химического анализа показывают, что химический состав руды изменяется следующим образом: массовая доля Al_2O_3 колеблется от 13,08 до 15,42%, в среднем 14,20%; массовая доля Fe_2O_3 - от 0,51 до 1,00%, в среднем 0,75%; SiO_2 - 75,27%. Массовая доля оксидов щелочных металлов в разных классах крупности относительно одинаковая, сумма (K_2O+Na_2O) в среднем 8,64%.

Для получения высококачественных концентратов полевого шпата необходимо тщательно удалить слюду, кварц и железосодержащие минералы, которые являются включениями в полевом шпате. Это минералы со схожими физическими свойствами, такими как плотность, проводимость и магнетизм. Поэтому такими методами обогащения, как гравитационное, магнитное и электрическое, невозможно обеспечить полное отделение их от полевого шпата.

Наиболее эффективным методом для удаления примесей темноцветных минералов, включая минералы железа, и свободного кварца является флотация. Для обогащения кварц-полевошпатовой руды технологическая схема флотации должна включать следующие операции: обесшламливание (удаление глинистых минералов); флотацию минералов группы слюд; флотацию железосодержащих минералов; флотацию полевого шпата.

Основная цель обогащения руды месторождения Куанг Нам заключается в удалении из руды слюды, кварца и железосодержащих минералов. Чтобы повысить эффективность процесса флотации и уменьшить расход реагентов, необходимо в процессах рудоподготовки использовать метод избирательного дробления. В этом случае преимущественное разрушение кусков руды будет происходить по границам между зернами минералов и по зернам наиболее легкодробимых минералов. Предлагаемая схема рудоподготовки включает дробление руды до крупности 10 мм в щековой дробилке, а затем в валковой

дробилке с зазором между валками 2 мм. Грохочение по классу 2 мм позволяет осуществить обогащение по форме частиц. Плоские частицы слюды попадают в надрешетный продукт и образуют слюдяной концентрат с выходом 1,92% и массовой долей слюды 100%. Для снижения отрицательного воздействия шламов на процесс флотации, требуется удаление материала крупностью $-0,02+0$ мм, также несколько обогащенного мусковитом. Сравнение результатов химического и минералогического анализов материала крупностью $-0,02$ мм со стандартами качества полевого шпата для изготовления строительной керамики (стандарт TCVN 6598:2000) показывает, что этот материал можно применять для изготовления керамических изделий и керамической плитки.

Таким образом, по результатам исследований вещественного состава показано, что кварц-полевошпатовая руда месторождения Куанг Нам может быть переработана с получением востребованных во многих отраслях промышленности ценных продуктов.

ВЛИЯНИЕ ОСОБЕННОСТЕЙ РЕДКОМЕТАЛЛЬНЫХ РУД ЧУКТУКОНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ НА ВЫБОР ТЕХНОЛОГИИ ИХ ПЕРЕРАБОТКИ

Лихникевич Е.Г.

Федеральное государственное бюджетное учреждение «Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья имени Н.М. Федоровского»,
Москва, Российская Федерация, *e-mail: likhnikievich@mail.ru*

В статье показано, что природные особенности руды и минералов (высокая дисперсность монацита, минералов группы крадаллита, их тесное срастание с гидроксидами железа, повышенная хрупкость пирохлора, склонность к чрезмерному измельчению) обуславливают невозможность их обнаружения механическими методами. Приведено обоснование комплексного извлечения ценных компонентов из редкометалльных руд гидроталлургическими методами.

Influence of features of rare-metal ore of the Chuktukonsky deposit on the choice technologies of their processing

Likhnikievich E.G.

The natural features of the ore and minerals (high dispersion of monazite, minerals of the crandallite group, their close accretion with iron hydroxides, increased brittleness of pyrochlore, tendency to over-grind) cause the impossibility of their disclosure by mechanical methods; complex extraction of valuable components from these ores is possible by hydrometallurgical processing methods.

Использование редких металлов в современных наукоемких отраслях и технологиях определяет динамичное расширение их потребления в экономически развитых странах. Россия, занимая по разведанным запасам ведущее место в мире, существенно отстает в промышленном и инновационном отношении от этих стран. В соответствии со стратегией развития минерально-сырьевой базы Российской Федерации до 2035 года ключевыми целями развития промышленности редких и редкоземельных металлов являются полное обеспечение потребностей предприятий оборонно-промышленного комплекса отечественными редкими и редкоземельными металлами, обеспечение внутреннего потребления редких и редкоземельных металлов при его дальнейшем росте и снижении доли импорта до минимального уровня (импортозамещение), а также выход на мировой рынок и повышение экспортного потенциала.

Одним из главных объектов модернизации редкометалльной промышленности России может стать Чуктуконское месторождение, являющееся крупнейшей кладовой редких металлов. Пироклор-монацит-гетитовые руды Чуктуконского месторождения, сформированные несколькими полезными минералами (пироклором, монацитом, гетитом, гематитом и минералами группы крандаллита) характеризуются переменным гранулярным составом с высокой долей тонкодисперсного материала размером менее 0,044 мм, количество которого составляет более 50%.

Характерна фазовая неоднородность минералов (распад твердых растворов, сингенетичные включения, зональный рост, многократные акты генерации, частичная перекристаллизация, твердофазовые вторичные преобразования и т.д.), а также дефектность зерен и агрегатов (трещиноватость, блочность, отдельность, пористость и пр.). Например, для пироклора Чуктуконского месторождения типично и зональное строение, и дефектность минеральных зерен. Некоторые кристаллы и зерна имеют скорлуповатую отдельность, они обладают повышенной хрупкостью и легко разрушаются при слабом механическом воздействии.

Типичной особенностью минералов редкометалльных руд является их переменный химический состав, обусловленный, в первую очередь, изоморфными замещениями атомов химических элементов в кристаллической решетке рудных и породообразующих минералов. Стадийность рудообразования приводит к образованию нескольких генераций или разновидностей одних и тех же минералов, отличающихся морфологией выделения, составом, строением и физическими свойствами.

Замещение катионов кальция и натрия на стронций, барий определяют несколько разновидностей пироклора – от первичного неизмененного Ca-Na-пироклора до гипергенно измененных:

«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья»

- стронций-цериевого с содержанием церия 10,67–16,94%, стронция 3,51–6,85%, бария – 1,81–2,78%,
- барий-стронциевого с содержанием стронция 10,59–12,10%, бария – 3,80–5,97%, церия – 0,00–1,66%,
- смешанного бариевый-стронций-цериевого с содержанием Се – 9,73–8,26%, Sr – 7,74–8,24%, Ba – 1,54–2,46%.

Редкометалльные руды Чуктуконского месторождения являются комплексными полиминеральными образованиями, в которых полезные минералы представлены несколькими минеральными видами, тесно ассоциирующими между собой и встречающимися в переменном количестве.

В формировании руд принимают участие более 20 минералов. Основным рудным минералом является гетит. Содержание гетита варьирует в значительных пределах и иногда достигает 70%. Редкоземельные минералы представлены Се- и La- монацитом, ксенотимом, церианитом и минералами группы крандаллита. Минералы группы крандаллита. присутствуют в виде рассеянных тонкокристаллических выделений и сплошных тонкозернистых агрегатов. Специфической особенностью руд является практически постоянное присутствие пленок и каемок гетита на зернах монацита, которые «затушевывают» технологические свойства этого минерала.

За редкометалльную специализацию руд отвечает вторичный пирохлор, который интенсивно корродирован гетитом. Иногда кристаллы пирохлора полностью или практически полностью замещены гетитом, сохраняется лишь тонкая внешняя оболочка. Гетит корродирует и замещает другие минералы, образуя при этом тесные срастания минералов, часто закрытые.

В руде в переменном количестве отмечаются оксиды и гидроксиды марганца и каолинит. Следует отметить, что рудные минералы тесно ассоциируют друг с другом и породообразующими фазами, образуют сложные по составу полиминеральные агрегаты, нередко отличающиеся высокой дисперсностью.

Установленные природные особенности руды и полезных минералов: высокая дисперсность монацита, минералов группы крандаллита, их тесные срастания с гидроксидами железа, для минералов группы крандаллита – также с каолинитом и между собой, сложные типы срастаний пирохлора (коррозионные) с гидроксидами железа, повышенная хрупкость пирохлора, склонность к переизмельчению, обуславливают невозможность их раскрытия механическими методами и комплексное извлечение ценных компонентов из этих руд возможно гидрометаллургическими методами переработки.

На стадии гидрометаллургической переработки пирохлор-монацит-гетитовых руд решена проблема отделения редкоземельных металлов от фосфора,

ниобия и железа. Удаление фосфора и железа из раствора достигается проведением процесса в автоклавных (гидротермальных) условиях при 200-230°C. Это способствует более селективному концентрированию фосфора и железа в нерастворимом остатке в результате образования труднорастворимых фосфатов железа и позволяет уже на следующей стадии извлечь REE из обесфосфоренных азотнокислых растворов экстракцией трибутилфосфатом и получить товарные соединения марганца.

Разрабатываемая технологическая схема обеспечивает получение товарных продуктов: индивидуальные оксиды REE (99,9%), оксид марганца химически чистый (MnO_2 – 90%), оксид скандия (Sc_2O_3 – 99,5%), оксид железа (Fe_2O_3 – 87%), пентаоксид ниобия (Nb_2O_5 – 99,5%) или ниобиевые лигатуры.

МИНЕРАЛОГО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ КОМПЛЕКСНОЙ СУЛЬФИДНОЙ РУДЫ ИКАБЬЯ-ЧИТКАНДИНСКОЙ ПЛОЩАДИ (ЗАБАЙКАЛЬСКИЙ КРАЙ)

*Карпова А.Г.¹, Чикишева Т.А.^{1,2,3}, Прокопьев С.А.^{1,2,3}, Прокопьев Е.С.^{1,2},
Синеокий Д.А.⁵, Барковский О.В.⁴*

¹ ООО НПК «Спирит», г. Иркутск, Российская Федерация

² Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт земной коры
Сибирского отделения Российской академии наук, г. Иркутск, Российская Федерация

³ Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего
образования «Иркутский государственный университет», Российская Федерация

⁴ Федеральное государственное унитарное предприятие «ЗабНИИ»,
ООО «Геоэксперт», г. Чита, Российская Федерация

⁵ ООО «Новая рудная компания», г. Чита, Российская Федерация

e-mail: kag@spirit-irk.ru

В статье содержатся данные исследования минералого-технологических характеристик руды Икабья-Читкандинской площади с целью выявления минералогических особенностей, потенциально влияющих на её обогатимость.

Mineralogical and technological characteristics of the complex sulfide ore of the Ikabya-Chitkandinskaya area (Zabaykalsky krai)

*Karpova A.G., Chikisheva T.A., Prokopyev S.A., Prokopyev E.S.,
Sineoky D.A., Barkovsky O.V.*

The article contains research data on the mineralogical and technological characteristics of ore from the Ikabya-Chitkandinsky area in order to identify mineralogical features that potentially affect its dressability.

Икабья-Читкандинская площадь в административном отношении расположена на Севере Забайкальского края в 40 км от посёлка Новая Чара.

Объектом исследований в данной работе являлась технологическая проба руды Икабья-Читкандинской площади, относящаяся к промышленному типу медистых песчаников и алевролитов [4], попутные ценные компоненты – серебро, золото. Изучение минералого-технологических характеристик проводилось в минералогическом отделе ООО НПК «Спирит» в рамках работ по исследованию обогатимости руды. Исследования руды осуществлялись с применением методов оптической микроскопии в соответствии с методическими руководствами Научного совета по методам минералогических исследований (НСОММИ) [1, 2, 3]. По данным химического анализа было установлено, что основную промышленную ценность исследуемой руды представляет медь. Попутно извлекаемыми компонентами могут быть золото и серебро.

Петрографические исследования показали, что вмещающие породы представлены мелкозернистыми аркозовыми метапесчаниками.

В результате минераграфических исследований было установлено, что рудные минералы представлены преимущественно халькопиритом и борнитом, в подчинённом количестве присутствуют халькозин, сфалерит и галенит, которые образуют жилки, вкрапления, гнёзда, ксеноморфные выделения и их скопления (рисунок 1 в). Кроме этого, прослеживаются структуры распада твердых растворов в виде эмульсионной вкрапленности халькопирита в сфалерите (рисунок 1 а) и ламелей халькопирита в борните (рисунок 1 б). Очень часто в выделениях халькопирита и борнита присутствуют обособления порообразующих минералов (рисунок 1 г).

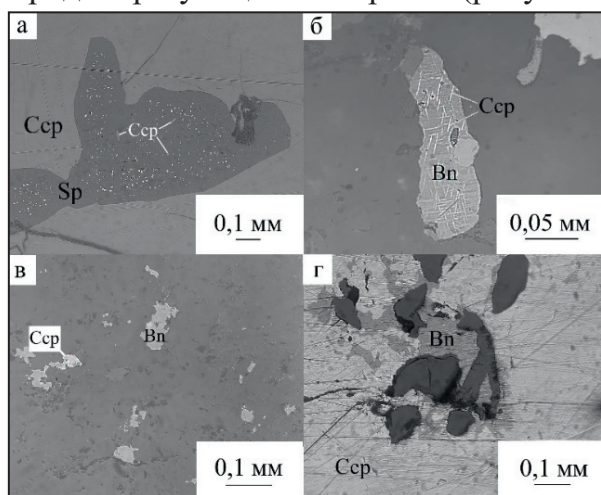


Рисунок 1. Микрофотография выделений рудных минералов пробы:
а – эмульсионная вкрапленность халькопирита в сфалерите; б – ламели халькопирита в борните; в – вкрапления ксеноморфных выделений борнита и халькопирита; г – обособления порообразующих минералов в халькопирите и борните.
Фрагменты полированных шлифов, отражённый свет, николи ||. Ccp – халькопирит, Bn – борнит, Sp – сфалерит [7]

Икабья-Читкандинская площадь относится к Кодаро-Удоканской структурно-формационной зоне, в которой выделяются следующие этапы

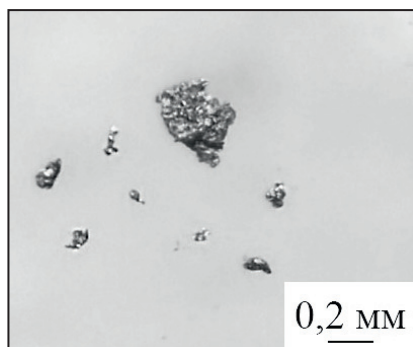
формирования парагенезисов: седиментационно-диагенетический, постдиагенетический и гипергенный [6]. Наличие густой рассеянной вкрапленности сульфидов меди в песчаниках является маркером седиментационно-диагенетической стадии рудообразования. Кроме того, в образцах обнаружены оолиты, что также говорит о дигенетических процессах рудообразования. Эти особенности позволяют предположить, что руды Икабья-Читкандинской площади имеют первично-осадочное происхождение. О постдиагенетической стадии рудообразования говорит присутствие в руде прожилков и гнездовидных выделений в кварцевых жилах, на гипергенный процесс указывает наличие каёмки и псевдоморфоз ковеллина по халькопириту и борниту. Вопрос генезиса месторождений медистых песчаников в настоящее время остается дискуссионным, поэтому, чтобы сделать окончательное заключение о генезисе руд необходимо провести более детальные исследования руды.

При изучении минерального состава руды было установлено, что основная масса пробы (90,9%) представлена порообразующими минералами (кварцем, полевыми шпатами, карбонатами и слюдами). Преобладающими рудными минералами пробы являются халькопирит (2,4%) и борнит (5,5%), в подчиненном количестве обнаружены самородное золото (ед.зн.), галенит (<0,1%), сфалерит (0,4%) и арсенопирит (ед.зн.).

Вторичные минералы меди представлены халькозином, ковеллином и малахитом. При проведении минералогических исследований минералы серебра в изучаемой навеске не обнаружены. Анализ сростков сульфидов меди показал, что основная масса сульфидов меди находится в сростании с порообразующими минералами. Чаще всего они представлены полиминеральными сростаниями с полевошпат-слюдисто-кварцевыми агрегатами, в меньшей степени – с кварцем, слюдами и малахитом. Следует отметить, что при проведении гравитационного фракционирования в материале лёгкой фракции распределяется значительное количество сростков сульфидов меди с порообразующими минералами.

В результате изучения распределения рудных минералов пробы по классам крупности, было установлено, что сульфиды меди (борнит и халькопирит) в основном распределяются в материал крупностью от 2 до 0,125 мм, однако в этом диапазоне крупности основная масса сульфидов меди находится в виде сростков с порообразующими минералами.

Свободные зёрна самородного золота (рисунок 2) сосредоточены в материале крупностью менее 0,25 мм. В среднем размер большинства золотин составляет приблизительно 0,1 мм, поэтому самородное золото исследуемой пробы относится к типу мелкого и очень мелкого золота [5].



*Рисунок 2. Микрофотография
самородного золота*

В рудных минералах присутствуют многочисленные вкрапления кварца, кроме этого рудные минералы занимают межзерновое пространство породообразующих минералов или же вкраплены в них, поэтому при измельчении руды будет формироваться большое количество сростков. В материале легкой фракции распределяется значительное количество сростков сульфидов меди с породообразующими минералами, которые при гравитационном обогащении будут извлекаться в хвостовую часть.

В результате проведённых оптико-минералогических исследований можно сделать вывод, что руды Икабья-Читкандинской площади по содержанию меди относятся к типу весьма богатых комплексных сульфидных руд и являются сложными для обогащения, так как они имеют поликомпонентный состав и сложные текстурно-структурные характеристики, выражающиеся в тонком прорастании рудных минералов друг с другом. Достичь селективного раскрытия минералов меди возможно только в крупности менее 0,01-0,02 мм.

Список использованных источников

1. Методические указания НСОММИ № 31. Виды и последовательность минералогических исследований для обеспечения технологических работ. М.: ВИМС, 1990.
2. Методические рекомендации НСОММИ № 162. Оптико-минералогический анализ шлиховых и дробленых проб. М.: ВИМС, 2012.
3. Методические рекомендации НСОММИ № 194. Минераграфическое изучение руд. М.: ВИМС, 2018.
4. Методические рекомендации по применению Классификации запасов месторождений и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых. Медные руды. М.: ФГУ ГКЗ, 2007.
5. Петровская Н.В. Самородное золото. Общая характеристика, типоморфизм, вопросы генезиса. - М: Изд. Наука, 1973 г.-348 с.
6. Трубочев А.И., Корольков А.Т., Радомская Т.А. Парагенезисы минералов и формы их выделения – как отражение этапов формирования месторождений медистых песчаников и сланцев // Известия ТПУ. Инжиниринг георесурсов. 2019. Т. 330. № 9. – С. 70–89
7. Whitney, D.L. Abbreviations for Names of Rock-Forming Minerals / D.L. Whitney, B.W. Evans // American Mineralogist. – 2010. – Vol. 95. – P. 185-187.

К ВОПРОСУ О ТЕХНОГЕННОЙ И ПРИРОДНОЙ НАРУШЕННОСТИ КРИСТАЛЛОВ АЛМАЗА

Ковальчук О.Е., Никитин Д.Н.

Научно-исследовательский и проектный институт "Якутнипроалмаз"
АК «АЛРОСА» (ПАО), г. Мирный, Республика Саха-Якутия, Российская Федерация,
e-mail: KovalchukOE@alrosa.ru

Существует два основных метода контроля качества сохранности алмазов в технологическом процессе: использование заранее созданной эталонной коллекции индикаторных алмазов и метод сравнительной оценки количества поврежденных кристаллов в нормальном и контрольном периодах испытаний. Эти методы можно применять как одновременно, так и по отдельности. Каждый из методов имеет свои преимущества и недостатки, которые анализируются в данной публикации. Намечены пути развития этого направления.

On the issue of technogenic and natural disturbance of diamond crystals

Koval'chuk, O.E., Nikitin D.N.

There are two main methods for controlling the quality of the safety of diamonds in the technological process: using a pre-created reference collection of indicator diamonds and a method for comparative assessment of the number of damaged crystals in the normal and control periods of testing. These methods can be applied both simultaneously and separately. Each of the methods has its own advantages and disadvantages, which are analyzed in this publication. The ways of development of this direction are outlined.

Изучение сохранности алмазов началось практически с первых лет освоения алмазных месторождений. Существуют два основных метода контроля качества сохранности алмазов в технологическом процессе (рисунок):

- метод с применением предварительно созданной эталонной коллекции алмазов-индикаторов
- метод сравнительной оценки количества поврежденных кристаллов обычного и контрольного периодов испытаний товарной продукции.

Данные методы могут применяться как одновременно, так и по отдельности. Каждый из методов имеет свои преимущества и недостатки.

Оценка повреждаемости алмазов с использованием специально созданной эталонной коллекции, забрасываемой в технологические процессы обогащения, является наиболее финансово затратной, может производиться как с использованием природных, так и синтетических алмазов.

Формирование коллекции из природных алмазов включает предварительный их отбор из текущей добычи, минералогическое описание кристаллов с их фотографированием и взвешиванием, а также обязательно радиационное

«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья»

облучение для придания алмазам специфической окраски либо радиоактивности с целью последующего отделения от других алмазов, их выделения из основной продукции. Стоимость созданных и выведенных из оборота коллекций алмазов в АК «АЛРОСА» (ПАО) может достигать 6 млн рублей в год.

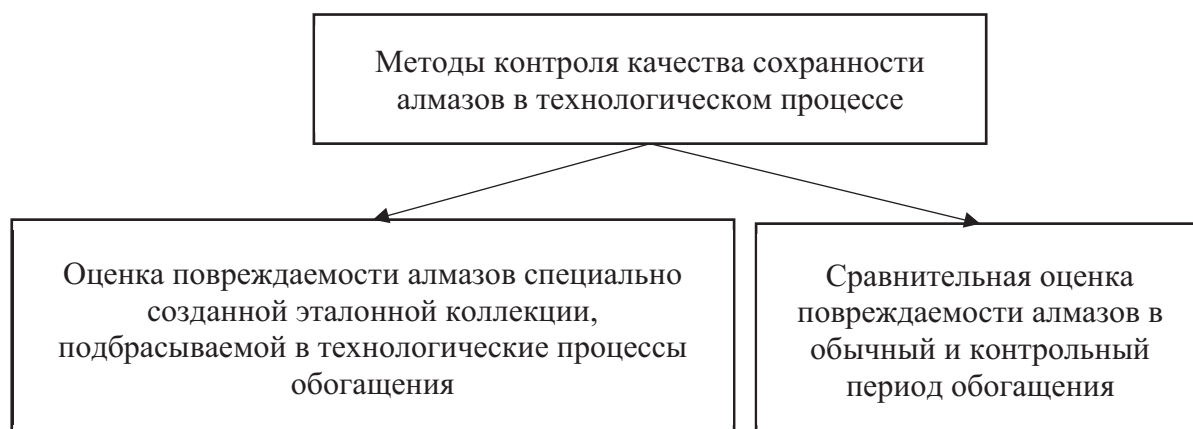


Рисунок. Методы контроля качества сохранности алмазов в технологическом процессе

Применение синтетических кристаллов алмаза соответствующей крупности также требует их приобретения у сторонних организаций и по стоимости примерно в 2 раза дешевле чем использование природных алмазов.

Синтетические алмазы по своим физико-механическим свойствам наиболее приближены, но не полностью отвечают природным алмазам по содержанию азота и морфологии. Исследования должны учитывать морфологический спектр алмазов в исходном месторождении и усредненные содержания азота различных морфологических типов.

Исторически сложилось что содержание примесного азота в алмазах до недавнего времени не учитывалась при формировании коллекций минералов-индикаторов.

Плоскогранные октаэдры и округлые алмазы отличаются характером повреждений, а примесь азота в алмазах дисперсионно упрочняет кристаллы, алмазы с определенным содержанием азота могут выдержать до 6 раз большие нагрузки по сравнению с безазотными.

В настоящее время разработаны и опробованы:

- метод окрашенных алмазов-индикаторов, разработанный «Иргиредмет» в 1969 г.;
- метод радиоактивных алмазов индикаторов, разработанный Томским политехническим институтом и «Якутнипроалмаз» в 1979 г.

Сравнительная оценка повреждаемости алмазов товарной продукции в обычный и контрольный период обогащения наименее затратная с финансовой

точки зрения так как не требует выделения специальных коллекций, однако требует организации постоянного мониторинга продукции на фабрике группой из нескольких минералогов.

Большой методической проблемой является наличие изначальной природной нарушенности кристаллов. Минералоги довольно хорошо отличают техногенные сколы на алмазах от природных, однако отнесение к тому или иному типу сколов часто носит субъективный характер. В качестве положительного момента следует отметить то, что для исследований используются кристаллы текущей добычи разных классов крупности, что позволяет оценивать влияние динамических нагрузок на сохранность добываемых алмазов в целом на все классы крупности.

Одним из индикаторов разрушения более крупных кристаллов может быть увеличение количества и массы кристаллов мелких классов крупности. В настоящее время разработаны и опробованы [Макарский И.В., Бондаренко И.Ф., Адодин Е.И. *Оценка степени техногенного воздействия на сохранность алмазной продукции // Обогащение руд. 2012. № 3. С. 23-25*]:

- метод реставрации, разработанный «Иргиредмет» в 1979 г.;
- метод сравнительной оценки на основе минералогических описаний повреждений алмазов, разработанный «Иргиредмет» и «Якутнипроалмаз» в 1994 г. и доработанный «Якутнипроалмаз» в 2003 г.

Приведенные особенности двух методов показывают, что они во многом дополняют друг друга. Одновременное их применение позволяет повысить точность оценки степени влияния на сохранность алмазов товарной продукции и избежать ошибок при принятии решений по совершенствованию технологий.

При сравнительном методе изучения сохранности алмазов подготовительных операций не требуется, и контроль может охватывать любой временной период.

Важным моментом является то, что отдельной задачей является разработка методики оценки техногенной повреждаемости крупных и особо-крупных кристаллов.

Решение задачи позволит вести постоянный мониторинг повреждаемости крупных кристаллов отдельно по ГОКам, создавать базу для дальнейших работ, а также поменять отношение от ожидания случайного извлечения к именно к планированию извлечения крупных кристаллов, включающее проведение специализированных мероприятий.

Выполнение задачи позволит ГОКам быть заинтересованными и добиваться большей сохранности крупных кристаллов.

Дальнейшее развитие методов контроля техногенной нарушенности

качества алмазной продукции может развиваться в направлении автоматизации сравнительной оценки повреждаемости алмазов с использованием алгоритмов искусственного интеллекта путем обработки фотографий алмазов и видеоряда текущей продукции, а также замены природных и синтетических алмазов-индикаторов специальной керамикой с заданными пределами прочности, а также определенными люминесцентными или плотностными свойствами, рассчитанными на различную предельную нагрузку по аналогии с плотностными трассерами имеющими на рынке широкий диапазон плотностей.

ВЛИЯНИЕ ГЕНЕЗИСА КОБАЛЬТИТА НЕОДИМА НА ЕГО ЭНЕРГОСОДЕРЖАНИЕ И СВОЙСТВА

Богатырева Е.В., Мамзурина О.И., Мельник Ф., Ермилов А.Г.

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Москва, Российская Федерация, e-mail: Helen_Bogatureva@mail.ru

Установлено влияние генезиса кобальтита неодима на его энергосодержание, рассчитанное по методике оценки энергии состояния кристаллической решетки соединений по данным рентгеноструктурного анализа, и его удельную электропроводность.

Influence of the genesis of neodymium cobaltite on its energy content and properties

Bogatyreva E.V., Mamzurina O.I., Melnik F., Ermilov A.G.

The influence of the genesis of neodymium cobaltite on its energy content, calculated by the method of estimating the energy of the state of the crystal lattice of compounds according to X-ray diffraction analysis, and its specific electrical conductivity is established.

Стратегической целью промышленной политики Российской Федерации является создание энергоэффективных и ресурсосберегающих технологий добычи и переработки твердых полезных ископаемых, расширение минерально-сырьевой базы, рост производительности труда и конкурентоспособности продукции.

Несмотря на многочисленные исследования, керамика на основе кобальтита неодима (NdCoO_3) до сих пор представляет многочисленный интерес из-за уникальных физических свойств: (перехода диэлектрик-металл, конкуренции антиферромагнитного и ферромагнитного обменов, взаимосвязи спиновых и

орбитальных степеней свободы и гигантского магнетосопротивление) и высокого потенциала применения для кислородных мембран, катализаторов, ТОТЭ, smart-материалов, датчиков СО и др.

Обычно синтез NdCoO_3 ведут из оксидов неодима и кобальта, однако представляет интерес в получении данного соединения, использовать другие соединения неодима, таких как карбонат неодима – продукта переработки группового редкоземельного концентрата ОАО «СМЗ».

Оценка энергетического содержания полученного соединения для управления полнотой протекания реакции и определения стабильности получаемого продукта имеет фундаментальное и прикладное значение.

Объекты исследования - образцы NdCoO_3 , синтезированные керамическим методом из оксида кобальта (Co_3O_4) и карбоната/оксида неодима. Карбонаты неодима получены по технологии действующего производства и НИТУ «МИСиС» [1] и имели фазовый состав $\text{Nd}_2(\text{CO}_3)_3 \cdot 8\text{H}_2\text{O}$ (образец 1) и $\text{Nd}_2(\text{CO}_3)_3 \cdot 2,5\text{H}_2\text{O}$ (образец 2), соответственно.

Оксиды неодима (образцы 3 и 4) – продукты прокаливания при $800\text{ }^\circ\text{C}$ в течение 1 часа образцов 1 и 2, соответственно.

Результаты оценки энергосодержания полученных образцов NdCoO_3 приведены в таблице.

Таблица. Результаты расчета энергии структурных изменений образцов керамики кобальтита неодима

Образец	Используемое для синтеза соединение	ΔE_d	ΔE_s	ΔE_ε	$\Delta E_{s+\varepsilon}$	ΔE_Σ
		кДж/моль				
1	$\text{Nd}_2(\text{CO}_3)_3 \cdot 8\text{H}_2\text{O}$	13,058	3,133	0,015	3,148	16,206
2	$\text{Nd}_2(\text{CO}_3)_3 \cdot 2,5\text{H}_2\text{O}$	13,711	2,713	0,035	2,748	16,459
3	Nd_2O_3 из $\text{Nd}_2(\text{CO}_3)_3 \cdot 8\text{H}_2\text{O}$	4,570	3,355	0,116	3,451	8,021
4	Nd_2O_3 из $\text{Nd}_2(\text{CO}_3)_3 \cdot 2,5\text{H}_2\text{O}$	6,529	2,719	0,024	2,743	9,272

Расчет проводился по методике оценки энергии состояния кристаллической решетки соединений (ЭСР) [2], разработанной в НИТУ «МИСиС», с применением рентгеноструктурного анализа образцов и учитывающей вклад энергий, связанных с изменением параметров кристаллической решетки (ΔE_d), размеров областей когерентного рассеяния - ОКР (ΔE_s) и величиной микродеформаций (ΔE_ε).

Энергия кристаллической решетки кобальтита неодима определена методом Ферсмана $E_{\text{реш}}=14058,08$ кДж/моль, удельная поверхностная энергия $E_{\text{пов}}=1,385$ Дж/м² [3], модуль Юнга $E_{\text{ю}}=322,83$ ГПа [3].

Из таблицы видно, что образцы кобальтита неодима (образцы 1 и 2),

синтезированные из карбонатов, мало отличаются между собой по энергии накопленной в виде изменения межплоскостных расстояний кристаллической решетки, но эта энергетическая характеристика в 2,1-2,9 раз выше, чем у образцов 3 и 4, полученных из оксидов. Образец 2, полученный из карбоната неодима по технологии НИТУ «МИСиС», характеризуется большим значением суммарной запасенной энергией (ΔE_{Σ}) и энергией ΔE_d , чем оксид неодима действующего производства.

Для оценки влияния энергосодержания образцов 1-4 на их свойства определены зависимости удельной электропроводности образцов от температуры (рисунок).

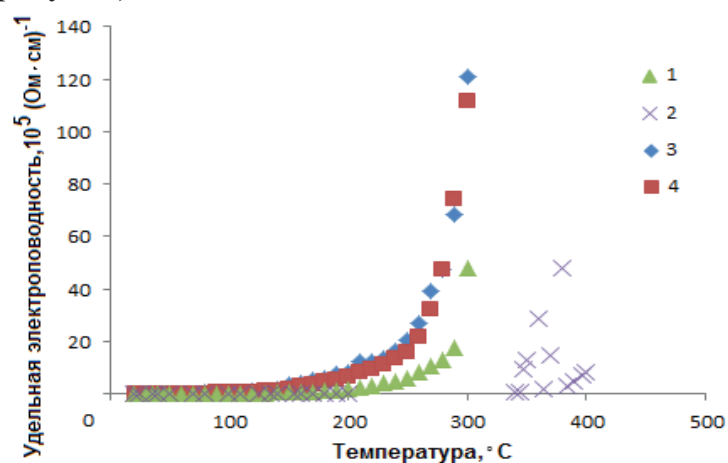


Рисунок. Зависимость удельной электропроводности образцов (1-4) керамики $NdCoO_3$ от температуры¹

Установлено, что удельная электропроводность образцов 3-4, синтезированных на основе оксидов неодима, с ростом температуры практически не отличаются друг от друга. В отличие от них, образец 2, синтезированный из карбоната неодима по технологии НИТУ «МИСиС», показал выраженный скачок проводимости с 340 до 400 °C. Природа данного явления требует дополнительных исследований.

Список использованных источников

1. Богатырева Е.В., Мельник Ф., Ермилов А.Г. и др. Способ получения карбонатов редкоземельных элементов // Патент РФ № 2 729 573. – 2020. – бюллетень №22
2. Богатырева Е.В. Эффективность применения механоактивации. М.:Изд. дом НИТУ «МИСиС», 2017, 334 с.
3. Зуев В.В., Аксенова Г.Я., Мочалов Н.А. и др. Использование величин удельных энергий кристаллических решеток минералов и неорганических кристаллов для оценки их свойств// Обогащение руд.1999. № 1-2.С.48-53

¹ *Измерения проводились в межкафедральной учебно-испытательной лаборатории полупроводниковых материалов и диэлектриков НИТУ «МИСиС»*

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ МЕХАНОАКТИВАЦИИ НА СВОЙСТВА МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ГЛИНОЗЕМА

Богатырева Е.В., Хайруллина Р.Т., Турдалиев Н.Л.

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Москва, Российская Федерация,
e-mail: Helen_Bogatureva@mail.ru, rimma09@mail.ru

Исследовано влияние режимов кратковременной предварительной механоактивации глинозема на его растворимость в криолитовом расплаве с применением математического планирования эксперимента. Установлена возможность повышение растворимость глинозема примерно в 1,5 раза.

Investigation of the effect of mechanical activation on the properties of metallurgical alumina

Bogatyreva E.V., Khairullina R.T., Turdaliev N.L.

The effect of the modes of short-term preliminary mechanical activation of alumina on its solubility in a cryolite melt is studied using mathematical planning of the experiment. The possibility of increasing the solubility of alumina by about 1.5 times is shown.

Снижение энергоемкости производства алюминия одна из основных задач алюминиевой промышленности.

Исследование влияние режимов предварительной механоактивации (МА) в планетарной центробежной мельнице марки ЛАИР-0.015 на растворимость глинозема в электролите выполнено в работе с применением математического планировании эксперимента (полный факторный эксперимент).

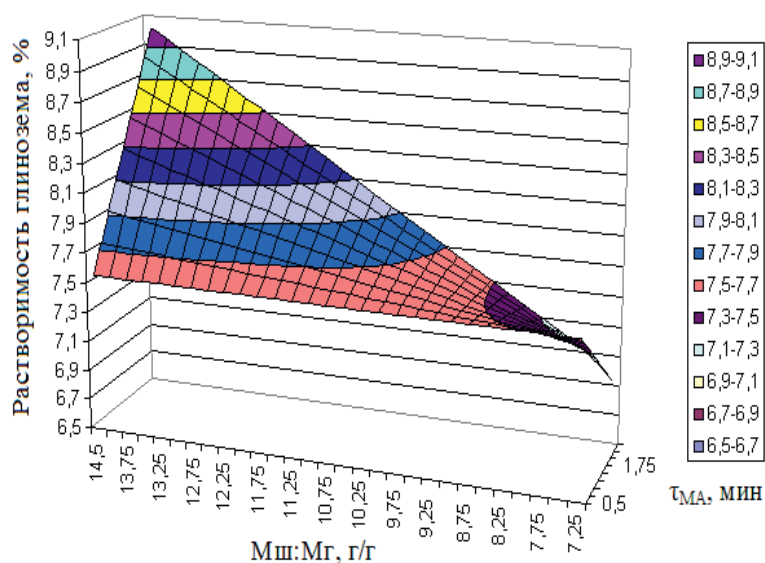


Рисунок. Поверхность изменения растворимости глинозема в криолитовом расплаве ($KO=2,3$) при температуре $1000\text{ }^{\circ}\text{C}$ от режимов предварительной МА при скорости вращения барабанов мельницы 100 об/мин

Показана возможность (рисунок) увеличения растворимости глинозема после механообработки при массовом соотношении шаров к глинозему $M_{ш} : M_{г} = 14,5$; продолжительности механообработки $\tau_{МА} = 2,5$ мин, скорости вращения барабанов мельницы $\omega = 100$ об/мин в 1,5 раза по сравнению с неактивированным глиноземом.

Повешение растворимости глинозема в криолитовом расплаве позволит:

- повысить критическую плотность тока на $1,8 \text{ А/см}^2$, что будет способствовать, более стабильной работе электролизера (снизится частота анодных эффектов);
- уменьшить расход электроэнергии на растворение глинозема до 1,5 раз;
- снизить вероятность образование осадков на подине электролизеров, что увеличит срок службы электролизера.

О ВОЗМОЖНОСТИ СЕЛЕКТИВНОЙ ДЕЗИНТЕГРАЦИИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД*

Александрова Т.Н., Николаева Н.В.

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Санкт-Петербургский горный университет», Санкт-Петербург,
Российская Федерация, e-mail: nadegdaspb@mail.ru

В работе представлены исследования по изучению возможности применения селективной дезинтеграции минерального сырья на основе углубленного изучения и выявления взаимосвязи и взаимовлияния минералого-геохимических особенностей, текстурно-структурных и технологических свойств руд Бамского месторождения.

On the possibility of selective disintegration of gold-bearing ores

Aleksandrova T.N., Nikolaeva N.V.

The article presents research on studying the possibility of using selective disintegration of mineral raw materials on the basis of in-depth study and revealing of the relationship and mutual influence of mineralogical and geochemical features, textural and structural and technological properties of ores of the Bamskoye deposit

Роль оценки физико-химических свойств руды при проектировании технологического цикла обогащения и переработки очевидна. Новые проекты обогатительных фабрик часто сталкиваются с проблемами при переработке более

* Работа выполнена при финансовой поддержке РФФИ (проект № 20-55-12002/20).

сложного и мелкозернистого минерального сырья, что приводит к дополнительным затратам и удлинению схемы дробления и измельчения для достаточного раскрытия сростков. Такая тенденция может привести к увеличению потребления электроэнергии в 4 и более раз к 2030 году по сравнению с сегодняшним днем. Уже сегодня на эти нужды тратится около 2% электроэнергии, вырабатываемой во всем мире. Таким образом, снижение удельного расхода электроэнергии в процессах дезинтеграции и обогащения минерального сырья является актуальной задачей, учитывая тенденцию на экономию природных ресурсов, а также снижение воздействия на окружающую среду при переработке минерального сырья.

Одним из путей решения этой задачи является селективная дезинтеграция. Обоснованное применение селективной дезинтеграции позволило бы не только разрушить горную массу до требуемой крупности, но и провести предконцентрацию на этапе классификации для получения предварительного концентрата и вывода пустой породы в хвосты. Соответственно, селективное измельчение в сочетании с последующей классификацией является экономически эффективным способом получения предварительных концентратов, а также является перспективным методом переработки низкосортного минерального сырья и лежалых хвостов. Селективная дезинтеграция вызывает распространение трещин и разрушение вдоль границ зерен. В свою очередь, селективная сепарация соответствует требованиям, предъявляемым к технологиям переработки минерального сырья, для достижения максимально возможной степени извлечения при минимальном переизмельчении (максимально возможным размером частиц).

Таким образом, последующие процессы обогащения (флотация, магнитное разделение и пр.) позволяют достичь максимально возможной эффективности переработки. Селективное измельчение приводит к оптимальному образованию и распространению трещин в одном или сразу в нескольких компонентах и, следовательно, вызывает различия в распределении ценного компонента по фракциям крупности.

В качестве объекта исследования были выбраны золотосодержащие руды Бамского месторождения. Анализ вещественного и химического состава осуществлялся с использованием атомно-абсорбционного, рентгенофлуоресцентного метода (Shimadzu EDX-7000). Для минералогических исследований в работе были использованы оптические методы анализа, электронная микроскопия с последующей обработкой в программе Thixomet PRO и т.д. Морфометрические показатели были изучены методом компьютерной томографии (микротомограф «SkyScan-1173»).

«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья»

Экспериментальные исследования осуществлялись на установках Санкт-Петербургского горного университета (щековая дробилка, валковая дробилка, ударная дробилка, шаровая мельница, установка падающего груза JK drop weight tester, ударный тест Бонда, шаровая и стержневая мельницы Бонда, лазерный дифрактометр «Mastersizer» и др.).

В результате изучения петрографических характеристик установлено, что из породообразующих минералов преобладают кварц, полевые шпаты, кальцит. Рудные минералы имеют довольно четкие границы срастания с породообразующими минералами (рисунок 1, таблица 1).

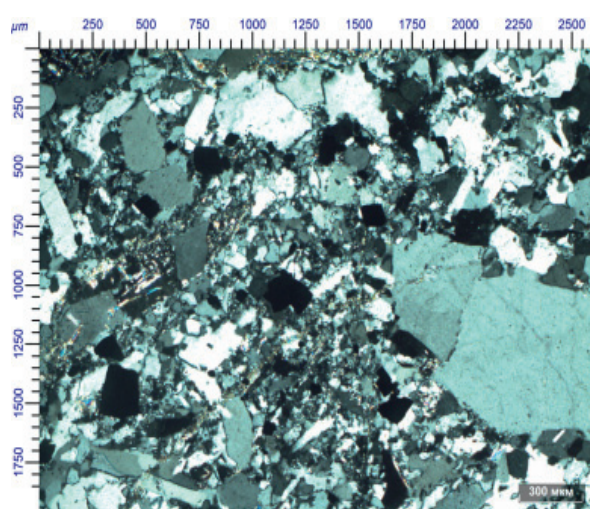


Рисунок 1. Участки измерений площади рудной минерализации

Таблица 1. Результат линейных измерений рудной минерализации

№	Параметр	Значение	№	Параметр	Значение
1.	Площадь, мкм ²	16197	5.	Сплошность	0,81
2.	Периметр, мкм	531	6.	Вытянутость, L\B	2,96
3.	Фактор формы F1	0,6	7.	Неровность края	1,1
4.	Фактор формы F2	0,59	8.	Среднее расстояние	300

На основании полученных данных по тестированию прочностных свойств и показателей дезинтеграции от минералогических, текстурных и структурных и физико-технологических свойств минералов были получены зависимости (рисунок 2).

Результаты рентгеновской микротомографии представлены в таблице 2.

Также для выявления возможности селективного разрушения и предконцентрации на стадии дробления пробы подвергались дроблению в трех типах аппаратов: щековой, валковой и ударной дробилках.

Материал после дробления подвергался ситовому анализу и каждый класс анализировался на РФА (рисунок 3) для установления закономерностей распределения ценных компонентов от класса крупности и типа применяемой

дробилки.

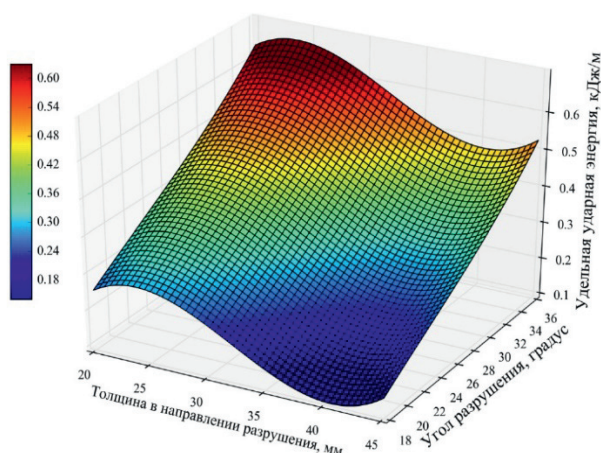


Рисунок 2. Зависимость удельной энергии разрушения от угла удара и толщины направления разрушения

Таблица 2. Анализ морфометрических показателей образца, полученных методами рентгеновской микротомографии

Объем закрытых пор, мм ³	Площадь закрытых пор, мм ²	Закрытая пористость, %	Объем открытого порового пространства, мм ³	Открытая пористость, %	Общая пористость, %
1,58377	88,12997	0,27502	0,48812	0,08469	0,35948

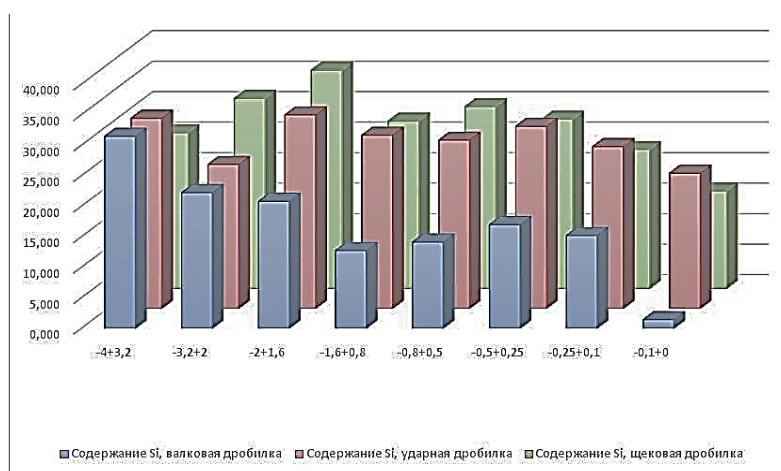


Рисунок 3. Значение содержаний кремния для каждого класса крупности продуктов дробления

Для продуктов всех дробилок характерно преобладание класса $-4+2$ мм. Так как кремний содержащие минералы являются основными породообразующими минералами, то было принято решение посмотреть распределение Si по классам крупности. При анализе распределений минералов, содержащих кремний, установлено, что извлечение кремний содержащих минералов максимально для класса крупности $-4+2$ мм. Однако для продуктов ударной дробилки характерно наибольшее значение извлечение кремний содержащих минералов в этот класс (до 81,85%). Такие результаты позволяют предположить, что ударная дробилка на стадии дробления позволяет селективно разрушать данный вид минерального сырья по границам срастания.

Полученные результаты позволяют говорить о возможности применения селективной дезинтеграции для руд Бамского месторождения, что может оказать влияние на повышение эффективности извлечения ценных компонентов на последующих стадиях обогащения.

РОЛЬ ТОНКОГО И УЛЬТРАТОНКОГО ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ ПРИРОДНОГО МИНЕРАЛЬНОГО И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ ПЕРЕД ФЛОТАЦИОННЫМ ОБОГАЩЕНИЕМ

*Мамонов С.В.^{1,2}, Дресвянкина Т.П.¹, Волкова С.В.¹, Чинова Н.Б.¹,
Зиятдинов С.В.¹, Чинова М.И.¹*

¹ АО Научно-исследовательский и проектный институт обогащения и механической
обработки полезных ископаемых «Уралмеханобр»,

г. Екатеринбург, Российская Федерация

² Негосударственное частное образовательное учреждение высшего образования
«Технический университет УГМК», г. Верхняя Пышма, Российская Федерация

В статье представлены результаты исследований влияния тонкого и ультратонкого измельчения на технологические показатели обогащения минерального и техногенного сырья. Показано, что тонкое и ультратонкое измельчение позволяет повысить тонину помола сырья, добиться необходимого раскрытия сростков ценных минералов друг с другом и вмещающими породами, а также увеличить извлечение ценных металлов в концентраты при одноименном повышении их качества.

The role of fine and ultra-fine grinding of natural mineral and tecnogenic raw materials before flotation beneficiation

Mamonov S., Dresvyankina T., Volkova S., Chinova N., Ziyatdinov S., Chinova M.

The article presents the results of studies of the influence of fine and ultrafine grinding on technological indicators of the enrichment of mineral and industrial raw materials. It is shown that fine and ultrafine grinding allows to increase the fineness of grinding of raw materials, to achieve the required disclosure of aggregates of valuable minerals with each other and host rocks, and to increase the extraction of valuable metals in the concentrates of the same name while improving their quality.

Эффективность флотационного обогащения минерального и техногенного сырья зависит от множества факторов, одним из которых является полнота раскрытия ценных минералов. Перспективными направлениями по достижению максимального раскрытия ценных минералов перед их флотационным обогащением являются процессы тонкого и ультратонкого измельчения [1-7].

Лабораторные исследования влияния ультратонкого измельчения на

технологические показатели обогащения минерального сырья проведены на пробе питания разделительной флотации (цикл селекции коллективного концентрата) медно-цинковой руды Ново-Шемурского месторождения, содержащей 6,86% меди, 7,85% цинка и 41,1% серы.

В ходе исследований была изучена кинетика измельчения исследуемой пробы в шаровой (МШЛ-7) и в бисерной (KD-VGM2) мельницах с определением раскрытия сульфидных минералов в процессе измельчения.

Результаты исследований шарового измельчения показали, что даже при измельчении исследуемой пробы до крупности 90% класса -0,071 мм (20-25% класса -0,02 мм) содержание раскрытых зерен халькопирита составляет 67%, вторичных медных минералов – 40%, сфалерита – 66%.

Приемлемое раскрытие ценных минералов (85-95% раскрытых зерен) наблюдается при содержании класса крупности 0,02 мм на уровне 75%, что достигается только при ультратонком измельчении пробы в бисерной мельнице. Полное раскрытие сульфидов меди и цинка наблюдается только при измельчении исследуемой пробы в бисерной мельнице до крупности 92-97% класса -0,02 мм.

На исходной пробе питания разделительной флотации и продукте её измельчения в бисерной мельнице до крупности 75% класса 0,02 мм проведены флотационные исследования с получением грубых медного и цинкового концентратов. По результатам исследований установлено, что с увеличением в питании флотации содержания класса -0,02 мм с 25 до 75% наблюдается повышение извлечения меди в грубый медный концентрат на 2,17% при одновременном повышении качества грубого медного концентрата на 2,93%. При этом извлечение цинка в грубый цинковый концентрат также повышается на 3,52% с 76 до 79,52% при сохранении качества грубого цинкового концентрата.

В условиях Красноуральской обогатительной фабрики проведены опытно-промышленные испытания (ОПИ) технологии тонкого измельчения питания разделительной флотации медно-цинковой руды Ново-Шемурского месторождения в мельнице Vertimill. Из потоков фабричных продуктов выделяли часть пульпы, которую измельчали в мельнице Vertimill производительностью до 5-6 т/ч, работающей в замкнутом цикле с гидроциклонами. Процесс флотации (экспериментальной разделительной флотации) осуществлялся во флотационных машинах ФПМ-3,2.

Параллельно с ОПИ для оценки эффективности доизмельчения и возможности повышения технологических показателей проводили сравнительные флотационные лабораторные опыты на пробах исходных промпродуктов и пробах промпродуктов, измельченных на опытной мельнице.

Результаты минералогического анализа показали, что в промышленных

«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья»

условиях питания разделительной флотации, измельченное в шаровых мельницах до крупности 20% класса -0,02 мм (содержание класса -0,071 мм составляет 93-95%), имеет не высокую степень раскрытия сульфидных минералов: массовая доля раскрытых зерен халькопирита и сфалерита составляет 66-67%, вторичных медных минералов – 40% и пирита – 87%. При увеличении тонины помола в процессе измельчения питания разделительной флотации в мельнице Vertimill происходит увеличение массовой доли раскрытых зерен сульфидных минералов. В процессе измельчения питания разделительной флотации с 20 до 60% содержания класса -0,02 мм массовая доля раскрытых зерен халькопирита и сфалерита увеличивается с 66-67 до 95-96%, вторичных медных минералов – с 40 до 80%, пирита – с 87 до 96%.

По совокупности результатов лабораторных и опытно-промышленных испытаний отмечено, что среднее извлечение меди и цинка в одноименные концентраты по технологии без тонкого измельчения (классическое шаровое измельчение) составляет, соответственно, 84,89% и 58,16%, по технологии с тонким помолом руды в мельнице Vertimill – 86,7% и 64,82%. Таким образом, разница между извлечениями меди и цинка в концентраты по перспективной технологии с тонким измельчением и классической технологии с шаровым измельчением составляет, соответственно, 1,81% и 6,66%.

В качестве объектов исследований процесса ультратонкого измельчения в технологии обогащения техногенного сырья рассмотрены: шлак шахтных печей (ШШП) и конвертерные шлаки (КШ) Филиала «Производство полиметаллов» АО «Уралэлектромедь». ШШП на 71% сложен фаялитом и прочими силикатами, на 27% магнетитом и ферритами, на 2% сульфидами меди (вторичные минералы меди, халькопирит) и единичными зёрнами металлов и сплавов железа и меди.

Минералы сульфидов меди в ШШП встречаются в виде многокомпонентных минеральных агрегатов, состоящих преимущественно из халькозина, ковеллина и борнита. Максимальный размер выделений вторичных медных минералов составляет 0,1×0,05 мм, халькопирита – 0,03×0,01 мм.

КШ на 62% сложен фаялитом и прочими силикатами, на 32% магнетитом и ферритами, на 6% сульфидами меди (вторичные минералы меди, халькопирит) и единичными зёрнами металлов и сплавов железа и меди. Сульфиды меди в КШ встречаются в виде многокомпонентных минеральных агрегатов, состоящих преимущественно из халькозина, в меньшей степени из ковеллина и борнита, реже обнаруживаются включения зерен халькопирита. Максимальный размер зерен минеральных агрегатов вторичных сульфидов меди – 0,2×0,01 мм, халькопирита – 0,05×0,01 мм.

Проведены исследования обогатимости ШШП по технологии ОФ филиала

ППМ АО «Уралэлектромедь», предусматривающей: измельчение шлака до крупности 65-70% класса - 0,071 мм. В результате исследований по фабричной технологии из ШШП получен медный продукт с массовой долей меди 6,5% при извлечении 57,5%.

Проведены исследования обогатимости КШ по фабричной технологии, предусматривающей: измельчение шлака до крупности 65-75% класса - 0,071 мм. В результате исследований по технологии ОФ из КШ получен медный концентрат с массовой долей меди 33,5% при извлечении 88,4%. Низкое извлечение меди в товарный продукт при обогащении ШШП и КШ обусловлено низкой раскрываемостью медьсодержащих минералов в процессе измельчения при фабричной тонине помола (70-75% класса -0,071 мм): массовая доля свободных зерен медных минералов в питании флотации составляет 21-23%. Для полного раскрытия ценных минералов требуется ультратонкое измельчение шлаков. Ультратонкое измельчение шлаков в лабораторных условиях выполнено в вертикальной бисерной мельнице Knelson Deswik KD VGM-2.

В результате обогащения ШШП по технологии с ультратонким его измельчением до крупности 90% класса -0,02 мм получен медный концентрат с массовой долей меди 12,1% при извлечении 72,6%. При обогащении КШ по технологии с ультратонким измельчением до крупности 90% класса -0,02 мм получен медный концентрат с массовой долей меди 22,8% при извлечении 89,8%.

Применение ультратонкого помола ШШП вызвало необходимость введения дополнительных флотационных реагентов: карбоксилметилцеллюлозы (КМЦ), гексаметафосфата натрия (ГМФ) и гидросульфида натрия (NaHS).

На продуктах переработки ОФ Филиала «Производство полиметаллов» АО «Уралэлектромедь» проведены опытно-промышленные испытания (ОПИ) технологии обогащения шлаков с применением ультратонкого бисерного измельчения в полупромышленной мельнице МБП-1 производства ООО «БФК-Инжиниринг». В ходе ОПИ проведены испытания обогатимости ШШП и КШ по фабричным технологиям и по технологиям с применением ультратонкого измельчения в конечной стадии измельчения (ШШП) и на хвостах межстадиальной флотации (КШ). Измельчение шлаков выполнено до различного содержания класса -0,02 мм с последующей флотацией измельченного материала и изучением потерь меди с отвальными хвостами.

Из результатов исследований по влиянию тонины помола на показатели обогащения ШШП следует, что при увеличении массовой доли класса крупности -0,02 мм в питании флотации с 43 до 93% потери меди с отвальными хвостами сокращаются с 29 до 20,5%. Аналогичная картина наблюдается и при обогащении КШ: при увеличении массовой доли класса крупности -0,02 мм в питании

флотации с 43 до 91% потери меди с отвальными хвостами сокращаются с 37,6 до 21,8%. Оптимальная крупность измельчения ШШП – 83-84% класса -0,02 мм, КШ – 92-94% класса -0,02 мм.

В результате ОПИ технологии ультратонкого измельчения ШШП, содержащих 0,63% меди, получен медный концентрат с массовой долей меди 13,09% при извлечении 73,25%. По фабричной технологии извлечение меди в медный концентрат составило 56,3%. При обогащении хвостов межстадиальной флотации КШ, содержащих 1-1,3% меди, по технологии с ультратонким измельчением получен медный концентрат с массовой долей меди 13,3% при извлечении 68,3% (от операции). По фабричной технологии извлечение меди в медный концентрат составило 58% (от операции).

Таким образом, тонкое и ультратонкое измельчение позволяет увеличить тонины помола сырья и достичь требуемого раскрытия сростков ценных минералов друг с другом и вмещающими породами. Увеличение тонины помола сырья и повышение уровня раскрытия ценных минералов при тонком и ультратонком измельчении позволяет увеличить извлечение меди и цинка в одноименные концентраты при одновременном повышении их качества.

Список использованных источников

1. Перспективные технологии раскрытия минерального сырья при подготовке к флотационному обогащению / Мамонов С.В., Закирничный В.Н., Метелев А.А. и др. //ФПРПИ. 2019. № 5. С. 158-170.
2. Мамонов С.В., Закирничный В.Н., Дресвянкина Т.П. и др. Современные направления повышения качества сырья перед его глубоким обогащением // В сб.: «Современные тенденции в области теории и практики добычи и переработки минерального и техногенного сырья. Екатеринбург, 2019. С. 242-245.
3. Повышение технологических показателей переработки отвальных шлаков медеплавильного производства на основе их медленного охлаждения и ультратонкого измельчения / С.В. Мамонов, Г.И. Газалеева, Т.П. Дресвянкина, С.В. Волкова, И.Д. Васильев / Известия ВУЗов. Горный журнал. 2018, № 2, С.83-90.
4. Совершенствование технологии переработки отвальных шлаков медеплавильного производства / С.В. Мамонов, Г.И. Газалеева, Т.П. Дресвянкина, С.В. Волкова // Обогащение руд. 2018. № 1, С. 38-42.
5. Проблемы и их решение при обогащении техногенного сырья / Газалеева Г.И., Мамонов С.В., Братыгин Е.В., Ключников А.М. В сборнике: «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья» XXII Международной научно-технической конференции. 2017. С. 13-18.
6. Технологии подготовки и обогащения техногенных образований горно-металлургических предприятий / Мамонов С.В., Дресвянкина Т.П., Волкова С.В. В сборнике Современные проблемы комплексной переработки труднообогатимых руд и техногенного сырья (Плаксинские чтения -2017). С. 426-428.
7. Современные технологии переработки техногенного сырья / под общ. ред. к.т.н. К.В. Булатова и д.т.н. Г.И. Газалеевой: ОАО «Уралмеханобр», 2019. 200 с.

**УЛУЧШЕНИЕ ПРОЦЕССА СЕЛЕКТИВНОЙ ДЕЗИНТЕГРАЦИИ
ТРУДНООБОГАТИМОЙ РУДЫ РУБЦОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ
ПОСЛЕ РАДИАЦИОННОЙ ОБРАБОТКИ**

Ростовцев В.И.¹, Брызгин А.А.², Коробейников М.В.²

¹ Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела имени Н.А. Чинакала Сибирского отделения Российской академии наук, Новосибирск, Российская Федерация, *e-mail: benevikt@misd.ru*

² Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт ядерной физики имени Г.И. Будкера Сибирского отделения Российской академии наук, Новосибирск, Российская Федерация, *e-mail: A.A.Bryazgin@inp.nsk.su, M.V.Korobeynikov@inp.nsk.su*

Обработка руды Рубцовского месторождения ускоренными электронами повышает долю свободных зерен минералов и их крупность в классе -0.071 мм после измельчения (для галенита, например, прирост свободных зерен составил 25.7%, а их крупность увеличилась с 2.6 до 4.0 мкм).

**Improvement of selective disintegration of hard-to-process ore from the
Rubtsovsky deposit after radiation treatment**

Rostovtsev V.I., Bryazgin A.A., Korobeynikov M.V.

Processing of Rubtsovsky deposit ore with accelerated electrons increases the proportion of free mineral grains and their size in the class -0.071 mm after grinding (for galena, for example, the increase in free grains was 25.7%, and their size increased from 2.6 to 4.0 microns).

В настоящее время минерально-сырьевая база России и зарубежных стран представлена бедными, тонковкрапленными и труднообогатимыми рудами и техногенными образованиями [1–3], доля которых постоянно возрастает. Данные типы руд характеризуются сложным вещественным составом, низким содержанием ценных компонентов, тонкой вкрапленностью, вплоть до эмульсионной, и близкими физико-химическими и технологическими свойствами. Эффективная переработка таких руд возможна только на основе создания инновационных процессов комплексной и глубокой переработки с учетом последних достижений фундаментальных наук.

Одним из эффективных методов, позволяющих получать качественные концентраты из такого минерального сырья, является флотация. Важный фактор, обуславливающий эффективность флотационного процесса – размер свободных зерен минеральных частиц. Увеличение крупности извлекаемых пенной флотацией частиц может повысить извлечение полезного компонента и сократить расходы на процесс измельчения руды. Например, расширение диапазона крупности флотируемых частиц до 0.1 – 0.3 мм может дать экономию 30 – 50%

энергии, затрачиваемой в наиболее энергоемком переделе обогащения – процессе измельчения [4]. Важным для технологического применения является получение данных по селективной дезинтеграции и раскрытию минералов при рудоподготовке. Необходимость интенсификации процессов рудоподготовки и обогащения свинцово-цинковых руд актуальна для ряда месторождений Российской Федерации в регионах Сибири, Алтая, Забайкалья, Урала [1, 5].

Цель исследований: получение экспериментальных данных, подтверждающих повышение селективности дезинтеграции труднообогатимой руды Рубцовского месторождения.

Актуальность работы связана с тем, что в [6] отмечается необходимость создания высокоэффективных энергосберегающих технологий рудоподготовки и селективной дезинтеграции труднообогатимого и техногенного минерального сырья, а в [7] свинец и цинк отнесены ко второй группе полезных ископаемых, достигнутые уровни добычи которых недостаточно обеспечены запасами разрабатываемых месторождений на период до 2035 года.

Полезные минералы в этой руде представлены галенитом, вюрцитом (разновидность сфалерита), пиритом, магнетитом. Среднее процентное содержание металлов в ней составляет: Pb – 2.30; Zn – 4.90 и Fe – 6.20%. В состав породной части входят в основном кварц, кальцит, обнаружен также ортоклаз. Перед измельчением руда была раздроблена с помощью щековой дробилки до крупности –3 мм и разделена на образцы для исследований селективности дезинтеграции и раскрытия минералов.

Для выявления особенностей раскрытия минеральных сростков были проведены исследования с помощью электронного микроскопа Hitachi 3400N и соответствующей программы обработки изображения SIMAGIS. Объектом исследований являлся материал класса -0,071 мм в дробленной руде, в измельченной до крупности 80% класса -0.071 мм в течение 26 минут руде без обработки, а также в измельченной при том же времени руде с предварительной ее радиационной обработкой при дозе 5 кГр. Обработка руды осуществлялась электронным пучком на промышленном ускорителе ИЛУ-6 Института ядерной физики СО РАН.

С помощью программы INCA «Oxford Instruments» производилось построение карт распределения элементов и карт минералов. После соответствующей их обработки с использованием программы «SNAGIT 7» осуществлялся подсчет свободных зерен и сростков минералов и определялись их характеристики. Более подробно методика проведения исследований приведена в [8].

Результаты анализа приведены в таблице.

Таблица. Минералогический анализ раскрытия зерен минералов в Pb-Zn руде

Минерал	Доля свободных зерен, %	Средний размер, мкм	
		Свободных зерен	Сростков
Материал класса -0.071 мм в дробленной до -3 мм руде			
Галенит	22.9	3.5	12.0
Вюрцит (сфалерит)	40.1	6.5	13.5
Пирит	21.9	5.5	14.0
Магнетит	39.8	6.5	21.5
Герцинит	26.9	3.25	8.75
Кальцит	50.6	5.50	18.0
Кварц	84.0	10.0	15.5
Ортоклаз	50.3	6.75	14.5
Материал класса -0.071 мм в измельченной руде			
Галенит	40.7	2.6	6.0
Вюрцит (сфалерит)	65.7	4.5	12.0
Пирит	40.4	3.0	10.5
Магнетит	62.5	3.5	13.5
Герцинит	33.0	2.75	5.75
Кальцит	74.7	4.50	16.5
Кварц	85.7	9.0	13.0
Ортоклаз	68.0	2.75	11.25
Материал класса -0.071 мм в измельченной руде с радиационной обработкой 5 кГр			
Галенит	66.4	4.0	8.0
Вюрцит (сфалерит)	71.5	6.6	10.25
Пирит	49.3	3.5	15.75
Магнетит	65.5	3.75	8.5
Герцинит	48.3	3.25	8.5
Кальцит	79.2	6.00	8.5
Кварц	93.4	15.25	19.75
Ортоклаз	78.4	8.00	9.25

Данные, приведенные в таблице, показывают, что радиационная обработка руды Рубцовского месторождения крупностью –3 мм позволяет повысить уровень раскрытия сростков минералов при последующем измельчении. Доля свободных зерен галенита и вюрцита в классе –0.071 мм возрастает с 40.7 до 66.4% и с 65,7 до 71.5%.

Установлено, что в измельченном материале крупность свободных зерен повышается: для галенита с 2.6 до 4.0 мкм, для вюрцита – 4.5-6.6 мкм. Эти закономерности объясняют прирост извлечения цинка 4.74 и свинца 9.50% в концентрат при флотации [8].

С учетом полученных данных и обнаруженного на примере гранита эффекта дальнего действия, заключающегося в возможности разупрочнения руд крупностью 30-50 мм при радиационной обработке [9], разработана технологическая схема

рудоподготовки и обогащения труднообогатимых руд с использованием радиационной модификации их свойств.

Список использованных источников

1. Чантурия В. А. Инновационные процессы комплексной и глубокой переработки минерального сырья сложного вещественного состава / Инновационные процессы комплексной переработки природного и техногенного минерального сырья (Плаксинские чтения – 2020). – Апатиты: ФИЦ КНЦ РАН, 2020. – С. 3 – 4.
2. Рыжова Л. П., Салей А. У. Проблемы и перспективы развития минерально-сырьевой базы рудных месторождений в России и за рубежом / Вестник науки и образования. — 2018. — Т. 1. — № 5(41). — С. 46–49.
3. Ежов А.И. Оценка техногенного сырья в Российской Федерации (твердые полезные ископаемые) / Горные науки и технологии. — 2016. — № 4. — С. 62–72.
4. Tabosa E., Runge K., and Duffy K-A. Strategies for increasing coarse particle flotation in conventional flotation cells / Proc. The 6th International Flotation Conference. Cape Town, South Africa, 2013.
5. Бочаров В.А., Игнаткина В.А., Каюмов А.А. и др. О влиянии структурных особенностей и характера взаимосвязи минералов на выбор способов разделения свинецсодержащих руд / ФТПРПИ. – 2018. – № 5. С. 133–143.
6. Решение Международной конференции «Инновационные процессы комплексной переработки природного и техногенного минерального сырья» (Плаксинские чтения – 2020). г. Апатиты, 21-25 сентября 2020 г.
7. Распоряжение Правительства РФ от 22 декабря 2018 г. № 2914-р О стратегии развития минерально-сырьевой базы РФ до 2035 г.
8. Ростовцев В.И., Брызгин А.А., Коробейников М.В. Повышение селективности измельчения и комплексности использования минерального сырья на основе радиационной модификации его свойств / ФТПРПИ. – 2020. – № 6. С. 136–146.
9. Брызгин А. А., Коробейников М. В., Кондратьев С. А. и др. Эффекты дальнего действия при взаимодействии электронного пучка с кристаллическими веществами // Тр. XXIX Международной конф. «Радиационная физика твердого тела». Севастополь: НИИ перспективных материалов и технологий. 2019. С. 55-64.

ОЦЕНКА ВЛИЯНИЯ СТЕПЕНИ ОКИСЛЕНИЯ ПОРОШКОВОГО ФЕРРОСИЛИЦИЯ НА ЕГО ИСТИРАЕМОСТЬ

Тимофеев А.С.

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки «Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН»,
Москва, Российская Федерация, e-mail: timofeev_ac@mail.ru

В настоящей работе исследуется влияние окисления частиц на истирание порошкового ферросилиция. Рассмотрено влияние метода снижения коррозионного воздействия водной среды на истирание.

Evaluation of the effect of the oxidation state of powder ferrosilicon on its abrasion

Timofeev A.S.

In the present work, the effect of particle oxidation on the abrasion of powdered ferrosilicon is investigated. The influence of the method of reducing the corrosive effect of an aqueous medium on abrasion is considered.

В настоящее время на алмазодобывающих обогатительных фабриках РФ все большее распространение получает процесс тяжелосредной сепарации (ТСС).

Применение тяжелосредных циклонов для обогащения кимберлитов обусловлено рядом преимуществ: высокой производительностью, хорошей сепарационной характеристикой аппарата, высокой степенью сокращения материала.

Основным недостатком процесса ТСС, является существенное ухудшение их сепарационных характеристик при длительной эксплуатации рабочей суспензии. Из практики известно, что работа тяжелосредных циклонов в течение длительного периода на одной суспензии приводит к существенному ухудшению сепарационной характеристик.

Также наблюдается расслоение суспензии по плотности, что является недопустимым для эффективного ведения процесса тяжелосредной сепарации. Это связано с коррозией ферросилиция и засорением рабочей суспензии немагнитными шламами.

В то же время потери ферросилиция обусловлены следующими основными причинами:

1. Потери, связанные с низкой эффективностью процессов отмывки продуктов обогащения на грохотах.
2. Потери вследствие коррозии при контакте с кислородом воздуха (используемого в процессе перемешивания и поддержания суспензии во взвешенном состоянии; при контакте с воздухом в процессах грохочения; с кислородом, растворенным в воде при ее контакте с воздухом) и последующего растворения составляющих ферросилиция.
3. Потери ферросилиция, связанные со снижением крупности частиц, обусловленные механическим истиранием в водоводах, насосах и т.д. Снижение крупности ферросилиция менее 10 мкм приводит к резкому снижению его магнитных свойств и увеличенным потерям с хвостами магнитной сепарации.

Так как прочностные свойства ферросилиция при окислении снижаются, что

«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья»

способствует более интенсивному механическому истиранию и, как следствие, к снижению крупности частиц ферросилиция. Следовательно, часть потерь из-за снижения крупности ферросилиция происходят в результате окисления поверхности частиц ферросилиция.

Исходя из вышеизложенного необходимо изучить процесс истирания подверженных коррозии частиц ферросилиция.

В качестве предметов исследования выбран товарный измельченный ферросилиций сорта D270 применяемый на фабриках АК «АЛРОСА» и образец азотированного ферросилиция, созданного в рамках работ проводимых ИПКОН РАН совместно с институтом «Якутнипроалмаз» для защиты от коррозионного воздействия водной среды.

Результатами проведённых ранее исследований установлено, что разработанный метод азотирования ферросилиция позволит снизить скорость коррозии поверхности ферросилиция в 5-6 раз и, соответственно, сократить его потери в технологическом процессе.

Поскольку методики определения истираемости ферросилиция не существует для исследований была выбрана методика на основе ГОСТ 33024-2014 ПЕЩЕНЬ И ГРАВИЙ ИЗ ГОРНЫХ ПОРОД Определение сопротивления истираемости по показателю микро-Деваль.

Сущность методики заключается в определении потери массы пробы порошкового ферросилиция, возникающей в процессе трения зерен материала, стальных шаров и воды (рисунок).



Рисунок. Испытательный барабан с комплектом стальных шаров

Контролируемым параметром являлся остаток пробы материала после просеивания через сито с размером ячеек 45 мкм. Минимальная масса единичной пробы ферросилиция сорта 720D составляла не менее 130 г.

За результат испытания принимали среднее арифметическое значение двух параллельных определений.

Расхождение результатов двух параллельных испытаний не превышало 1%.

В соответствии с этой методикой, были выполнены эксперименты по определению истираемости товарного и азотированного ферросилиция. Результаты испытаний на истираемость представлены в таблице.

Таблица. Истираемость азотированных проб ферросилиция опытной партии

Наименование пробы ферросилиция	Время нахождения в схеме ТСС	Выход класса +45 мкм до испытаний, %	Выход класса +45 мкм после испытаний, %	Относительное изменение выхода класса +45 мкм, %
Товарный	0 суток	49,87	19,75	-60,4
	8 суток	50,53	16,46	-67,4
Азотированный	0 суток	49,88	23,34	-53,2
	8 суток	45,92	19,43	-57,7

Анализ данных позволил установить следующее:

- азотированный ферросилиций более устойчив к истиранию чем товарный на 7,2%.
- окисление товарного ферросилиция в течение 8 суток снижает устойчивость к истиранию на 7%.
- окисление азотированного ферросилиция в течение 8 суток снижает устойчивость к истиранию на 4,5%.

Таким образом, процесс окисления слабо влияет на истирание ферросилиция, поскольку окисленный слой мал относительно объема частицы. Однако при большой продолжительности процесса тяжелосредной сепарации с постоянным истиранием окисленного слоя влияние окисления на деструкцию частиц ферросилиция возрастает.

ПОВЕРХНОСТНЫЕ ПРИЗНАКИ РАЗДЕЛЕНИЯ ПРИ СЕПАРАЦИИ КУСКОВОГО МАТЕРИАЛА

Цыпин Е. Ф.¹, Овчинникова Т. Ю.¹, Ефремова Т. А.², Аринов К. Н.¹

¹ Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Российская Федерация

² Акционерное общество «Уралмеханобр» г. Екатеринбург, Российская Федерация
e-mail: tatayana.ovchinnikova@m.ursmu.ru

В работе рассмотрены особенности поверхностных признаков, используемых в информационных методах обогащения. Приведены их отличия от объёмных признаков разделения. Рассмотрены погрешности, возникающие при применении поверхностных способах получения информации о куске.

Surface separation signs during the separation of lump material

Tsybin E.F., Ovchinnikova T.Yu., Efremova T.A., Ariniv K.N.

The paper considers the features of surface signs used in information mineral processing. Their differences from the bulk signs of separation are given. The errors that arise when using surface methods for obtaining information about a lump are considered.

Непосредственное использование различий в физических свойствах частиц характерно для прямых физических и физико-химических методов обогащения. К ним относятся, например, гравитационные, магнитные, электрические, флотационные и другие методы. Для этих методов используются для разделения свойства и есть признаки разделения.

Информационным методам обогащения (радиометрическому, рентгенофлуоресцентному, фотометрическому, рентгенолюминесцентному и т.п.) свойственно использование информационных процедур, участвующих в разделении. Это операции измерения и преобразования информации, принятия решения об удалении и т. д. Любой полученный измерительной системой сигнал характеризует содержание компонента в куске или выбранную для разделения его физическую характеристику.

Для информационных процессов обогащения признаки разделения – это все инструментально измеряемые свойства и характеристики вещественного состава минералов и горных пород, полученные путём преобразования таких сигналов. Свойства компонентов или характеристики элементов продуктов (кусков, порций), по которым ведётся само разделение, сформированные к переделу обогащения, являются первичными признаками разделения.

Следует подчеркнуть, что в некоторых информационных методах применяют специальные воздействия для инициирования измеряемых в дальнейшем физических свойств. Например, в рентгенофлуоресцентном, рентгенолюминесцентном и им подобных методах характеристики вторичного излучения измеряются, по ним ведётся разделение, они же являются первичными признаками разделения. Несмотря на то, что данные характеристики – результат воздействия, само воздействие является неотъемлемой частью метода, без которого метод не может быть реализован.

Если природные свойства используются для получения новых характеристик компонентов в результате какого-либо специального воздействия, а сами воздействия осуществляются с использованием отдельных, предшествующих разделению операций, то вновь приобретённые свойства, новые характеристики или их комбинации являются вторичными признаками разделения. По ним

ведётся разделение. Приёмы формирования вторичных признаков, повышающих контраст признака для разделения минералов, используют для улучшения показателей предварительного обогащения.

Для формирования вторичных признаков применимы различные физические, физико-химические и химические методы воздействия.

Большим разнообразием отличаются и способы изменения свойств при поверхностных воздействиях. Химические, физические, адсорбционные и прочие воздействия могут изменить оптические, электрические свойства, смачиваемость поверхности минералов и т. д. вновь приобретённые свойства используют в информационных процессах разделения. Электрохимическим способом (обработка электрическим током в электролите кусков сульфидной руды), термическим способом (обжиг кварца с примесями железа), гидроабсорбционным способом (увлажнение-сушка кварцитов и пористых вмещающих пород, пористых доломитов и кремнезёма), селективным закреплением флотационных реагентов, содержащих флуоресцентные радикалы, можно также эффективно формировать новые оптические признаки разделения для последующей оптической сортировки.

Каждые минерал, изотоп или элемент (в общем случае компонент) обладают характерными для них свойствами. В куске или другой порции минерального сырья могут присутствовать несколько компонентов. Если значение измеряемого свойства куска является усреднённой функцией значений этого свойства нескольких компонентов, то данное свойство следует считать интегральным, которому соответствует интегральный признак разделения. Если признак разделения связан с уникальным свойством компонента, а у прочих компонентов оно не проявляется, то свойство и соответствующий признак следует считать дифференциальным. Если у каждого из нескольких компонентов проявляются отличные от других компонентов характерные только для них свойства, то свойства и соответствующие признаки следует считать дифференциальными многокомпонентными. При использовании интегрального признака оценкой содержания интересующего компонента является средневзвешенное значение свойств всех компонентов куска. Такие признаки применимы для бинарных или сводимых к ним систем, у каждого компонента которых имеется характерное (при близости свойств всех компонентов кроме определённого) значение свойства, меняющееся в небольших пределах.

Дифференциальные признаки позволяют идентифицировать интересующий компонент по характерному только для него свойству, а по интенсивности его проявления можно судить о содержании данного компонента в куске. Яркими примерами этого являются рентгенофлуоресцентный метод для элементов от

кальция (Ca) до урана (U), в котором элемент идентифицируется по энергии квантов вторичного характеристического излучения, а содержание оценивается по числу им-пульсов от квантов характерной для элемента энергии, а также фото-нейтронный метод определения бериллия (Be), для которого характерен в несколько раз меньший, чем для прочих элементов, порог фото-ядерной реакции – 1,67 МэВ, у прочих элементов порог более 5 МэВ.

Помимо непостоянства состава компонентов в куске на точность оценки содержания интересующего компонента влияют характер минерализации, размеры и форма куска, геометрия измерения, загрязнение поверхности. Степень влияния перечисленных факторов на точность оценки различна у объёмных и поверхностных признаков получения информации.

Объёмные признаки используют радиометрический, все абсорбционные и нейтронные, фотоядерный, СВЧ-термометрический, радиорезонансный методы. Для них важнейшими мешающими факторами являются размеры и форма кусков, переменные плотности минералов, характер минерализации кусков (скрытая, поверхностная, равномерная и т. п.).

Поверхностные признаки характерны для оптических, люминесцентных, γ - и рентгенофлуоресцентных, контактно-термометрических, контактно-электрических (кондуктометрических) методов. Потенциально мешающими факторами являются характер минерализации кусков, загрязнение поверхности кусков, размер и форма кусков. Весьма большое значение приобретает геометрия измерения (например, полнота «осмотра» куска – односторонний, двухсторонний, интегральный «осмотр» и т. п.). Для поверхностных признаков важна геометрия измерения, под которой понимают расположение друг относительно друга элементов измерительной системы – источника излучений и приёмника, и частицы, с учётом её габаритов. Также важно удаление частицы от измерительной системы и параметры средств, применяемых для формирования потоков излучений, таких как коллиматоры, линзы, диафрагмы, экраны и т. п.

При фрагментарном и направленном способе получения, характерном при использовании поверхностных признаков, измеряются свойства всей поверхности куска, либо её части, с учётом пространственных деформаций, влияющих на как характер взаимодействия излучения с поверхностью вещества, так и на долю вторичного излучения, фиксируемого приёмником. Для минимизации методических погрешностей измерения поверхностного признака, вызываемой такими факторами, как расположение источника и приёмника излучения и частицы, габариты куска и характер минерализации поверхности, могут быть применены специальные приёмы, например, введение дополнительного, «двухстороннего», облучения и осмотра.

Использование поверхностных признаков может быть реализовано в вариантах, отличающихся организацией облучения куска и измерением характеристик вторичного излучения.

Существуют варианты одностороннего, двухстороннего (многостороннего) и интегрального осмотра разделяемых частиц. Вариант одностороннего осмотра реализован в рентгенофлуоресцентных сепараторах, а двухстороннего – в некоторых рентгенолюминесцентных сепараторах. Многосторонний осмотр может быть реализован в фотометрическом сепараторе.

К методическим погрешностям, связанным с геометрией измерения, можно отнести несоответствие массовых характеристик куска поверхностным. Массовая доля компонента в куске будет отличаться от поверхностной массовой доли, определяемой площадью или соотношением площадей определяемого минерала и куска или контролируемой поверхности. Методической погрешностью является искажение информации, получаемой при разных вариантах осмотра. Односторонний осмотр позволяет контролировать лишь около половины поверхности куска, тогда как даже уже при двухстороннем контролируется площадь, близкая или почти равная полной площади поверхности куска. Вариант всестороннего, интегрального, осмотра является идеальным, при нём облучение куска осуществляется равномерно со всех сторон, а вторичное излучение фиксируется при детальном сканировании всей поверхности куска. Такой осмотр пока представляется нереализуемым. Реальные (одно- и двухсторонний) поверхностные способы имеют погрешности пространственных деформаций, связанные с различными углами падения первичного излучения в разных точках осматриваемой поверхности и фиксацией вторичных излучений в локальных телесных углах и погрешности, возникающие от колебаний расстояний между куском и элементами измерительной системы. от разноудалённости отдельных точек поверхности куска от элементов измерительной системы.

Изучение погрешностей поверхностных способов получения информации с использованием модельного анализа для различных вариантов осмотра показало, что в случаях сростков с минерализацией в виде внутренних слоёв оценка всегда занижает истинную массовую долю, а для сростков с минерализацией в виде краевого слоя оценка массовой доли от 0 до 0,5 д. ед. завышена, от 0,5 до 1 д. ед. – занижена.

Отмечено такое явление как краевой эффект, когда для одного и того же куска при осмотре с одной стороны массовая доля достигает 1, а с другой – 0. Учёт погрешностей получения информации от куска при поверхностном способе важен при прогнозе технологических показателей разделения.

ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ПРОЦЕССА ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ РУД ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ

Шавакулева О. П.

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Магнитогорский государственный технический университет имени Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Российская Федерация, *e-mail:shavakylevao@yandex.ru*

Статья посвящена изучению интенсификации процесса измельчения магнетитовой и титаномагнетитовых руд за счет применения поверхностно-активных веществ. Установлено эффективное влияние на процесс разрушения горных пород кальцинированной соды и жидкого стекла.

Intensification of the process of grinding ferrous metal ores

Shavakyleva O. P.

The article is devoted to the study of the intensification of the grinding process of magnetite and titanomagnetite ores due to the use of surfactants. The effective influence of soda ash and liquid glass on the process of rock destruction has been established.

Наиболее дорогостоящим и трудоемким процессами в технологическом комплексе горно-обогатительных предприятий являются дробление и измельчение. Процесс разрушения горных пород определяет производительность и мощность дробильно-сортировочного комплекса, поэтому совершенствование данного процесса является одной из важнейших задач при определении показателей процесса переработки горных пород [1,2].

В работе был изучен вопрос интенсификации процесса измельчения для руд месторождений Малого Куйбаса, Медведевского и Копанского.

Исследование микроструктуры магнетитовых и титаномагнетитовых руд (рисунок 1) показало, что в пробах магнетитовой руды Малого Куйбаса основная масса зерна ценных минералов находится в классе крупности менее 0,1 мм, в пробах титаномагнетитовых руд месторождений Малого Куйбаса, Медведевского и Копанского, крупность зерен магнетита и ильменита находится в диапазоне менее 0,044 мм.

Мелкая вкрапленность ценных компонентов в изучаемых рудах черных металлов предполагает тонкое измельчение. Процесс измельчения магнетитовой и титаномагнетитовых руд рассматривался с точки зрения снижения коэффициента измельчаемости. В работе рассмотрен вопрос внедрения поверхностно-активных веществ (ПАВ) в процесс измельчения.

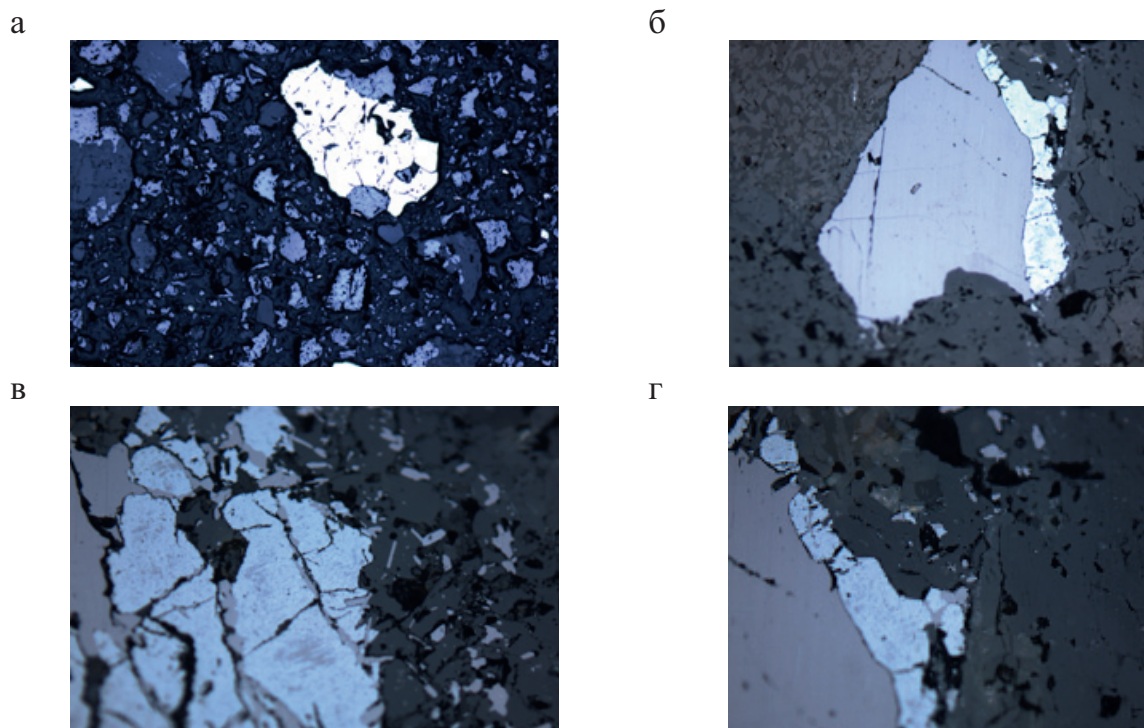


Рисунок 1. Микроструктура образцов:

а – магнетитовая руда месторождения Малый Куйбас (увеличение 200), б – титаномагнетитовая руда месторождения Малый Куйбас (увеличение 1000), в – титаномагнетитовая руда Медведевского месторождения (увеличение 1000), г - титаномагнетитовая руда Копанского месторождения (увеличение 1000)

Изучено влияние на измельчаемость добавки следующих реагентов: жидкое стекло, триполифосфат натрия, олеат натрия, сернистый натрий и кальцинированная сода. Опыты проводились в лабораторной шаровой мельнице, объемом 0,001 м³, время измельчения 20 мин, контрольное сито 0,074 мм.

Результаты исследований на магнетитовой руде приведены на рисунке 2.

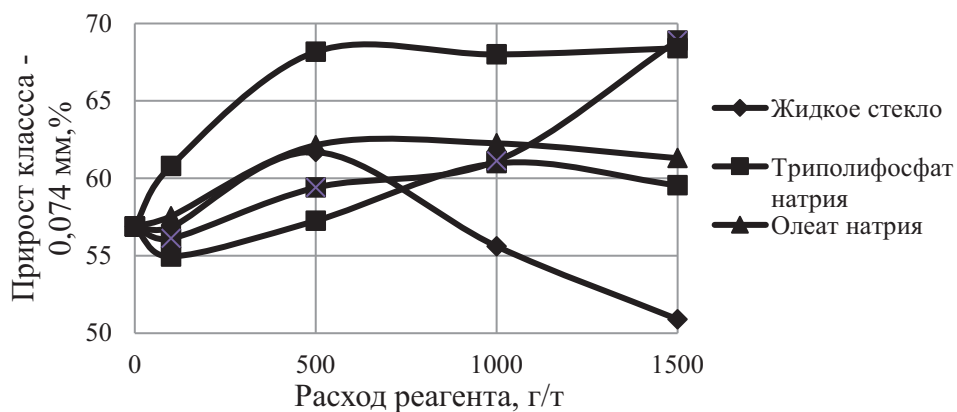


Рисунок 2. Влияние расхода ПАВ на прирост класса крупности -0,074 мм в измельченной магнетитовой руде

Полученные результаты позволяют сделать вывод, что среди изученных реагентов, лучшим является кальцинированная сода, так как прирост класса -0,074 мм увеличивается уже при малых расходах относительно других реагентов. Так при расходе 500 г/т кальцинированной соды, прирост готового класса -0,071 мм составил 11,17%, а у других реагентов при аналогичном расходе - 5,14% и менее.

Исследования процесса измельчения титаномагнетитовых руд проводилось на железованадиевом продукте. Полученные данные показывают, что из всех изученных реагентов наибольшее влияние на процесс измельчения титаномагнетитовой руды оказывают жидкое стекло и кальцинированная сода. Так при расходе жидкого стекла 500 г/т прирост готового класса -0,071 мм в магнитных продуктах месторождений Малого Куйбаса, Копанского и Медведевского составил соответственно 18%, 12% и 17%.

Результаты использования различных ПАВ в процессе измельчения, показали их благоприятное влияние на разрушение магнетитовой и титаномагнетитовых руд. Установлено, что при использовании поверхностно-активных веществ, а именно: кальцинированной соды при измельчении магнетитовой руды позволяет снизить удельный расход электроэнергии на 12%, а жидкого стекла при измельчении титаномагнетитовых руд на 10-15%, и соответственно повысить производительность оборудования для измельчения.

Список использованных источников

1. Чижевский В.Б., Шавакулева О.П. Обогащение титаномагнетитовых руд с целью получения кондиционного ильменитового концентрата // Вестник МГТУ им. Г. И. Носова. 2013 –. №4 (44). – С. 10-13.
2. Состояние и перспективы развития сырьевой базы ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат» / Гладских В.И., Гром С.В., Емелин К.А. и др. // Горный журнал. Черные металлы. Спец. выпуск. 2012. С. 12-14.

ВЛИЯНИЕ ПРОФИЛЯ РЕЗИНОВЫХ ФУТЕРОВОК БАРАБАНЫХ МЕЛЬНИЦ И ВНУТРИМЕЛЬНИЧНОЙ СРЕДЫ НА ПРОЦЕССЫ РАЗРУШЕНИЯ

Чижик Е.Ф.

ООО «Научно-производственное предприятие «Механобр-полимет»,
г. Днепр, Украина, e-mail: E.chizhik_mehanobr@i.ua

Обосновано увеличение производительности мельниц по питанию и готовому классу при волновых резиновых футеровках конструкции «полимет», вследствие принудительного изменения движения слоев внутримельничной загрузки по совместной рабочей поверхности, состоящей из эластичной части (резина) и жесткой (металл).

Interaction of the profile of rubber linings of drum mills and the inner environment on the destruction processes

Chyzhyk Y.F

An increase in the productivity of mills in terms of feed and finished class with wave rubber linings of the "polymet" structure is substantiated, due to the forced change in the movement of the layers of the intramill charge along the joint working surface, consisting of an elastic part (rubber) and a rigid part (metal).

Длительное время процесс создания конструкций защитных футеровок для барабанных рудо измельчительных мельниц в основном акцентировался на увеличение срока службы.

Существовало четкое разделение по стадиям измельчения в зависимости от крупности руды и размера шаров. Влияние профиля барабанных футеровок на движение внутримельничной среды и качественная зависимость получаемых технологических показателей недостаточно исследованы. В основном, фиксировали полученный результат по стадиям измельчения без анализа статистических данных в динамике за период эксплуатации от первоначального состояния сравниваемых профилей до фактического, при демонтаже. Общеизвестно, что при новых металлических футеровках производительность мельниц по исходному питанию ниже и постепенно увеличивается в среднем за 20-25 дней эксплуатации.

Проведенные нами длительные наблюдения за фактическим состоянием поверхности металлических футеровок показали, что в независимости от первоначального профиля все они постепенно создают подобие волны.

Следовательно, движение внутримельничной среды создает самоорганизацию волновой поверхности, чем энергетически обеспечивается рациональный процесс измельчения (разделение минерала).

В период начала создания резиновых футеровок для шаровых мельниц 1965-1966 годы в основном считалось, что процесс измельчения происходит между футеровкой и шарами. Однако данное предположение противоречит логике, так как количество шаров способное контактировать по площади футеровок на порядок меньше общего количества шаров, загружаемых в мельницу.

В целях достижения компромисса по возможности применения резин, как конструкционного материала для футеровок, на рабочей поверхности выполнили пазы по длине плит для заклинивания шаров, т.е. создали металлическую зону. Проведенные промышленные испытания на шаровых мельницах МШЦ 3600x5000 во второй стадии измельчения подтвердили возможность использования резин и одновременно показали, что по диаметру барабана также

образуется подобие волны.

В целях расширения области применения резиновых футеровок разработали, не имеющую аналогов, волновую конструкцию с рабочей поверхностью для заклинивания шаров и с завулканизированными металлическими вставками (шипами) или износостойкими пластиками. В обоих конструкторских решениях используется уникальное свойство резин – эластичность. Чередование твердой поверхности (металл, пластик) с эластичной (резина) изменит динамику движения слоев внутримельничной загрузки, как при вертикальных перемещениях, так и горизонтальных.

Изменение величины и направления взаимного вертикального перемещения обеспечивается разностью жесткостей рабочей поверхности футеровки, т.е. расположением части внутримельничной среды над резиной или на твердой составляющей.

Построим упрощенную математическую модель технологической среды при ее вертикальных колебаниях с начальной скоростью V_0 .

Рассматриваем среду, как регулярную систему смежных вертикальных слоев над твердой составляющей массой m , связанных с обечайкой барабана, при помощи упругих связей с приведенной жесткостью C_{nm} , и слоев над эластичной, так же массой m , связанных с обечайкой упругими связями с приведенной жесткостью C_{np} . При этом будем предполагать, что для рассматриваемой технологической загрузки слои над металлической вставкой (шарами) и слои над резиной не сжимаемы и они движутся в вертикальном направлении друг относительно друга.

Абсолютная скорость движения соответствует:

$$V(t) = g \left(1 - \frac{fph}{2F}\right) \frac{1}{\omega} \sin \omega t + V_0 \cos \omega t \quad (1)$$

Введём обозначения: $u_p(t)$ – перемещение вертикального слоя технологической среды над резиной, а $u_m(t)$ – перемещение слоя над металлической вставкой. Тогда перемещения $u_p(t)$ и $u_m(t)$, а также их абсолютные скорости $V_p(t)$ и $V_m(t)$ будут находиться в соответствии с формулами:

$$u_p(t) = g \left(1 - \frac{fph}{2F}\right) \frac{1}{\omega_p^2} (1 - \cos \omega_p t) + \frac{V_0}{\omega_p} \sin \omega_p t, \quad (2)$$

$$u_m(t) = g \left(1 + \frac{fph}{2F}\right) \frac{1}{\omega_m^2} (1 - \cos \omega_m t) + \frac{V_0}{\omega_m} \sin \omega_m t, \quad (3)$$

$$V_p(t) = g \left(1 - \frac{fph}{2F}\right) \frac{1}{\omega_p} \sin \omega_p t + V_0 \cos \omega_p t, \quad (4)$$

$$V_m(t) = g \left(1 + \frac{fph}{2F}\right) \frac{1}{\omega_m} \sin \omega_m t + V_0 \cos \omega_m t, \quad (5)$$

где:
$$\omega_p = \sqrt{\frac{c_{np}}{\rho F h}}, \quad \omega_m = \sqrt{\frac{c_{nm}}{\rho F h}}, \quad (6)$$

Следовательно, скорость движения слоя над резиной, относительно скорости движения слоя над металлической вставкой представляет:

$$V(t) = V_p(t) - V_m(t) = g\left(1 - \frac{fph}{2F}\right) \frac{1}{\omega_p} \sin \omega_p t - g\left(1 + \frac{fph}{2F}\right) \frac{1}{\omega_m} \sin \omega_m t + V_0(\cos \omega_p t - \cos \omega_m t), \quad (7)$$

Решение (2-5) справедливо до тех пор, пока скорость $V(t)$ относительно движения слоев остается положительной величиной. Здесь f – коэффициент трения скольжения; F и p – соответственно, площадь и периметр поперечного сечения слоя; ω – частота собственных колебаний; ρ – приведенная плотность среды; h – высота элементарного слоя среды.

Одновременно с вертикальными перемещениями, технологическая загрузка в виде чередующихся слоев над резиной и над металлической частью (шары) перемещается горизонтально с начальной скоростью V_0 .

Различие коэффициентов трения на мокрой резине и на металле приводит к изменению линейных скоростей перемещения близлежащих слоев загрузки.

Уравнение горизонтального движения слоев над металлом и над резиной будут иметь вид:

$$\frac{d^2 w_m(t)}{dt^2} + \frac{flh}{F} \cdot \frac{v^r}{|v^r|} + f_m g \cdot \frac{V_m^r}{|V_m^r|} = 0, \quad (8)$$

$$\frac{d^2 w_p(t)}{dt^2} - \frac{flh}{F} \cdot \frac{v^r}{|v^r|} + f_p g \cdot \frac{V_p^r}{|V_p^r|} = 0, \quad (9)$$

Здесь, относительная горизонтальная скорость слоев:

$$v^r = V_m^r - V_p^r = \frac{dw_m(t)}{dt} - \frac{dw_p(t)}{dt}, \quad (10)$$

Скольжение слоев по металлу и резине происходит до тех пор, пока

$$V_m^r(t) > 0 \text{ и } V_p^r(t) > 0,$$

т.е. пока
$$t < t_{lm} = \frac{V_0^l}{\frac{flh}{F} + f_m g} \text{ и } t < t_{lp} = \frac{V_0^l}{f_p g - \frac{flh}{F}} \quad (11)$$

Данная теоретическая концепция позволяет утверждать об интенсификации процесса измельчения при волновых резиновых футеровках с рабочей поверхностью, насыщенной твердыми элементами.

Широкие промышленные испытания на различных предприятиях позволяют констатировать о наличии взаимосвязи движения слоев внутримельничной среды с профилем футеровки.

Одновременно, улучшаются технологические показатели: увеличение межремонтного периода от 1,5 до 3-х раз; сокращение расхода шаров на 15% и более; сокращение расхода потребляемой и удельной электроэнергии на 5-10%; увеличение производительности по питанию и готовому классу на 5-6%.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ КОНСТРУКЦИЙ ВИБРАЦИОННЫХ МЕЛЬНИЦ

Сергеев В.В., Дмитрак Ю.В., Герасименко Т.Е.

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Северо-Кавказский горно-металлургический институт (государственный технологический университет)», г. Владикавказ, Республика Северная Осетия-Алания, Российская Федерация, *e-mail: gerasimenko_74@mail.ru*

Проведен анализ конструктивных решений существующих вибрационных мельниц. Определено, что все конструктивные решения направлены на повышение эффективности и снижения энергопотребления. На основании анализа и научных исследований разработана новая конструкция вибромельницы с повышенной производительностью и тонкостью помола.

Improving the design of vibratory mills

Sergeev V.V., Dmitrak J.V., Gerasimenko T.E.

The analysis of design solutions of existing vibration mills is carried out. It was determined that all design solutions are aimed at improving efficiency and reducing energy consumption. On the basis of analysis and scientific research, a new design of a vibrating mill with increased productivity and fineness of grinding has been developed.

Вибрационное измельчение минерального сырья является одним из самых энергоэффективных способов измельчения, которое характеризуется небольшими размерами агрегатов и высокой энергонапряженностью. Такой тип измельчения реализуют в вибрационных мельницах, в которых разрушение частиц измельчаемого материала происходит в результате истирания мелющими телами, совершающими сложные колебательные и ударные воздействия. В вибрационных мельницах есть возможность особо тонкого помола, недостижимая для других мельничных агрегатов, в связи с чем, они нашли широкое применение в горном производстве. Однако качество помола, надежность и энергоемкость зависят от траектории движения и амплитуды мелющих тел, которые меняются в зависимости от конструкции мельницы [1-3].

Однако общим недостатком всех вибрационных мельниц является наличие застойных зон в загрузке, достигающих 30% от массы мелющих тел, что снижает эффективность процесса измельчения. В связи с этим многие разработчики совершенствуют конструкции этих агрегатов в направлении повышения эффективности и снижения энергопотребления [4-8]. Кроме этого надежность при эксплуатации и простота конструкции также являются важными характеристиками при конструировании вибрационных мельниц.

На сегодняшний день разработаны сотни различных конструкций вибрационных мельниц со своими конструктивными особенностями. Несмотря на многолетний опыт исследования как российских (ранее советских), так и зарубежных ученых в данной области, подробную систематизацию конструкций вибрационных мельниц в технической литературе еще не изложили. Поэтому рассмотрим преимущества и недостатки наиболее распространенных вибрационных мельниц.

Практически все вибрационные мельницы для создания вибрационного импульса используют электродвигатель с насаженным на вал дисбалансом. Такая конструкция имеет небольшую амплитуду и неизменную частоту вибрации. Знакопеременные нагрузки на подшипники электродвигателя приводят их к поломке. Это обстоятельство требует частого ремонта.

Предварительный анализ известных конструкций вибрационных мельниц позволил поставить для решения следующую задачу. Конструкция вибрационной мельницы должна допускать возможность изменения частоты и амплитуды вибрирующего органа, так как оптимальное измельчение минерального сырья в аппаратах такого типа может происходить лишь при переменных параметрах виброударного действия.

В качестве решения поставленной задачи разработана новая конструкция вибровращательной мельницы, в которой отсутствуют застойные зоны, что существенно повышает производительность и тонкость помола готового продукта (рисунок 1) [9].

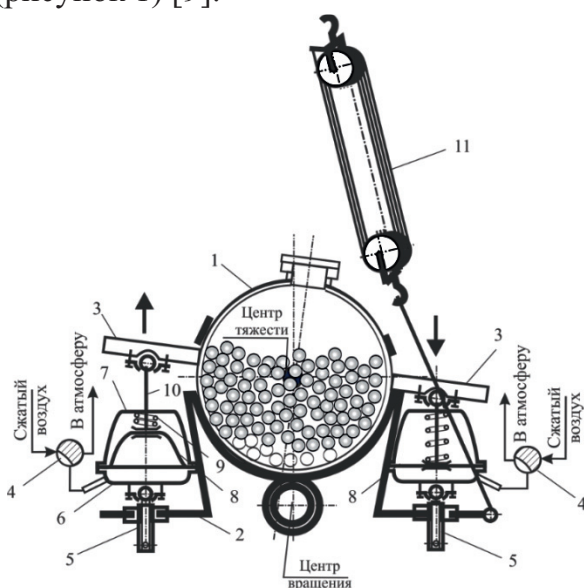


Рисунок 1. Конструкция вибрационной мельницы:

1 – помольная камера, 2 – основание, 3 – кронштейны, 4 – трехходовой воздухораспределительный клапан, 5 – механизм перемещения, 6, 7 – чашеобразные элементы механизма перемещения, 8 – мембраны, 9 – пружины, 10 – шток, 11 – полистпаст

В данной мельнице в качестве рабочей среды применяют сжатый воздух. При расположении трехходового воздухораспределительного клапана в «рабочем» положении воздух поступает под мембрану, которая выгибается,

сжимает пружину и толкает шток вверх. При этом шток создает толкательное воздействие на кронштейн и помольная камера отклоняется от своего исходного положения. Затем приводом воздухораспределительный клапан переводят в «холостое» положение и пружина разжимается, возвращая в исходное положение мембрану. При этом помольная камера перемещается в противоположном направлении. То есть холостой ход мембранного механизма обеспечивается воздействием пружины. Однако для интенсификации вибрационного воздействия мембранный механизм может быть расположен по всему периметру помольной камеры, что способствует повышению эффективности и степени измельчения материала. Надежность работы обеспечивается постоянным контактом штока с помольной камерой через кронштейн, что исключает отказ в работе вибромельницы.

Мембранный механизм, применяемый в данной мельнице не требует постоянного технического обслуживания, как гидроцилиндр или пневмоцилиндр. Вышедшая из строя мембрана может быть быстро и легко заменена, путем разъединения чашеобразных частей мембранного механизма.

Механизм перемещения, например, винтовая пара, позволяет регулировать амплитуду вибрации за счет перемещения мембранного механизма и, следовательно, изменения расстояния между кронштейном и основанием гидроцилиндра. Чем дальше от кронштейна установлен мембранный механизм, тем меньше амплитуда вибрации.

Регулирование интенсивности вибрации осуществляют за счет изменения частоты вращения двигателя трехходового воздухораспределительного клапана. Изменение амплитуды и интенсивности вибрации позволяет в широких пределах регулировать не только амплитудно-частотную характеристику движения мелющих тел, но и характер процесса измельчения в зависимости от прочности и размера частиц исходного материала. Частицы материала, перемещаясь в зазорах между мелющими телами, измельчаются за счет ударных, истирающих и раздавливающих нагрузок.

Изменение угла приложения вибрационного воздействия осуществляются за счет наклона основания с помощью полиспаста. Тогда мембранный механизм может обеспечить горизонтальное, или диагональное, или вертикальное вибрирующее воздействие на помольную камеру. Изменение угла приложения вибрационного воздействия влияет на интенсивность перемешивания мелющих тел, исключая появление застойных зон.

Мембранный механизм можно размещать в любом месте относительно помольной камеры, например, по диагональной оси горизонтального сечения, перпендикулярной или продольной оси, а также по всему периметру помольной

камеры. Это дает возможность получить многообразные формы вибраций, траектории движения материала в помольной камере и регулировать эффективность и степень измельчения материала. Комплексное воздействие мембранных механизмов на помольную камеру создает неоднородное поле скоростей и кинетических энергий в мелющей среде, что создает условия измельчения частиц материала и в целом повышает эффективность процесса измельчения.

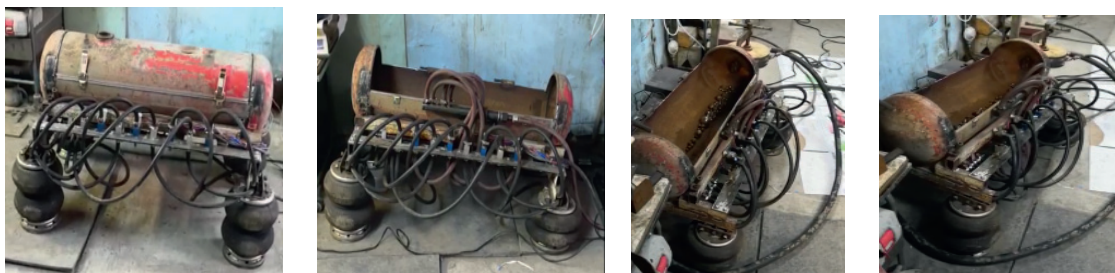


Рисунок 2. Опытный образец вибрационной мельницы

С целью проверки работоспособности некоторых узлов и деталей был изготовлен и опробирован опытный образец вибромельницы (рисунок 2), который в дальнейшем будет использован для исследования процессов измельчения в вибрационных мельницах с возможностью изменения частоты и амплитуды вибрирующего органа с помощью пневматического механизма управления.

Список использованных источников

1. Вайсберг Л.А., Сафронов А.Н. Дробильно-измельчительное оборудование вибрационного действия для переработки сырья и промышленных отходов. НПК "Механобр-техника" //Экология и промышленность России. Т.23, №7. 2019, С. 4-9.
2. Вайсберг Л.А. Вибрационные дробилки. СПб: ВСЕГЕИ, 2004, 306 с.
3. Гаврунов А.Ю. Вибровращательная мельница с продольно-поперечным движением мелющих тела: Дис. ...канд. техн. наук. Белгород: Гос. технол. ун-т им. В.Г. Шухова, 2014. 167 с.
4. Пат. РФ №2637215, Артеменко К.И., Богданов Н.Э. Вибрационная мельница. 01.12.2017. Бюл. № 34.
5. Пат. РФ №2501608, Букин С.Л., Букина А.С. Вибрационная мельница. 20.12.2013. Бюл. № 35.
6. Пат. РФ №2674620, Сергеев В.В., Дмитрак Ю.В. Вибрационная мельница. 11.12.2018. Бюл. № 35.
7. Pat. CN207013108, publication data 16.02.2018. Yang Dasheng, Shi Chunxi. Novel vibration mill. 2018.
8. Pat. CN208288192, publication data 28.12.2018. Xing Wuzhou, Li Dongming, Wei Xiao, Shi Xiaoxiao. A vibrating rubbing crusher for producing alumina powder. 2018.
9. Пат. РФ № 2715638, Сергеев В.В., Дмитрак Ю.В., Герасименко Т.Е., Герасименко Я.П. Вибрационная мельница. 02.03.2020 Бюл. № 7.

**МАТЕМАТИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ ПРОЦЕССА ТОНКОГО СУХОГО
ПОМОЛА КОКСА В ШАРОВЫХ МЕЛЬНИЦАХ**

Багаева М.Э., Хадзарагова Е.А.

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Северо-Кавказский горно-металлургический институт (государственный технологический университет)», г. Владикавказ, Республика Северная Осетия-Алания, Российская Федерация, e-mail: a.bagaev@inbox.ru; hadzaragova@mail.ru

Была разработана математическая модель управления процесса тонкого сухого помола кокса в шаровых мельницах. Для решения задачи, описывающей процесс помола, в качестве метода минимизации может быть выбран метод вычисления безусловного минимума функции многих переменных методом прямого поиска.

A mathematical model of the process of fine dry grinding of coke in ball mills

Bagaeva M.E., Hadzaragova E.A.

A mathematical model was developed for controlling the process of fine dry grinding of coke in ball mills. To solve the problems, describing the grinding process, as a method of minimization, the method of calculating the absolute minimum of the function of many variables by the direct search can be chosen.

Для системы управления процессом тонкого сухого помола кокса в электродном производстве необходима математическая модель.

Уравнение кинетики помола i -ой фракции с диаметром частиц в интервале $d_i \pm \frac{\Delta d_i}{2}$ имеет следующий вид

$$\frac{dG_i}{dt} = -k_{0i} \left[p + (1-p) \frac{G_i}{G_{i0}} \right] G_i, \quad (1)$$

Имеется набор классов $1, 2, \dots, i, \dots, m$. При измельчении они переходят из более крупных в более мелкие. Кроме того, в зону n вносится каждый класс из $(n-1)$ зоны и выносится в $(n+1)$ зону. Математически этот процесс описывается следующим образом:

$$\frac{dG_{in}}{dt} = W_{0in} - W_{pin} + Q_{zn} - Q_{bn}, \quad i=1, 2, \dots, m, \quad (2)$$

где W_{0in} – скорость образования i -ой фракции в n -ой зоне; W_{pin} – скорость расходования i -ой фракции в n -ой зоне; Q_{zn} – скорость вноса i -ой фракции в n -ую зону; Q_{bn} – скорость выноса i -ой фракции из n -ой зоны; G_i – текущая линейная плотность.

Скорость W_{pin} определяется зависимостью:

$$W_{pin} = \sum_{j=i+1}^m \alpha_{ij} dG_j d\tau, \quad (3)$$

где α_{ij} – доля массы разрушившихся частиц j -го класса, попавших в i -й класс за время $d\tau$.

$$\text{Согласно первой гипотезе Загустина } \alpha_{ij} = \frac{1}{m}, \quad (4)$$

где m – количество контролируемых фракций.

Из (1) – (3) следует:

$$dG_i dx = \sum_{j=i+1}^m \alpha_{ij} k_j \left[p + (1-p) \frac{G_j}{G_{0j}} \right] G_j dx dt - k_i \left[p + (1-p) \frac{G_i}{G_{0i}} \right] G_i dx dt + (Q_{3n} - Q_{bn}) dt \quad (5)$$

где x – текущая координата по длине мельницы, dx – длина элементарной зоны мельницы.

Совершив математические преобразования по переходу от координат Эйлера к координатам Лагранжа и учитывая условие неразрывности потока, окончательно получим:

$$\begin{aligned} \frac{\partial G_i}{\partial \tau} + \text{div}(v_i G_i) &= \frac{\partial G_i}{\partial \tau} + v_i \frac{\partial G_i}{\partial x} = \\ &= \sum_{j=i+1}^m \alpha_{ij} k_j \left[p + (1-p) \frac{G_j}{G_{0j}} \right] G_j - k_i \left[p + (1-p) \frac{G_i}{G_{0i}} \right] G_i. \end{aligned} \quad (6)$$

Для расчета линейной плотности i -ой фракции в n -ой зоне нужно решить следующее уравнение

$$\frac{dG_i}{dt} = Q_{3i} - Q_{bi}. \quad (7)$$

Так как Q_{bi} не измеряется, его можно рассчитать следующим образом

$$Q_{bi}(t) = \eta \int_0^{\mu} Q_3(t-\mu) E(\mu) d\mu, \quad (8)$$

где μ – время интегрирования. Если процесс ведется без выноса и рецикла то $\eta=1$.

Для обеспечения нормальной фильтрации весовую функцию $E(\mu)$ можно считать аperiодическим звеном первого порядка

$$E(\mu) = \frac{1}{T} \exp\left(-\frac{\mu}{T}\right). \quad (9)$$

$$\text{Тогда } G_i(t) = \int_0^t Q_3(t) dt - \eta \int_0^t \int_0^{\mu} Q_3(t-\mu) E(\mu) d\mu dt. \quad (10)$$

Остается доопределить k_{0i} и p . Значение постоянной времени T в выражении

(9) находится из анализа взаимно корреляционных функций, получаемых по экспериментальным данным. Принимаем p постоянным для всех фракций.

По второй гипотезе Загустина представим k_{0i} в следующем виде:

$$k_{0i} = k_i \exp\left(-\frac{d_1 - d_i}{d_1}\right) k_2, \quad (11)$$

т.е. константа убывает по экспоненте пропорционально (k_2) относительному изменению диаметра дробящегося класса. Следовательно, при идентификации необходимо искать k_1, k_2, p . Для решения задачи, описывающей процесс помола (4), (6), (9) – (11), в качестве метода минимизации может быть использован, например, метод вычисления безусловного минимума функции многих переменных методом прямого поиска. Однако наилучшие результаты дает, как показали исследования, метод адаптивного симплексного поиска.

Для адаптации моделей используется n_1 измерений гранулометрического состава продукта помола и n_2 измерений гранулометрического состава исходного материала, получаемых из лаборатории и соответствующее им количество расчетных значений.

Для решения задачи, описывающей процесс помола (4), (6), (9) – (11), в качестве метода минимизации может быть использован, например, метод вычисления безусловного минимума функции многих переменных методом прямого поиска. Однако наилучшие результаты дает, как показали исследования, метод адаптивного симплексного поиска.

РАСКРЫТИЕ МИНЕРАЛЬНЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ МАТРИЦ ЦЕНТРОБЕЖНЫМ ИЗМЕЛЬЧЕНИЕМ

Байматов К.К., Евдокимов С.И.

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Северо-Кавказский горно-металлургический институт (государственный технологический университет)», г. Владикавказ, Республика Северная Осетия-Алания, Российская Федерация, e-mail: kaz-60@mail.ru, eva-ser@mail.ru

В статье приведены результаты исследований извлечению золота, входящего в матрицу другого минерала, методом центробежной дезинтеграции, разрушая минеральную матрицу такого минерала. Дезинтеграция может происходить за счет разрушения агрегата между рабочими органами аппарата, или внутри слоя агрегатов - в условиях объемного неравнокомпонентного сжатия материала. Второй механизм напряженного состояния агрегатов в слое использован в проекте при разработке конструкции центробежного дезинтегратора агрегатов, образованных при вакуум-термической обработке обогащенных золотосодержащих руд им отходов россыпной золотодобычи.

Disclosure of mineral gold-containing matrices by centrifugal grinding

Baimatov K. K., Evdokimov S. I.

Presents the results of studies on the extraction of gold included in the matrix of another mineral by the method of centrifugal disintegration, destroying the mineral matrix of such a mineral. Disintegration can occur due to the destruction of the aggregate between the working organs of the apparatus, or inside the layer of aggregates - under conditions of non-equal-component volumetric compression of the material. The second mechanism of the stressed state of aggregates in the layer was used in the project in the development of the design of a centrifugal disintegrator of aggregates formed during vacuum-thermal treatment of placer gold mining waste enriched with gold ores.

Для того, чтобы золото, входящее в матрицу другого минерала («химически» упорное золото), могло быть извлечено матрица должна быть вскрыта, например, методом центробежной дезинтеграции.

Оптимальное ведение процесса вскрытия предполагает отсутствие образования из вскрытых частиц агрегатов, а дезинтеграции - отсутствие уменьшения крупности индивидуальных зерен золота и сопутствующих ему минералов.

"Мягкую" дезинтеграцию агрегатов (деструкцию без нарушения сплошности поверхности твердой фазы, т.е. без измельчения) осуществляют в аппарате под действием центробежных сил.

Дезинтеграция может происходить за счет разрушения агрегата между рабочими органами аппарата, или внутри слоя агрегатов - в условиях объемного неравнокомпонентного сжатия материала.

Второй механизм напряженного состояния агрегатов в слое использован в проекте при разработке конструкции центробежного дезинтегратора агрегатов, образованных при вакуум-термической обработке обогащенных золотосодержащих руд им отходов россыпной золотодобычи.

Для решения задачи определения дифференциального распределения частиц по размерам в области $R_1 < R < R_2$ в поле центробежных сил без учета кинетики их агрегации запишем уравнение материального баланса в цилиндрической системе координат

$$\frac{\partial n(V, r, t)}{\partial t} + \frac{1}{r} \frac{\partial [r v(V, r) n(V, r, t)]}{\partial r} = 0 \quad (1)$$

Здесь r – текущий радиус, то есть расстояние от оси вращения ротора дезинтегратора до данной частицы;

$n(V, r, t)$ - концентрация частиц с объемом V в точке пространства r в момент времени t ;

$v(V, r)$ - линейная радиальная скорость движения частицы объемом V в точке пространства r :

$$v(V, r) = \frac{2 R^2}{9 \mu} \Delta \rho \omega^2 r, \quad (2)$$

где R – радиус частицы объемом V ;

$\Delta \rho$ – разность плотностей дисперсной фазы и дисперсионной среды;

ω – угловая скорость вращения;

μ – вязкость дисперсионной среды.

Введем обозначения:

$$b_0 = \frac{2 \omega^2}{9 \mu} \left(\frac{3}{4 \pi} \right)^{2/3} \Delta \rho; \quad b = b_0 V^{2/3} \quad (3)$$

Запишем систему уравнений (1)-(2) с использованием обозначений (3). При этом под r будем подразумевать относительный безразмерный радиус, равный отношению истинного радиуса к единичному размерному радиусу:

$$\frac{\partial n}{\partial t} + b \frac{\partial n}{\partial y} + 2 b n = 0, \quad (4)$$

где $y = \ln r$.

В качестве начального условия к уравнению (4) примем, что в момент времени $t = 0$ частицы полидисперсной системы равномерно распределены по всему объему рабочей зоны центробежного дезинтегратора:

$$n(V, r, t = 0) = n_0(V, r) \quad (5)$$

Обозначим через r_1 и r_2 наименьший и наибольший радиусы сечения пространства цилиндрической формы в рабочей зоне центробежного дезинтегратора, которое образовано вращающейся дисперсной системой.

Решение уравнения (4) с учетом начального условия (5) имеет вид:

$$n(V, y, t) = \frac{1}{r^2} n_0(V, y - b t) = \frac{1}{r^2} f_0(V) g(y - b t) \quad (6)$$

Определим массу $q(t)$ частиц дисперсной фазы, которые в момент времени t находятся в изучаемом объеме рабочей зоны центробежного дезинтегратора ($r_1 \leq r \leq r_2$):

$$q(t) = 2 \pi \rho_0 \int_{V_1}^{V_2} dV \int_{r_1}^{r_2} d r r n(V, r, t) V \quad (7)$$

Здесь ρ_0 – плотность частиц дисперсной фазы;

V_1, V_2 – объемы частиц с радиусами R_1 и R_2 .

Подставив соотношение (6) для концентрации частиц дисперсной фазы в (7), получим:

$$q(t) = 2\pi\rho_0 \int_{V_1}^{V_2} dV \int_{r_1}^{r_2} dr V f_0(V) \frac{1}{r} g(y-bt) \quad (8)$$

Очевидно, что начальная масса всех частиц дисперсной фазы q_0 определяется из (8) при $t = 0$. Решение (8) дает:

$$q(t) = 2\pi\rho_0 \int_{V_1}^{V(t)} V f_0(V) dV (y_0 - bt), \quad (9)$$

где $y_0 = \ln(r_2/r_1)$.

Полученный результат (9) означает, что частицы с объемами $V(t) \leq V \leq V_2$ к моменту времени t достигли радиуса рабочей зоны центробежного дезинтегратора r_2 и исчезли из изучаемого объема, поэтому интегрирование в (9) осуществляется по объемам $V_1 \leq V \leq V(t)$ тех частиц, которые к моменту времени t остались в рабочей зоне центробежного дезинтегратора.

Нормированная кривая осаждения $Q(t) = q(t)/q_0$ может быть записана в виде:

$$Q(t) = 1 - \left[\int_{V_1}^{V(t)} f_0(V) V dV \right]^{-1} \int_{V_1}^{V(t)} V f_0(V) \left(1 - \frac{bt}{y_0} \right) dV \quad (10)$$

Решение (10) позволяет определить относительное остаточное содержание дисперсной фазы $\alpha(t) = q(t)/q_0$ в полидисперсной системе и оценить эффективность формирования слоя материала вблизи поверхности цилиндрической стенки рабочей зоны центробежного дезинтегратора.

Таким образом, согласно принятым модели и механизму, пристенный слой частиц в рабочей зоне центробежного дезинтегратора строится простым накоплением частиц.

Образовавшийся слой частиц дисперсной системы представляет собой зернистую структуру, состоящую из частиц определенных размеров, упакованных под действием центробежных сил.

В рабочей зоне дезинтегратора агрегаты в слое подвергаются деформированию нормальными напряжениями под действием центробежной силы.

Поскольку слой агрегатов полидисперсный (имеются крупные агрегаты и мелкие индивидуальные зерна), то появляется градиент разрушающих напряжений: фрагменты слоя разной крупности передают приложенное к ним напряжение соседним фрагментам с учетом крупности частиц.

Неравномерность передачи нормальных напряжений от фрагмента к

фрагменту слоя является причиной появления в слое касательных напряжений. Разрушение агрегатов под действием напряжения сдвига - необходимое условие для эффективной дезинтеграции, уменьшения затрат энергии и избирательности разрушения агрегатов по границе срастания, образованной силами адгезии.

Причиной появления градиента нормальных напряжений в слое является полидисперсность образующих его агрегатов и индивидуальных частиц.

В проекте полидисперсность слоя рекомендуется увеличивать искусственно за счет добавки в исходное питание крупной фракции кека. Положительный эффект от добавки в исходное питание крупной фракции кека выявлен экспериментально.

Независимость дезинтеграции фракций разной крупности друг от друга в рабочей зоне центробежного дезинтегратора доказана экспериментально.

Независимость дезинтеграции полидисперсного материала - одна из причин избирательного разрушения агрегатов без нарушения сплошности поверхности (кристаллической решетки) минералов.

Таким образом, механизм дезинтеграции материала в слое под действием переданной от рабочего органа аппарата энергии основан на наличии сдвига, который является основной причиной процесса разрушения агрегатов в разработанной конструкции дезинтегратора.

Уровень энергии, передаваемый рабочим органом дезинтегратора системе, недостаточен для измельчения материала, что позволяет говорить о селективности процесса, энергосберегающем режиме дезинтеграции.

Список использованных источников

1. Rabieh A., Albijamic B., Eksteen J.J. A review of the effects of grinding media and chemical conditions on the flotation of pyrite in refractory gold operations //Minerals Engineering. - 2016. - Vol. 94. - P. 21-28.
2. Morell S. Modelling the influence on power draw of the slurry phase in Autogenous (AG), Semi-autogenous (SAG) and ball mills //Minerals Engineering. 2016. Vol. 89. P. 148-156.
3. Shi F., Zie W. Aspecific energy-based ball mill model: From batch grinding to continuous operation //Minerals Engineering. - 2016. - Vol. 86. - P. 66-74.
4. Weeraselcara N.S., Liu L.X., Powell M.S. Estimating energy in grinding using DEM modelling //Minerals Engineering. - 2016. - Vol. 85. - P. 23-33.
5. Cleary P.W., Morrison R.D., Sinnott M.D. Prediction of slurry grinding due to media and coarse rock interactions in a 3D pilot SAG mill using a coupled DEM+SPH model //Minerals Engineering. - 2020. - Vol. 159. - 106614.
6. Becerra M., Magne L. Semi-autogenous grinding model based on effective grinding rate and three stages internal classification – P. I //Minerals Engineering. 2020. V. 157. 106543.
7. Roux J.D., Steinboeck A., Kugi A., Craig I.K. Steady-state and dynamic simulation of a grinding mill using grind curves //Minerals Engineering. - 2020. - Vol. 152. - 106208.

СОВРЕМЕННЫЕ МЕТОДЫ И СИСТЕМЫ АНАЛИЗА СОРТНОСТИ РУДЫ В ПОТОКЕ

Морозов В.В.¹, Ганбаатар Зоригт², Дэлгэрбат Лодой², Ганбат Самдан³

¹ Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Москва, Российская Федерация, *e-mail: dchmggu@mail.ru*

² «Предприятие «Эрдэнэт», г. Эрдэнэт, Монголия, *e-mail: delgerbat@erdenetmc.mn*

³ Горнодобывающая компания «RCI Asia Assayers», г. Уланбаатар, Монголия
e-mail: gasamdan@gmail.com

Рассмотрены основные направления совершенствования методов и оборудования анализа содержания руды в технологическом потоке обогатительных фабрик на основе измерения ее элементного и минерального состава.

Modern methods and systems for analysis of ore sort in the stream

Morozov V.V., Ganbaatar Zorigt, Delgerbat Lodoy, Ganbat Samdan

The main directions of improving the methods and equipment for analyzing the grade of ore in the technological flow of processing plants based on the measurement of its elemental and mineral composition are considered.

Основная задача опережающего контроля качества руды – управление процессами обогащения включая процессы рудоподготовки и непосредственно обогатительные операции. В начале технологической цепочки осуществляется текущий контроль за качеством руды, поступающей на фабрику или закладываемой в бункера после операций крупного или средне-мелкого дробления. В ряде случаев использование конвейерных анализаторов позволяет решить технологическую задачу разделения потока руды по технологическим сортам или выделение отвального продукта с низким содержанием ценных компонентов. Вторая задача, решаемая с помощью получаемой информации, - регулирование технологических процессов обогащения руд и угля в соответствии с качеством поступающего сырья.

Для измерения элементного состава руды и продуктов обогащения разработано достаточно большое количество анализаторов и систем комплексного контроля. Конструкция конвейерных онлайн-анализаторов у разных производителей схожа и включает рентгеновский источник (трубку или изотоп) детектор (как правило энергодисперсионный) и различные вспомогательные приспособления.

Для измерения элементного состава используются рентгенофлуоресцентный (РФА), нейтронно-активационный (PGNAA) и

лазерный методы анализа. К новым технологиям следует отнести метод лазерной оптико-эмиссионной спектроскопии (LIBS), в котором источником возбуждения исследуемого вещества служит импульсный твердотельный Nd:YAG лазер. Пучок лазера с частотой от 1 до 20 раз в секунду фокусируется на поверхности анализируемого материала, где мгновенно достигается температура более 30000°C и образуется плазма.

Плазма быстро охлаждается, возбужденные ионы и атомы возвращаются в низкоэнергетические состояния и испускают характерное оптическое излучение в диапазоне длин волн от 170 до 900 нм.

На основании полученных спектров рассчитываются концентрации всех необходимых элементов.

Конвейерные анализаторы имеют низкую точность анализа и порог обнаружения, что обусловлено сложной геометрией поверхности анализируемой пробы. На сегодня резерв повышения точности применяемых методов практически исчерпан, и ошибка анализа составляет около 10% отн.

В пульповых анализаторах применяют методы рентгенофлуоресцентного анализа в потоке, включая анализ в проточных ячейках и анализ погружным блоком.

Новое направление - лазерный анализ (LIBS). Зарубежные обогатительные фабрики оснащены анализаторами фирм Outotec, Thermo Scientific, DMFC. Из российских моделей следует отметить анализаторы фирмы «Буревестник», оснащенные системой прободоставки. Отечественные анализаторы базируются как на отечественной, так на импортной измерительной технике и по характеристикам мало уступают зарубежным анализаторам.

Анализаторы фирмы TGM используют принцип погружного анализа. Количество анализируемых потоков меняется от 1 до 12. Тем же путем идут китайские производители. В финской разработке Courier 8 SL (Outotec) наряду с традиционным рентгено-флуоресцентным анализом реализован метод лазерной спектроскопии.

Пульповые анализаторы имеют достаточно высокую точность анализа и низкий порог обнаружения. Это обусловлено стабильными условиями анализа пробы. Ошибка анализа составляет 1-3% отн., что вполне соответствует требованиям при оперативном технологическом управлении.

Для многопоточных анализаторов продолжительность цикла анализа составляет около 15 мин. Это неприемлемо для автоматизированного управления процессами обогащения. Напротив, система анализ 1 поток – 1 анализатор представляется излишне затратной, в то время как точность анализа не увеличивается. Дискретность анализа 1-3 мин не востребована. Поэтому как

отечественные, так и зарубежные производители идут схожим путем, выбирая количество анализируемых потоков в интервале от 3 до 6.

Сравнительный анализ показывает, что современные конвейерные анализаторы не обеспечивают необходимую точностью измерений для решения задач балансовых расчетов, управления сортностью руды, предконцентрацией, управления процессами обогащения.

Достижение необходимой точности контроля невозможно без использования автоматизированных систем отбора, подготовки и анализа проб. Пульповые анализаторы погружного типа и с отбором малого количества потоков (от 1 до 6) обладают необходимыми точностью и скоростью анализа, достаточными для решения задач балансовых расчетов и управления процессами обогащения.

Российские производители рентгенофлуоресцентных анализаторов вещественного состава обладают необходимыми знаниями и опытом для разработки конвейерных и пульповых анализаторов, применимых для оперативного управления качеством руды, ее предварительной концентрации и автоматизированного управления технологическими процессами.

В горно-перерабатывающей промышленности нашли применение оптические (фотометрические) методы стационарного и поточного анализа.

Разделительные операции при обогащении минерального сырья с использованием данного метода основываются на определении содержаний минералов по их оптическим характеристикам, таким как цвет, отражательная способность, прозрачность.

В оптических сепараторах различных фирм для обработки получаемых изображений минеральных объектов используются различные системы цветовых координат и разнообразные алгоритмы обработки.

Во всех без исключения оптических сепараторах реализуются принципы анализа цветных изображений.

Развитие визиометрических методов требует создания как высокочувствительной оптико-электронной системы, так и комплексных баз данных, на основе которых станет возможным быстрая обработка снимков минеральных и рудных образцов и определение минерального состава руды и ее сортности.

Необходимым условием разработки систем автоматизированного управления процессами дробления и грохочения является оперативный анализ гранулометрического состава руды или угля. Перспективным методом измерения характеристик гранулометрического состава руды в процессах дробления и грохочения является визиометрический анализ, являющийся приложением

метода технического зрения.

За рубежом наибольшее распространение получил анализатор VisioRock, который обеспечивает как контроль гранулометрического состава, так и типа руды. Идентификация типа руды основана на одновременном наблюдении характеристик по размерам кусков, цвету, текстуре.

Применяется программное обеспечение, построенное на алгоритмах экспертной логики.

На ГОКе Эрдэнэт разработана методика получения непрерывных гранулометрических характеристик руды использующая усовершенствованный алгоритм математической обработки изображений. Определены связи основных выходных параметров процесса – выхода готового класса крупности и эффективности грохочения от основных входных параметров: производительности дробилки, ширины разгрузочной щели. Установлена целесообразность использования в качестве дополнительного параметра затрат энергии на дробление. Разработаны система и алгоритм автоматизированного управления процессом дробления, включающий расчет изменений производительности и ширины разгрузочной щели дробилки по выходу продуктивного класса, циркулирующей нагрузке, расходу энергии и эффективности грохочения.

В результате промышленных испытаний показано, что разработанная система автоматизированного управления позволяет увеличить производительность на 5,7% и снизить расход энергии на операцию рудоподготовки на 2,8%.

Для ГОКа «Эрдэнэт» так же разработан новый способ опережающей диагностики руды на базе оптического анализатора минерального состава. Установка визиометрического анализа качества руды, обеспечивает получение цифрового видеоизображения руды с помощью современных телеметрических и программно-технических средств. Система позволяет получить информацию в реальном времени о типе руды.

Испытан способ диагностики руды на базе планшетного анализатора минерального состава, устанавливаемого в схему отбора и анализа проб руды отдела технического контроля.

Методика измерений включает подготовку пробы руды, формирование зоны измерений в виде плоского участка пробы, фиксацию изображений плоского участка пробы в видимой области спектра, освещение и фиксация изображения пробы осуществляется снизу вверх, в режиме двухмерного сканирования.

Конвейерная и планшетная установки визиометрического анализа качества руды позволяют получить данные о минералогическом и гранулометрическом

составе руды, поступающей в операцию измельчения, и характере вкрапленности минералов.

Применение анализаторов сортности руды в системах автоматического регулирования процесса измельчения и флотации увеличивает эффективность управления. Поддержание оптимальной степени измельчения и расхода реагентов при флотации руд текущей добычи обеспечивает увеличение извлечения меди и молибдена в концентраты на 0,3% и 1,1%, соответственно, а также расходов реагентов на 2-3%. Перспективным направлением дальнейшего развития систем оптического анализа минерального состава и сортности руды является применение методов и приборов, использующих ближний ИК-диапазон светового излучения.

Достоинством данного метода является возможность анализировать неокрашенные породные минералы, слагающие добываемую руду. К положительным моментам следует отнести возможность использования методик и детекторов, применяющихся для анализа цветных изображений за счет применения оптических приборов – регуляторов длины волны излучения.

Данное направление перспективно практически как для рудного, так и не рудного сырья, и легко инсталлируются в существующие системы оптического анализа крупности или минерального состава обогащаемого сырья на конвейере или планшетным способом.

Сочетание рассмотренных методов анализа позволяет повысить точность оценки минерального состава рудного и нерудного сырья, его крупности и сортности, что востребовано в современных системах автоматизированного управления процессами обогащения руд и углей.

ПОВЫШЕНИЕ КАЧЕСТВА УПРАВЛЕНИЯ РУДОПОТОКОМ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ЦИФРОВОГО ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ В ГГИС

Григорян К.Л., Стадник Д.А., Стадник Н.М.

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Северо-Кавказский горно-металлургический институт (государственный технологический университет)», г. Владикавказ, Республика Северная Осетия-Алания, Российская Федерация, *e-mail: grigoryan@mail.ru*

Данная статья направлена на решение задачи повышения качества управления рудопотоком, с помощью разработанной авторами обобщенной структуры синтеза эталонной цифровой модели горного предприятия, которая включает процессы разработки регламентов и стандартизации элементов цифрового трехмерного моделирования подземного месторождения.

Improving the quality of ore flow management using digital technological modeling in GIS

Grigoryan K., Stadnik D., Stadnik N.

This article is aimed at solving the problem of improving the quality of ore flow management using the generalized structure of the synthesis of the reference digital model of a mining enterprise developed by the authors, which includes the processes of developing regulations and standardizing the elements of digital three-dimensional modeling of an underground deposit.

В настоящее время горнодобывающие компании все более активно внедряют цифровизацию в свое производство. При этом стоит отметить, что роль стандартов при создании цифровых рудников и «шахт будущего» трудно переоценить.

Цифровизация и стандартизация являются тесно взаимосвязанными друг с другом процессами. Единственный правильный путь интеграции устройств, информационных систем и цифровых моделей, задействованных на горнодобывающих предприятиях, в первостепенной значимости опирается именно на технические стандарты и регламенты, которые в свою очередь укрепляют основу для интеллектуального цифрового производства в отрасли. Для того чтобы обеспечить совместимость горно-геологических, горно-технологических и технических параметров, интеллектуальных систем управления и анализа данных, а также взаимодействие различных отделов горнодобывающих предприятий с государственными службами, необходимо создание отраслевых стандартов цифрового производства.

На основе системного анализа современных методов управления качеством рудопотока был сделан вывод, что проектирование и эксплуатация современного горно-обогательного комплекса должно базироваться на использовании цифрового технологического моделирования в ГГИС.

Разработана обобщенная структура синтеза эталонной цифровой модели горного предприятия, которая включает процессы разработки регламентов и стандартизации элементов цифрового трехмерного моделирования освоения запасов подземных месторождений твердых полезных ископаемых. Одной из частных задач предлагаемой обобщенной структура синтеза единой цифровой модели горного предприятия является повышение качества управления рудопотоком. В результате была получена система показателей, которую можно формализовать в виде иерархической структуры XML-схем представления данных (каждое ведомство отвечает за свой уровень, обеспечивая необходимую степень детализации). Подобную систему показателей возможно утвердить к

использованию в качестве стандартов для цифрового моделирования горнодобывающих предприятий. Также был предложен примерный регламент атрибутивного наполнения трехмерных моделей, созданных в горно-геологических информационных системах, для стандартизации цифрового производства подземного рудника.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ В РОТОРНО-ВИБРАЦИОННОЙ МЕЛЬНИЦЕ

Максимов Р.Н.

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Северо-Кавказский горно-металлургический институт (государственный технологический университет)», г. Владикавказ, Республика Северная Осетия-Алания, Российская Федерация

В статье приведены результаты экспериментальных исследований, проведенных на специальной лабораторной установке с применением вибрационного воздействия для машин, предназначенных для измельчения твердых материалов. Показана возможность создания роторно-вибрационных машин для измельчения, более эффективных чем мельницы роторного типа.

Research of the process of grinding in a rotary-vibration mill

Maksimov R.N.

The article presents the results of experimental studies carried out on a special laboratory facility with the use of vibration exposure for machines designed for grinding solid materials. The possibility of creating rotary-vibrating machines for grinding, more efficient than rotor-type mills, is shown.

Основные направления исследования процессов измельчения твердых материалов (руд цветных металлов и флюсов) в условиях вибрации в соответствии с принятой исходной схемой роторно-вибрационной установки, определяются необходимостью установить эффективные пути развития вибрационной техники для разрушения твердых материалов горно-металлургического производства.

Объем и содержание экспериментальной части настоящей работы были запланированы и осуществлены в соответствии со следующими основными целями и задачами:

- экспериментальная оценка влияния на процесс измельчения основных факторов, определяющих технологическую характеристику

разрабатываемой мельницы;

- получение данных, необходимых для уточнения конструктивных расчетов мельницы;
- получение данных, необходимых для уточнения конструктивных решений по рабочим и вспомогательным узлам и элементам мельницы;
- получение данных для оценки эксплуатационных свойств разрабатываемой мельницы.

Для выполнения экспериментов была изготовлена лабораторная установка с одной камерой измельчения и диаметром ротора 300 мм.

Регулируемые параметры при испытаниях: частота колебаний чаши (регулируется скоростью вращения электродвигателя постоянного тока вибратора); амплитуда колебаний чаши; частота вращения ротора (регулируется скоростью вращения электродвигателя постоянного тока); угол наклона образующей внутреннего конуса чаши, к плоскости горизонта (регулируется заменой вибрирующих чаш с разными углами наклона образующей внутреннего конуса к плоскости горизонта).

В ходе проведенных исследований установлено, что при постоянной амплитуде равной 1 мм и частоте колебаний 25 Гц производительность уменьшается с увеличением крупности кусков в питании мельницы от 3 мм до 20 мм. С увеличением частоты колебаний до 50 Гц производительность увеличивается на мелком продукте (3-5 мм) почти в два раза, но также уменьшается с увеличением размера кусков в исходном питании. Опыты по исследованию изменения производительности по готовому продукту в зависимости от числа оборотов вала и угла наклона внутренней образующей конуса чаши позволяют сделать вывод о том, что с увеличением числа оборотов вала от 150 об/мин до 250 об/мин количество готового продукта увеличивается почти в три раза, но падает до 25-35 кг/ч при увеличении угла наклона образующей конуса с 10 до 40 градусов. Этот процесс показывает, что при увеличении угла наклона α увеличивается объем измельчительной камеры и крупность кусков материала в питании мельницы, а это требует дополнительного времени на измельчение.

Известно, что на производительность мельницы в известной мере влияет скорость выхода готового продукта из камеры измельчения и время пребывания материала в зоне измельчения. Установлено влияние средней скорости выхода готового продукта из зоны измельчения в зависимости от амплитуды и частоты колебаний чаши при неизменной скорости вращения вертикального вала равной 250 об/мин. Средняя скорость выхода готового продукта из зоны измельчения увеличивается с 0,25 до 1,25 м/с в зависимости от амплитуды колебаний от 25 до

50 Гц. Это объясняется увеличением интенсивности процесса измельчения и увеличением зазора в параллельной зоне. Мощность, потребляемая главным приводом мельницы, увеличивается в зависимости от числа оборотов вала ротора от 50 до 300 об/мин, при постоянной рабочей частоте колебаний чаши 50 Гц а также мощность дебалансного вибратора чаши от частоты колебаний от 20 до 60 Гц при амплитуде колебаний от 0,5 до 1 мм.

Эксперименты на специальной лабораторной установке с применением вибрационного воздействия для машин, предназначенных для измельчения твердых материалов показали возможность создания роторно-вибрационных машин для измельчения более эффективных, чем используемые в настоящее время в промышленности мельницы роторного типа.

АНАЛИЗ ВЛИЯНИЯ ГЕОМЕТРИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ОЧИСТНЫХ КАМЕР НА КАЧЕСТВО РУДОПОТОКА

Кожиев З.В., Стадник Д.А., Стадник Н.М.

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Северо-кавказский горно-металлургический институт (государственный технологический университет)», г. Владикавказ, Республика Северная Осетия-Алания, Российская Федерация, e-mail: zaur09091997@mail.ru

Произведен анализ влияния геометрических параметров очистных технологических единиц на качество рудопотока. Предложен метод автоматизированной раскройке рудного поля в горно-геологической информационной системе с подлежащей его апробацией на горнодобывающем предприятии.

Analysis of the influence of the geometric parameters of the treatment chambers on the quality of the ore flow

Kozhiev Z., Stadnik D., Stadnik N.

Analyzes the influence of the geometric parameters of the treatment process units on the quality of the ore flow. The authors also proposed a method for automated cutting of an ore field in a mining and geological information system with its subsequent testing at a mining enterprise

В настоящее время с увеличением сложности проектируемых горных предприятий, ужесточаются и требования, предъявляемые к качеству и срокам выполнения проектов. Современный проект разработки месторождения должен содержать не только комплект документации с технико-экономическими расчетами и обоснованиями, но и чертежи, схемы, 3D-модели месторождения,

варианты календарного планирования, подсчет запасов и другие данные, которые необходимы для осуществления добычных работ.

Горные предприятия часто сталкиваются с проблемой нехватки проектировщиков и инженерно-технических работников из-за необходимости параллельного ведения проектных работ (оперативного и стратегического) и необходимости перехода на повсеместную цифровизацию предприятий. Решить эту проблему можно с помощью автоматизации производственных процессов, применении искусственного интеллекта и роботизированной техники.

Раскройка рудного поля в горно-геологической информационной системе должна осуществляться в автоматизированном режиме с помощью макроса. Авторами произведен анализ исходных данных и сформулированы методические указания предприятия, используемые для раскройки рудного поля. Был проведен системный анализ влияния геометрических параметров очистных камер на качество рудопотока, на основании которого были сделаны о необходимости проектирования очистных камер с наименьшим захватом горной массы.

Авторами был разработан алгоритм автоматизированной раскройки рудного поля в ГГИС и подробно описана методика эксплуатации данного алгоритма. Работоспособность алгоритма была проверена на экспериментальных данных в условиях рудника «Маяк» ПАО ГМК «Норильский никель». Были определены недостатки и достоинства автоматизированного способа раскройки рудного поля на каркасы ТЕ, среди которых наиболее значимыми являются повышение качества, сокращение сроков проектирования и ликвидация тенденции к росту числа инженерно-технических работников, занятых проектированием, повышение производительности их труда.

ВЛИЯНИЕ ТЕМПЕРАТУРЫ НА КРЕПОСТЬ ГЛИНОЗЕМСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ

*Бурдонов А.Е., Барахтенко В.В., Новиков Ю.В.,
Зелинская Е.В., Гавриленко Л.В.*

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования "Иркутский национальный исследовательский технический университет" (ИРНИТУ), г. Иркутск, Российская Федерация, *e-mail: slimbul@inbox.ru*

Работа посвящена исследованию влияния температур на физико-механические свойства глиноземсодержащего продукта. В процессе исследования проводилось три серии опытов, при различных температурах. В результате представлено обоснование изменения физико-механических свойств сырья при изменении.

Influence of different temperatures on the strength of metallurgical waste

Burdonov A.E., Barakhtenko V.V., Novikov Yu.V., Zelinskaya E.V., Gavrilenko L.V.

The work is devoted to the study of the effect of temperatures on the physical and mechanical properties of an alumina-containing product. During the research, three series of experiments were carried out at different temperatures. As a result, the substantiation of the change in the physical and mechanical properties of raw materials is presented when changing.

В процессе электролизного производства алюминия на заводах через неплотности в элементах конструкции оборудования, механизмов и моторизованной техники происходит пыление и просыпи глинозема и фтористых солей. Основной причиной образования большого количества таких продуктов является использование технологии электролиза криолит-глиноземного расплава с установкой ванн с самообжигающимся анодом [1]. В результате чего, на заводах алюминиевой промышленности образуется большое количество глиноземсодержащих отходов, непригодных к вторичному использованию в процессе электролиза по причине существенного загрязнения глинозема оксидами железа, кремния и другими примесями (асфальт, бетон, песок, застывшим металлом и т.п.), что значительно понижает технико-экономические показатели процесса электролиза [2].

Необходимость переработки такого материала заключается в том, что в нем содержится значительное количество ценных компонентов (Na_3AlF_6 , Al_2O_3 , AlF_3), извлечение и повторное использование которых в получении алюминия может способствовать повышению рентабельности производства [3-4]. Необходимо отметить, что данное сырье не всегда возможно подвергать операциям обогащения в первичном виде, поскольку материал имеет широкое распределение по классам крупности. В связи с чем, для эффективной переработки, в технологическую цепочку необходимо введение операций дробления. Расчет и выбор дробильного и измельчительного оборудования является наиболее важным этапом при создании технологии переработки технологического и техногенного сырья. Минимальная ошибка при выполнении данного этапа может привести к значительному снижению технико-экономических показателей работы предприятия. Так же необходимо отметить, что большое количество предприятий алюминиевой промышленности работает на Северных территориях, где влияние на процесс разрушения, для последующей переработки, оказывают отрицательные температуры, которые, как правило, не учитываются при разработке технологии и подборе оборудования.

Целью исследования являлось изучение влияния температур на физико-

«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья»

механические характеристики глиноземсодержащего смета алюминиевого производства, для подготовки к последующим операциям переработки.

Объектом исследования являлся смет - отходы, находящиеся на отметке ± 0 м электролизного цеха предприятия по производству алюминия. Смет представляет собой разнородный материал широкого диапазона крупности, содержащий частицы глинозема, электролита, кремневые продукты и т.д.

Проба продукта, гранулометрический состав которого представлен на рисунке 1, была проанализирована на содержание компонентов. Анализы выполнялись на оптико-эмиссионном спектрометре «VARIAN» 730-ES.

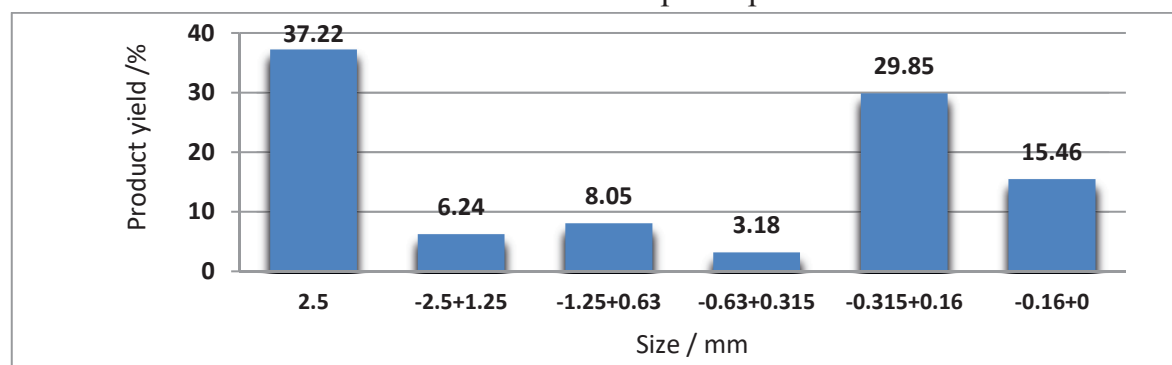


Рисунок 1. Гранулометрический состав

Наибольшее содержание в пробе имеют классы крупности $-0.315 + 0.16$ мм в объеме 29.85% и наиболее крупный класс $+2.5$ мм – 37.22%. Содержание материала класса $-70+40$ используемого для дальнейших исследований по определению индекса дробления составляло 20.26% от общей массы. В процессе дальнейших исследований часть металлического алюминия выделилась в виде недробимых кусков фракций $+20$ мм и $+5$ мм. Суммарный выход данного продукта составил около 2%.

Основными химическими элементами в пробе материала являются (%): Al-30,18; Ca- 2,59; Fe/Fe₂O₃-0,22/0,847; Mg- 0,177; K-0,254; Na-13,3; Si/SiO₂-0,69/1,48. Данные по полному химическому анализу представлены в работе [5].

Согласно результатам исследования фазового состава образцов установлено, что смет в основном состоит из криолита, хиолита, корунда, кварца, полевого шпата, углеродистого вещества и техногенной фазы состава $(\text{NaF}) \cdot 1,5\text{CaF}_2 \cdot \text{AlF}_3$. Отличаются пробы только по соотношению минералов.

Оптическими и макроскопическими исследованиями установлено, что со светлыми частицами ассоциированы выделения металлического алюминия, который встречается также и в виде свободных индивидов. При детальном изучении строения частиц выявлено, что они являются агрегатами различных типов (рисунок 2): массивных однородных по текстурно-структурным

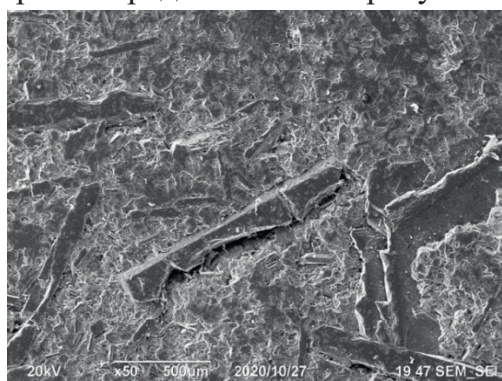
параметрам; комковидных пористых образований, представленных агрегатом более мелких частиц; техногенных конгломератов – смешанных агрегатов вышеперечисленных типов.

Оптическими исследованиями средней фракции смета установлено, что в составе сыпучего материала присутствуют морфологические типы частиц, которые коррелируют с фазовым составом агрегатов.

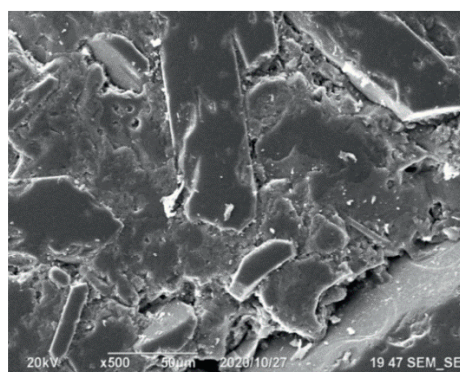


Рисунок 2. Комковидные агрегаты минеральных фаз различного состава в крупной фракции смета глинозема

Агрегаты белого и светло-серого цвета представлены, соединениями фтора, натрия, алюминия и кальция между собой и в комбинации с гидроксильной группой, в которых в виде включений присутствует кремнезем, а также микро- и макро-вкрапления металлического алюминия. Темные же частицы представлены соединениями железа и кремния. Дополнительно, на образцах материала для определения наличия примесей проведены исследования с использованием двухлучевого сканирующего микроскопа (многолучевая система) ЛВ-4500, оснащенного электронной пушкой LaB6 и ионной пушкой. Снимки поверхности материала представлены на рисунке 3а-3б.



а



б

*Рисунок 3. Фотографии поверхности материала:
а - увлечение 50, б - увлечение 500;*

Результаты снимков поверхности материала показали неоднородность структуры, с большим количеством вкраплений неправильной формы и различного размера. Для установления наличия алюминийсодержащих структур

и загрязняющих веществ на поверхности материала (рисунки 4-5), были изучены некоторые спектры (таблица), имеющие визуальные макроскопические различия. На основании проведенных микроскопических исследований на поверхности материала установлено наличие железа и кремнийсодержащих минералов, вероятнее всего содержащихся в техногенной фазе. Для определения качественных показателей проведено картирование поверхности материала (рисунок 5).

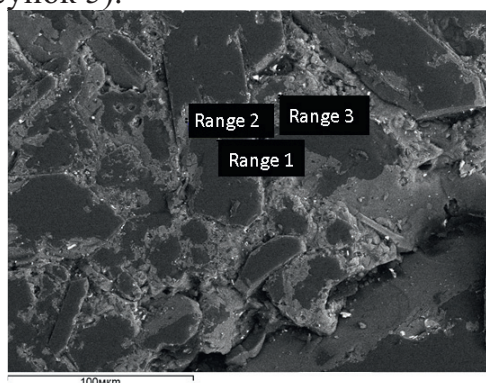


Рисунок 4. Фотографии поверхности материала с указанием точек снятия спектра

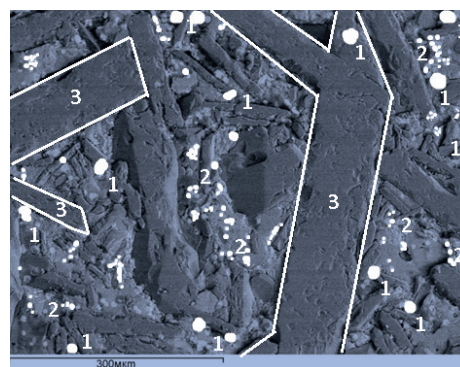


Рисунок 5. Результаты картирования поверхности материала. Al- 1, Si-2, Fe-3

Таблица. Результаты спектров в различных точка поверхности

Спектр	Спектр 1	Спектр 2	Спектр 3
C	19,89	31,63	58.61
O	47,78	30,61	
F			29.55
Na			7.01
Al	28,62	37,76	3.41
Ca			1.42
Fe	1,29		
Si	2,42		

В результате анализа полученных данных зафиксирована вкрапленность минералов Si и Fe. Кроме того, эмульсионная вкрапленность железа может присутствовать в металлическом алюминии, что потребует дополнительных технологических операций для выделения данных соединений. На основании полученных данных можно сделать вывод, что применение операции дезинтеграции и данных вкраплений из общей системы поможет получать сырье соответствующего качества для вторичного использования в производстве алюминия.

Выбор оборудования для дезинтеграции минерального и техногенного сырья является важным этапом при разработке технологии переработки материалов. Но необходимо отметить, что большое количество предприятий

алюминиевой промышленности работает на Северных территориях, где влияние на процесс разрушения, для последующей переработки, оказывают отрицательные температуры.

Как правило, выбор измельчительного оборудования осуществляется на основании индексов Бонда. Авторами в работе [6] по разрушению глиноземсодержащего смета были изучены: рабочий индекс ударного дробления (CWi), рабочий индекс шарового измельчения (BWi) и рабочий индекс абразивности (Ai). В открытых источниках литературы также отмечается, что важным критерием является крепость материала, так как она влияет на гранулометрический состав продукта дробления. В работе проводили [6] исследования по классической методике, в которой не учитываются температурные характеристики материала. Зачастую данный факт не включают в расчет, что достаточно часто ведет к сверхбыстрому износу, как разрушающей поверхности оборудования, так и кинематических узлов. В связи с чем нами были инициированы исследования по влиянию температур на крепость глиноземсодержащего смета.

Целью эксперимента было определение крепости материала при различных температурах и последующее обоснование процесса, с учетом структурных особенностей материала. В процессе исследования проводилось три серии опытов: при комнатной температуре 23°C, с нагревом материала в сушильной камере до 200°C, а также при криогенном воздействии – 195.75°C с использованием жидкого азота. В каждом опыте исследовали 20 проб материала с размерами куска 20-40 мм по 40-60 г каждый.

Для определения крепости материала использовался прибор определения крепости, состоящий из стакана, вставленного в него трубчатого копра, внутри которого свободно помещается гиря массой 2.4±0.01 кг с ручкой, привязанной к гире шнуром. Трубчатый копер имеет в верхней части отверстия, в которые вставляются штифты, ограничивающие подъем гири. Каждую навеску отдельно дробят в стакане гирей, падающей с высоты 60 см. После дробления каждой пяти навесок их просеивают на сите с сеткой N 05, подрешетный продукт сита ссыпают в объемомер, измеряют плунжером высоту столбика мелочи.

Коэффициент крепости горной породы δ вычисляют по формуле

$$\delta = \frac{20 \cdot n}{h}$$

где 20 - эмпирический числовой коэффициент, обеспечивающий получение общепринятых значений коэффициента крепости и учитывающий затраченную на дробление работу; n - число сбрасываний гири при испытании одной навески; h - высота столбика мелкой фракции в объемомере после испытания пяти

навесок, мм.

За окончательный результат испытания принимают среднее арифметическое результатов четырех определений.

В результате исследования было проанализировано более 400 проб материала и получены следующие значения крепости образцов, испытанных при различных температурах, (рисунке 6).

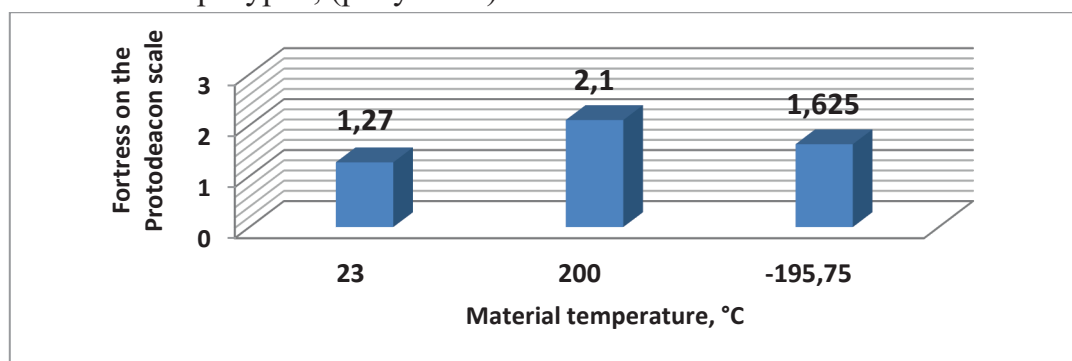


Рисунок 6. Значения показателя крепости глиноземсодержащего сырья

Испытанное при температурах +23, +200 и –195,75 °С глиноземсодержащее сырье по шкале крепости Протодьяконова относится, соответственно, к категориям VII (мягкие), VIIa (довольно мягкие) и VI (довольно мягкие).

Крепость является условным понятием, определяющим совокупные физико-механические свойства горных пород (минералов), она возрастает с увеличением сил связей между частицами и отдельностями (блоками) горных пород, а также содержания прочных минералов в породе и падает, в основном, при увлажнении. В связи с чем, дополнительно была изучена влажность материала (W) среднее значение которой составила 2.314%

Увеличение показателя крепости исследуемого глиноземсодержащего сырья при изменении температуры в отрицательную и положительную стороны может объясняться разнородным фазовым составом глиноземсодержащего сырья, влажностью и другими присутствующими факторами. С повышением температуры рост показателя крепости, вероятнее всего связан с удалением влаги и, вследствие чего, с упрочнением структурных связей между частицами материала. Этот эффект встречается, например, при сопоставлении кривых дифференциально-термического анализа и измерения показателей прочности на сжатие при изготовлении керамики, одним из основных компонентов которой также является глинозем.

Влияние отрицательных температур на повышение крепости глиноземсодержащего сырья определяется увеличением прочностных характеристик, возникающих за счет фазового перехода капиллярной и адсорбционной воды, лед оказывает цементирующее действие. Кроме того, при

понижении температуры прочность на сжатие влияет не только зависимость от льдистости и присутствия незамерзшей воды, но и изменение прочности льда, интенсивность повышения которой изменяется по сложному закону. Также прочность на сжатие зависит от скорости приложения нагрузки, мгновенной или длительной, поскольку лёд при мгновенных нагрузках, рассматриваемых в данном исследовании, характеризуется высокой прочностной характеристикой.

Вместе с этим, повышение показателя крепости также может быть связано с увеличением упругих свойств исследуемого материала, модуль упругости в некоторых случаях повышается при резко отрицательных и положительных температурах. В связи с чем можно утверждать, что для корректного выбора дробильного оборудования при переработке глиноземсодержащего смета необходимо проведение дополнительных испытаний.

На основании проведенных исследований, установлено существенное влияние температуры на изменение крепости глиноземсодержащего смета, что является важным фактором оптимизации процессов дробления в схемах подготовки техногенного сырья для вторичной переработки. Особенно важно учитывать этот фактор при выборе дробильно-измельчительного оборудования при работе предприятий в условиях низких температур воздуха на северных территориях. В случае оптимизации дробильного оборудования, возможность снизить энергозатраты на производительные работы по разрушению материала с повышенными прочностными характеристиками, сократить простои из-за аварии и поломки оборудования, и в целом повысить эффективности его работы.

Список использованных источников

1. Dou, Y.-H., Liu, Y., Liu, Y.-B., Xia, Q.-B., 2013. Effect of Si content on friction-wear properties of high-silicon aluminum alloys fabricated by mechanical alloying and hot pressing. *Fenmo Yejin Cailiao Kexue yu Gongcheng/Materials Science and Engineering of Powder Metallurgy* 18, 669–674.
2. Mehdi, H., 2015. Effect of Silicon content on the Mechanical Properties of Aluminum Alloy. *International Research Journal of Engineering and Technology* 2, 1326–1330.
3. Mann, V., Buzunov, V., Pingin, V., Zherdev, A., Grigoriev, V., 2019. Environmental aspects of uc rusal’s aluminum smelters sustainable development. *Minerals, Metals and Materials Series* 553–563.
4. Shabanov, Y., Baisanov, S., Grigorovich, K., Baisanova, A., Toleukadyr, R., Saulebek, Z., 2020. Recovery of low-carbon ferrochrome with multi-component aluminum-silicon-chrome (Al-si-cr) alloy. *Metalurgija* 59, 514–516.
5. Burdonov, A.E., Zelinskaya, E.V., Gavrilenko, L.V., Gavrilenko, A.A., 2018b. Investigation of substantial composition of alumina-bearing material of aluminium electrolyzers for usage in primary aluminium technology. *Tsvetnye Metally* 32–38.
6. Burdonov, A.E., Barakhtenko, V.V., Prokhorov, K.V., Gavrilenko, A.A., 2018a. Results of studies of disintegration working indices for alumina-containing wastes. *Obogashchenie Rud* 11–16.

**ИЗУЧЕНИЕ ЗАКОНОМЕРНОСТЕЙ ПРОЦЕССА ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ
ЛОПАРИТОВОЙ РУДЫ ТЕКУЩЕЙ И ПЕРСПЕКТИВНОЙ ДОБЫЧИ**

Алексеева С.А., Хохуля М.С., Черезов А.А., Фомин А.В.

Горный институт - обособленное подразделение Федерального государственного бюджетного учреждения науки Федерального исследовательского центра «Кольский научный центр Российской академии наук», г. Апатиты, Российская Федерация,
e-mail: s.alekseeva@ksc.ru

Проведено сравнение измельчаемости бедных лопаритовых руд и руд текущей добычи, установлены закономерности формирования продуктивного класса. Показано, что управление рудоподготовкой позволяет получить при гравитационном разделении бедных лопаритовых руд показатели, близкие к показателям по рядовым.

Study of grinding regularities of loparite ore of current and prospective mining

Alekseeva S.A., Khokhulya M.S., Cherezov A.A., Fomin A.V.

This paper presents comparative results of grindability of poor loparite ore and ore of current mining. The regularities of formation of productive size fraction were established. It was shown that control of ore grinding allows obtaining close indicators during gravity separation of poor loparite ore and current mining ore.

В последнее время наблюдается тенденция к усложнению технологических процессов и повышению затрат на обогащение полезных ископаемых, обусловленная снижением количества полезного компонента в рудной массе, поступающей на обогатительные фабрики, что связано с исчерпанием запасов богатых и легкодоступных руд, усложнением горно-геологических условий отработки залежей, применением высокопроизводительного добычного оборудования. Особенно актуальна эта проблема для руд редких металлов, отличающихся сложным вещественным составом, низким содержанием полезных компонентов, неравномерной вкрапленностью и хрупкостью полезных минералов.

Методы обогащения редкометалльных руд имеют свои специфические особенности в связи с низким и комплексным содержанием редких металлов в руде, а также высокими требованиями к качеству концентратов и необходимостью достижения максимального извлечения всех ценных компонентов.

По этим причинам разработанные технологии их переработки являются очень разветвленными, трудоемкими и затратными.

Единственным промышленным источником товарной редкометалльной продукции в стране является лопаритовый концентрат, производимый из руд

Ловозерского месторождения в Мурманской области.

Обогащение руды на фабрике осуществляется по трехстадиальной гравитационной схеме с последовательным выделением черного концентрата на каждой стадии и последующей его сушкой, и доводкой электрической и магнитной сепарацией.

Добыча лопаритовых руд ведется только на двух из 12 разведанных участков — Карнасурт и Кедыквырпахк, что составляет около 5 % от общих запасов месторождения. Объектом исследований являлась руда одного из перспективных к разработке участков месторождения Карнасурт, представленная уртитамы с содержанием лопарита порядка 1.6%, что позволяет отнести ее к бедным рудам, поскольку в рудах текущей добычи содержание полезного компонента составляет 2,3-2.4%.

Подготовка руд к гравитационному обогащению, как правило, связывается с необходимостью достижения раскрытия ценных минералов при условии их минимального переизмельчения.

Оценка закономерностей измельчения, анализ раскрытия полезного компонента, выявление склонности к ошламованию бедной лопаритовой руды проводилась на основе изучения ее кинетики измельчения в стержневой мельнице.

Эффективность измельчения оценивалась по извлечению лопарита в продуктивный класс $-0.63+0.07$ мм и шламы (-0.07 мм), раскрытию полезного минерала, удельным показателям измельчения и интенсивности сокращения крупности руды.

Результаты измельчаемости, полученные для исследуемой бедной руды сравнивались с результатами, полученными при измельчении руды текущей добычи с точки зрения критерия оптимальности, т.е. исходя из обеспечения максимального выхода эффективно обогащаемого класса крупности $-0,63+0.07$ мм при минимальном переизмельчении руды (таблица).

Показано, что в бедных рудах, по сравнению с рудами текущей добычи содержание лопарита ниже на 30%; для получения продукта оптимальной крупности требуется в 1.5 раза больше времени измельчения; количество шламов увеличивается на 28%; удельная производительность мельницы по вновь образованному классу снижается на 29 %; удельные энергозатраты возрастают на 50%.

Щадящий, избирательный режим стержневого помола по крупности наглядно демонстрируется характером изменения скоростей измельчения от времени, которые приведены на рисунке 1 и рассчитаны по уточненной формуле Разумова-Биленко. Чем крупнее остаток, тем быстрее наступает максимум

**«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки
природного и техногенного минерального сырья»**

скорости измельчения и после достижения максимума скорость измельчения остатка продолжает изменяться уже практически по линейной зависимости.

Таблица. Сравнительные значения показателей измельчения до оптимальной крупности -0.63 мм лопаритовой руды перспективной и текущей добычи

Показатели	Руда перспективной добычи	Руда текущей добычи
Содержание лопарита, %	1,6	2,4
Время достижения оптимальной крупности, мин	6	4
Удельная производительность по вновь образованному продуктивному классу -0.63+0.07 мм, кг/л·ч	0,57	0,80
Удельный расход электроэнергии на единицу вновь образованного класса -0.63+0.07 мм, (кВт·ч)/т	10,8	7,2
Количество шламов (-0.07 мм), %	27,5	21,5
Количество лопарита в продуктивном классе -0.63+0.07 мм, %	73,4	77,5
Количество лопарита в классе -0.07 мм, %	23,2	21,6
Раскрытие лопарита, % своб.	89,0	93,0

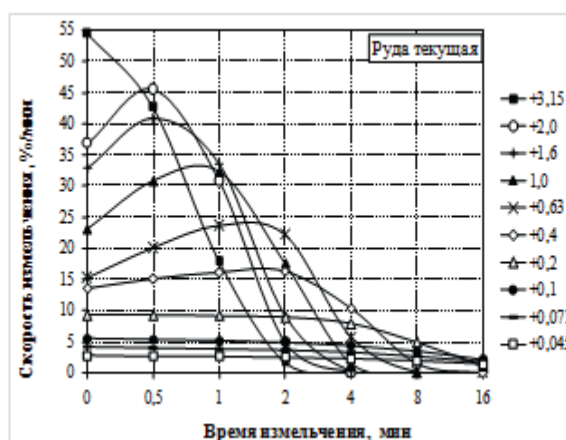
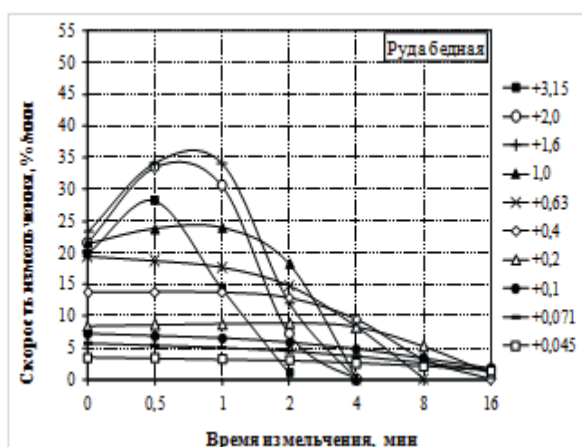


Рисунок 1. Изменение скоростей измельчения расчетных классов от времени при измельчении в стержневой мельнице бедной лопаритовой руды и руды текущей добычи

По абсолютной величине скорость измельчения крупных классов бедной руды на 30-40% ниже, чем скорость аналогичных классов руды текущей добычи, что объясняет увеличение времени измельчения для бедных руд.

Обращают на себя внимание остатки руды на ситах менее 0.2 мм. На протяжении принятого периода времени (16 мин) скорость измельчения этих остатков практически не изменяется, что свидетельствует об отсутствии чрезмерного ошламования полезного компонента. Это подтверждается значениями количества лопарита, находящегося в классе крупности -0.07 мм: для

бедных руд оно составляет 23.3%, для руд текущей добычи – 21.6%.

Несмотря на выявленные различия в измельчаемости руд, прирост полезного компонента в шламовую фракцию увеличился только на 1.6%.

Ранее изученный механизм раскрытия лопарита показал, что это обеспечивается, в том числе, благодаря наличию в руде других минералов, отличающихся физико-механическими свойствами и характером вкрапленности. Такими минералами являются, прежде всего, нефелин и полевые шпаты, их высокое содержание и повышенный размер зерен предохраняют лопарит от переизмельчения.

Для обоих типов руд достигается одинаково высокая степень раскрытия лопарита 89-93%, что создает предпосылки достаточно эффективного ведения процесса их гравитационного обогащения.

Изучение гравитационной обогатимости с использованием винтовой сепарации показало, что показатели разделения на винтовом сепараторе руды текущей и перспективной добычи практически не отличаются при подаче материала оптимальной крупности.

В каждом из случаев получен черновой концентрат с содержанием лопарита 10.6-10.8% и извлечением около 75% (рисунок 2).

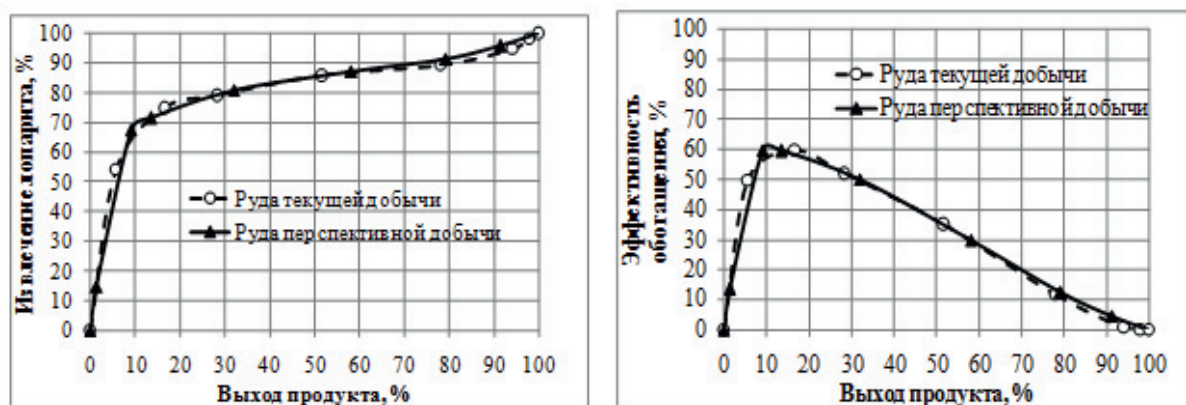


Рисунок 2. Винтовая сепарация лопаритовой руды перспективной и текущей добычи

Максимальная эффективность обогащения, рассчитанная по известной формуле Ханкока-Луйкена, в обоих случаях составила около 60%.

Полученные результаты свидетельствуют о том, что бедная лопаритовая руда может перерабатываться по существующей технологии без существенного снижения ее показателей обогащения при условии корректировки режима рудоподготовки, направленной на формирование эффективно обогащаемого класса $-0.63+0.07$ мм.

**ВЛИЯНИЕ НА СВОЙСТВА УГОЛЬНОГО ПЛАСТА МИКРОСТРУКТУРЫ
ПЕТРОГРАФИЧЕСКИХ СОСТАВЛЯЮЩИХ**

Пашичев Б.Н., Ульянова Е.В., Малинникова О.Н.

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр имени академика Н.В. Мельникова Российской академии наук, Москва, Российская Федерация, *e-mail: borisnik-pa@yandex.ru*

Проведенные исследования показали, что из петрографических составляющих углей, витриниты отражают способность угля к накоплению и удержанию метана. Поэтому для определения связи свойств угля со структурными неоднородностями достаточно исследовать только блестящую, витринитовую составляющую угля.

**Influence on the coal bed properties of the microstructure of petrographic
components**

Pashichev B.N., Ulyanova E.V., Malinnikova O.N.

Studies have shown that among the petrographic constituents of coals, vitrinites reflect the ability of coal to accumulate and retain methane. Therefore, to determine the relationship between the properties of coal and structural inhomogeneities, it is sufficient to study only the shiny, vitrinite component of coal.

Проблема безопасной разработки угольных пластов до настоящего времени остается актуальной [1–3]. Так как в процессе добычи угля призабойная зона пласта дегазируется, появляется проблема загазирования горных выработок, что существенно влияет на режимы работы вентиляции. Выделения метана из призабойной зоны обусловлено природной газоносностью угольного пласта, интенсивностью его разработки и способностью угля к удержанию и отдаче метана. В свою очередь, способность угля к отдаче метана зависит от неоднородности структуры угля на микроуровне и, связанными с ней, сорбционными центрами.

Так как неоднородность структуры углей отражена в рельефе поверхности угольных образцов, было проведено исследование микроструктуры углей по цифровым снимкам поверхности, сделанных сканирующим электронным микроскопом Jeol JSM-6610LV с 1000 кратным увеличением. Для оценки неоднородности микроструктуры в работе использовался метод диаграмм «сложность–энтропия» адаптированный нами для исследования ископаемых углей [4]. Расчёт значений статистических энтропии (H) и сложности (C), проведенный этим методом по цифровым снимкам поверхности исследуемых

объектов позволил установить связь неоднородности микроструктуры углей с газосодержанием призабойной зоны угольных пластов.

По разработанной в ИПКОН РАН методике было проведено исследование газоносности призабойной зоны угольных пластов шахт им. А.Д. Рубана и им. С.М. Кирова АО «СУЭК-Кузбасс». Результаты определения количества остаточного газа в призабойных зонах угольных пластов представлены в таблице.

Из-за сильной петрографической неоднородности состава углей, для съёмки поверхности угольных образцов при исследовании структурных особенностей углей выбирались образцы с матовой (представленной инертинитом) и блестящей (представленной витринитом) поверхностью, не менее 3 – 4 образцов из пробы. На каждом образце делалось не менее 10 снимков в разных точках, что позволило получить 30–40 снимков для каждой пробы. Оценка неоднородности микроструктуры по цифровым изображениям поверхности углей с использованием метода построения диаграмм «энтропия-сложность» была сделана для всех исследуемых образцов. Получено, что угли шахты им. А.Д. Рубана, имеющие небольшую газоносность призабойной зоны пласта ($1,3 \div 3,7$ м³/т), обладают более упорядоченной микроструктурой с наибольшим значением энтропии около 0,72 отн. ед., а их среднее арифметическое значение и медиана совпадают и равны 0,62 отн. ед. Угли шахты им. С.М. Кирова с газоносностью около 11 – 12 м³/т, показывают значительно более хаотичную структуру, с максимальными значениями энтропии 0,88 отн. ед.

Таблица. Значения газонасыщенности призабойной зоны угольных пластов на шахтах СУЭК-Кузбасс

№ образца	Место отбора, шахта	Q, м ³ /тонну
213	Им. С.М. Кирова, пласт Поленовский	11,26
214	Им. А.Д. Рубана, пласт Польшаевский	1,30
220	Им. С.М. Кирова, пласт Поленовский	12,45
221	Им. А.Д. Рубана, пласт Польшаевский 2	3,78
233	Им. С.М. Кирова, пласт Поленовский	9,37
234	Им. А.Д. Рубана, пласт Польшаевский	2,29
236	Им. С.М. Кирова, пласт Поленовский	7,62
237	Им. С.М. Кирова, пласт Поленовский	7,62
238	Им. А.Д. Рубана, пласт Польшаевский 2	2,09

Сравнение микроструктуры двух основных петрографических составляющих угольного вещества инертинита и витринита показало, что микроструктура инертинита практически не отличается для углей с высокой и низкой газоносностью, несмотря на то, что содержание газа в этих углях меняется в интервале от 2 до 12 м³/т, разброс значений энтропия-сложность имеет примерно одинаковые значения от 0,5 до 0,64 отн. ед. для всех углей (рисунок 1).

**«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки
природного и техногенного минерального сырья»**

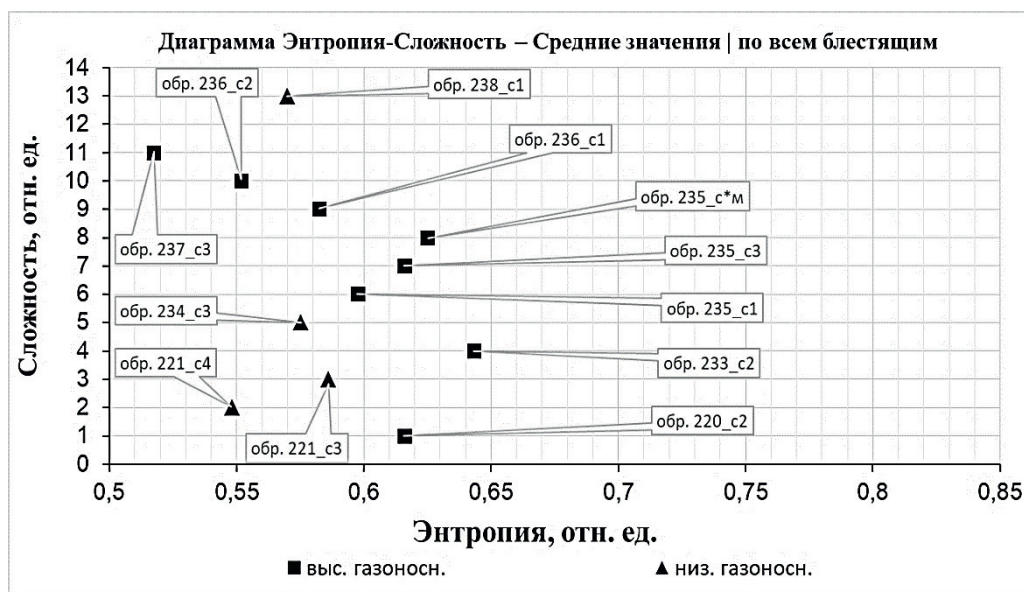


Рисунок 1. Диаграмма значений энтропия-сложность цифровых изображений образцов углей с блестящей поверхностью

Сравнение разброса значений «энтропия-сложность», проведенное для образцов углей с блестящей поверхностью (витринитовая составляющая) с высокой газоносностью, существенно отличается от аналогичных значений для углей с низкой газоносностью (рисунок 2).

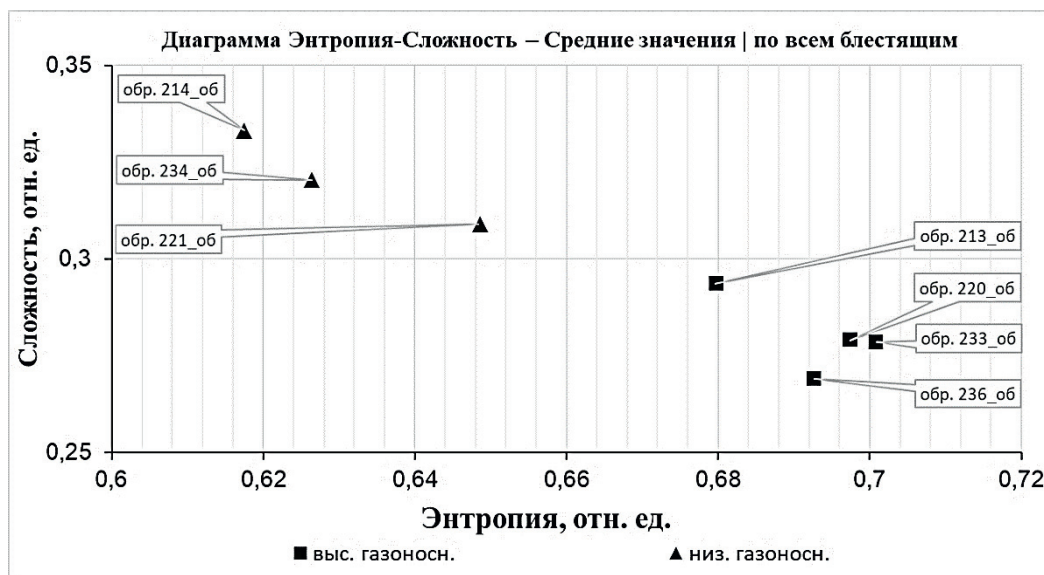


Рисунок 2. Диаграмма значений энтропия-сложность цифровых изображений образцов углей с блестящей поверхностью

Выводы. Использование разработанной в ИПКОН РАН методики определения газоносности разрабатываемых угольных пластов и метод оценки

статистической неоднородности структуры угля по диаграммам «энтропия – сложность», рассчитанным по цифровым снимкам их поверхности при тысячекратном увеличении, позволили установить, что угли пластов с меньшими значениями газоносности призабойной зоны обладают более упорядоченной структурой на микроуровне, тогда как микроструктура углей с более высокой газоносностью является значительно менее упорядоченной, более хаотичной.

Проведенные исследования позволили уточнить методику исследования микроструктуры угольного вещества, показав, что из петрографических составляющих углей витриниты в большей степени отражают изменения микроструктуры, связанные со способностью угля к накоплению и удержанию метана, поэтому для определения корреляций свойств угля со структурными неоднородностями достаточно исследовать только блестящую, витринитовую составляющую угля.

Список использованных источников

1. Забурдяев В.С. Метанообильные шахты: газоносность, метановыделение, дегазация // Безопасность Труда в Промышленности. – 2012. – № 11. – С. 28 – 32.
2. Забурдяев В.С. Выделение метана из отбитого в очистном забое угля // Безопасность Труда в Промышленности. – 2019. – № 11. – С. 13 – 17.
3. Tang Z., Yang S., Zhai C., Xu Q. Coal pores and fracture development during CBM drainage: Their promoting effects on the propensity for coal and gas outbursts, J. Natural Gas Science and Engineering, 2018, Vol. 51. – P. 9 – 17.
4. Ульянова Е.В., Малинникова О.Н., Пашичев Б.Н. и др. Микроструктура ископаемых углей до и после газодинамических явлений // ФТПРПИ. – 2019. – № 4. – С. 10 – 17.

ФЛОТАЦИЯ, ГРАВИТАЦИЯ, МАГНИТНАЯ И ЭЛЕКТРОМАГНИТНАЯ СЕПАРАЦИЯ



РАЗВИТИЕ МЕТОДИЧЕСКОГО ПОДХОДА К ОЦЕНКЕ ФЛОТИРУЕМОСТИ СУЛЬФИДНЫХ МИНЕРАЛОВ*

Афанасова А.В., Александрова Т.Н., Кузнецов В.В.

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Санкт-Петербургский горный университет», Санкт-Петербург, Российская Федерация, e-mail: *Afanasova_av@pers.spmi.ru*

Актуальной проблемой при разработке технологий обогащения труднообогатимых сульфидных руд является валидация их эффективности на стадии проектирования. В работе представлены результаты применения подхода к определению флотуемости сульфидных минералов для обоснования решений в области флотационного обогащения медно-никелевых руд.

Methodical approach development for sulphide floatability evaluation

Afanasova A.V., Aleksandrova T.N., Kuznetsov V.V.

The development of beneficiation technologies for refractory sulfide ores faces the necessity of efficiency validation at the design stage. Results of applying the sulfide minerals floatability determination approach to justify decisions in the field of copper-nickel ores flotation are presented in the paper.

Основным промышленным источником цветных металлов являются сульфидные руды. С позиции обогатимости для минерально-сырьевой базы сульфидного сырья характерна тенденция ухудшения вещественного и минералогического состава.

Растущий спрос на металлы обуславливает необходимость вовлечения в переработку труднообогатимых сульфидных руд. Наиболее распространенным методом переработки данного типа сырья является пенная флотация. Ее широкое применение предопределяется комплексностью сырья, а также сложностью минералогического и вещественного состава. В современной практике выделяют несколько ключевых подходов по повышению эффективности флотационного

* Работа выполнена при поддержке Российского научного фонда (проект № 19-17-00096).

передела труднообогатимых сульфидных руд. Одним из направлений является совершенствование существующих реагентных режимов, в том числе за счет синтеза новых флотационных реагентов. Другим направлением является разработка флотационных машин нового типа, а также создание технологий, повышающих степень автоматизации контроля и управления процессов флотационного обогащения. Внедрение технологических решений, базирующихся на описанных подходах, сопряжено с высокими экономическими рисками. В этом контексте существует необходимость оценки эффективности технологий флотации на стадии разработки и проектирования.

Оценка флотуемости минералов на стадии проведения тестовых опытов позволит более точно спрогнозировать результаты флотационного обогащения, а также создать модель с высокой степенью достоверности.

Базисом оценки является исследование кинетики флотационного обогащения. Сущность оценки состоит в разбиении всего флотуемого материала на несколько фракций с близкими флотационными свойствами. Для каждого класса флотуемости будет характерна своя константа скорости флотации. В то же время эти константы будут пропорциональны константе скорости флотации, полученной при описании полного извлечения компонента уравнением кинетики первого порядка. В литературе данный коэффициент пропорциональности называют показателем флотуемости. В рамках большинства кинетических моделей используют следующие значения показателей флотуемости: высокая – 0,01; средняя – 0,005 и низкая флотуемость – 0,001. Проверка релевантности предложенного метода была проведена при исследовании флотационного обогащения пробы медно-никелевых руд. Оценка была проведена для серии опытов при изменении двух факторов: крупности измельчения и соотношения бутилового ксантогената калия (БКК) к дибутилдитиофосфату натрия (ДБДТФН) в составе собирательной смеси.

Выбор крупности измельчения, как анализируемого фактора, обусловлен склонностью некоторых рудных минералов к переизмельчению, что приводит к снижению их флотационной способности. Выбор соотношения реагентов-собирателей в смеси, как анализируемого фактора, обусловлен необходимостью оценки степени влияния каждого реагента. Были проведены 4 серии опытов флотационного обогащения, значения изменяемых факторов приведены в таблице.

В ходе анализа по результатам исследования кинетики флотационного обогащения было установлено распределение извлечений ценных компонентов по классам флотуемости. Графическая интерпретация результатов оценки распределения ценных компонентов по классам флотуемости представлена на

**«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки
природного и техногенного минерального сырья»**

рисунке.

Таблица. Значения изменяемых факторов для опытов флотационного обогащения

№	$\gamma_{-71 \text{ мкм}}, \%$	Расход реагентов собирателей, г/т	
		БКК	ДБДТФН
Серия 1	52	200	50
Серия 2	52	40	160
Серия 3	90	200	50
Серия 4	90	40	160

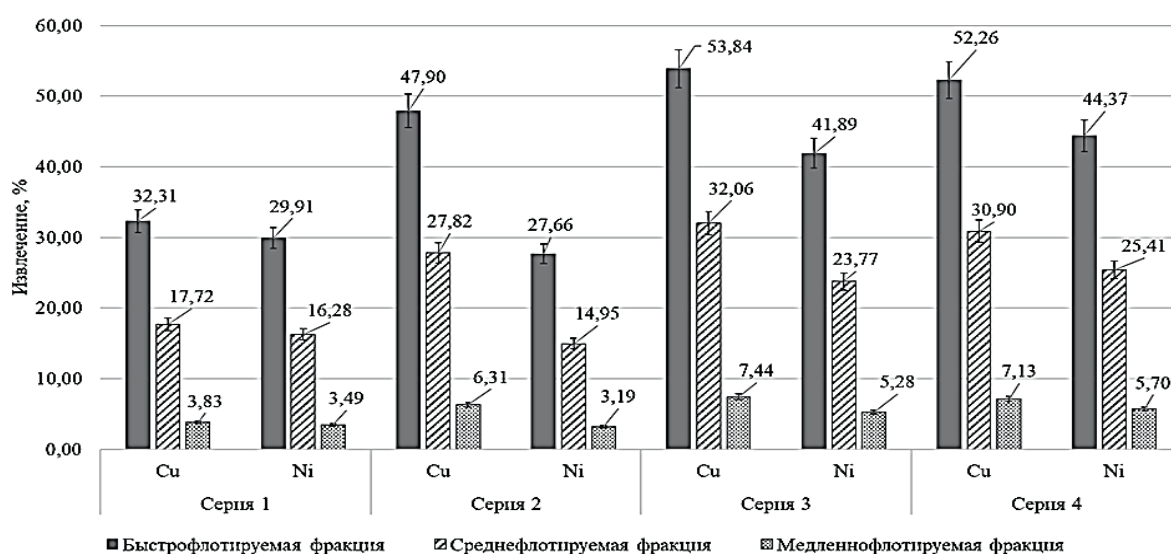


Рисунок. Результаты оценки флотиремости

Установлено что, наибольшее извлечение ценных компонентов в быстрофлотиремую фракцию было достигнуто при содержании в питании флотации класса крупности -71 мкм равном 90% и следующих расходах реагентов-собирателей: бутиловый ксантогенат калия – 200 г/т и дибутилдитиофосфат натрия – 50 г/т.

Различие между извлечениями в быстрофлотиремую фракцию в серии опытов 2-3 для меди составило 5,94%, а для никеля 14,23%. Относительно небольшое различие извлечений меди свидетельствует о возможности отделения быстрофлотиремой фракции при более грубом помоле и преобладании в собирательной смеси дибутилдитиофосфата натрия. Это позволит сократить потери меди с отвальными хвостами в операциях доизмельчения.

Таким образом, применение методов оценки флотиремости сульфидных минералов применимо для подтверждения эффективности предлагаемых решений по флотационному обогащению.

**ФОРМИРОВАНИЕ АДСОРБЦИОННОГО СЛОЯ
ЦИАНЭТИЛИРОВАННОГО ДИТИОКАРБАМАТА НА
ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕМ ХАЛЬКОПИРИТЕ В УСЛОВИЯХ ФЛОТАЦИИ
КОМПЛЕКСНЫХ РУД**

Матвеева Т.Н., Громова Н.К., Ланцова Л.Б.

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки «Институт проблем комплексного освоения недр имени академика Н.В. Мельникова Российской академии наук, Москва, Российская Федерация, e-mail: tmatveyeva@mail.ru

Установлена способность S-цианэтил N,N-диэтилдитиокарбамата формировать адсорбционный слой на поверхности халькопирита с низкоразмерным золотом в условиях флотации, что позволяет предлагать его в качестве селективного собирателя при флотационном получении Au – Cu концентратов.

Formation of an adsorption layer of cyanoethylated dithiocarbamate on gold-bearing chalcopyrite under flotation conditions of complex ores

Matveeva T.N., Gromova N.K., Lantsova L.B.

The ability of S-cyanoethyl N, N-diethyl dithiocarbamate to form an adsorption layer on the surface of chalcopyrite with low-dimensional gold under flotation conditions has been established, which makes it possible to propose it as a selective collector in the flotation production of Au - Cu concentrates.

Создание эффективных реагентов для флотации тонковкрапленного золота из упорных золотомедных руд — актуальная научная и практическая задача. Ее решение направлено на повышение извлечения ценных металлов, сокращение их потерь с отвальными продуктами обогащения и получение богатых по меди и золоту концентратов.

Исследование и разработка новых флотационных реагентов базируются на фундаментальных знаниях с использованием современных физических и физико-химических методов анализа с высокой разрешающей способностью, новых методических подходов к изучению состава, структуры и свойств минеральных объектов на микро- и наноуровне, фазовых и химических преобразований минералов при формировании адсорбционного слоя на минеральных частицах.

Проведенные в ИПКОН РАН исследования по разработке новых видов реагентов для извлечения золота из упорных руд показали, что реагенты класса дитиокарбаматов — ДМДТК, ДЭДТК модифицированный, ОПДТК, ДБДТК более селективны по сравнению с традиционно применяемым бутиловым ксантогенатом за счет образования устойчивых комплексных соединений с Au. Ранее реагент ДЭЦЭ (ЦЭДЭТК по номенклатуре ОПАК) был исследован для

повышения извлечения меди из Cu–Mo руд [1,2], свинца и серебра из Pb–Zn руд [2].

Предыдущими исследованиями [3] было установлено, что в условиях мономинеральной флотации при низких расходах реагентов ЦЭДЭТК повышает флотуемость халькопирита по сравнению с бутиловым ксантогенатом в 1,5-2 раза и при этом значительно возрастает разница во флотуемости халькопирита и арсенопирита, что оказывает положительный эффект при флотационном получении Au–Cu концентратов с пониженным содержанием As. Кроме того, методом УФ-спектрофотометрии авторами впервые определена способность S-цианэтил N,N-диэтилдитиокарбамата (ЦЭДЭТК) к образованию комплекса с Au в растворе по максимумам поглощения при 254 и 318 нм [3].

Цель настоящей работы — исследование адсорбционного слоя цианэтилдитиокарбамата на золотосодержащем халькопирите для повышения эффективности флотационного извлечения меди и золота в концентраты при обогащении комплексных руд.

Модельный образец халькопирита с низкоразмерным золотом получены по методике ИПКОН РАН [4]. В качестве источника растворенного золота использован раствор $H[AuCl_4]$.

Формирование адсорбционного слоя реагента ЦЭДЭТК на поверхности золотосодержащих сульфидов изучено методами УФ-спектрофотометрии (Shimadzu UV-1800), аналитической сканирующей электронной ASEM (TESCAN MIRA3) и лазерной SLM (KEYENCE VK-9700) микроскопии.

Электрохимические характеристики минералов в растворах реагентов изучены потенциометрическим методом на минеральных электродах.

Анализ адсорбции ЦЭДЭТК на халькопирите с нанесенным золотом методом сканирующей лазерной и электронной микроскопии выполнен на полированных аншлифах минералов 1×1 см. Аншлиф помещали в золото-содержащий раствор $H[AuCl_4]$ на 2 ч, промывали дистиллированной водой и высушивали на воздухе, затем аншлиф с низкоразмерным золотом обрабатывали раствором реагента, промывали, высушивали и анализировали на микроскопе.

Изображения аншлифов халькопирита с искусственно нанесенным золотом после воздействия реагента ЦЭДЭТК, полученные на конфокальном сканирующем лазерном микроскопе KEYENCE VK-9700, позволяющем анализировать тонкие пленки органического и неорганического происхождения на поверхности минералов, показали закрепление реагента.

В случае ЦЭДЭТК на поверхности халькопирита наблюдаются тонкие дискретные светло-серые пленки реагента, в большей степени на участках с дискретными фазами низкоразмерного Au.

Оценка состояния поверхности аншлифов халькопирита с золотом после контакта с раствором ЦЭДЭТК выполнено на сканирующем электронном микроскопе высокого разрешения с катодом Шоттки TESCAN MIRA3, оснащенный безазотной системой микроанализа X-MAX 80 под управлением программного обеспечения AZtec (Oxford Instruments).

На ASEM-снимках аншлифа халькопирита после обработки ЦЭДЭТК обнаруживаются темные участки (рисунок 1а), рентгеновские спектры которых характеризуются повышенным содержанием углерода и азота (рисунок 1б), что свидетельствует об адсорбции органического реагента ЦЭДЭТК на поверхности минерала. Сравнение спектров до и после контакта с реагентом программным обеспечением AZtec однозначно подтверждает, что пики С, N принадлежат адсорбированной молекуле реагента ЦЭДЭТК на поверхности золотоносного халькопирита (рисунок 1б).

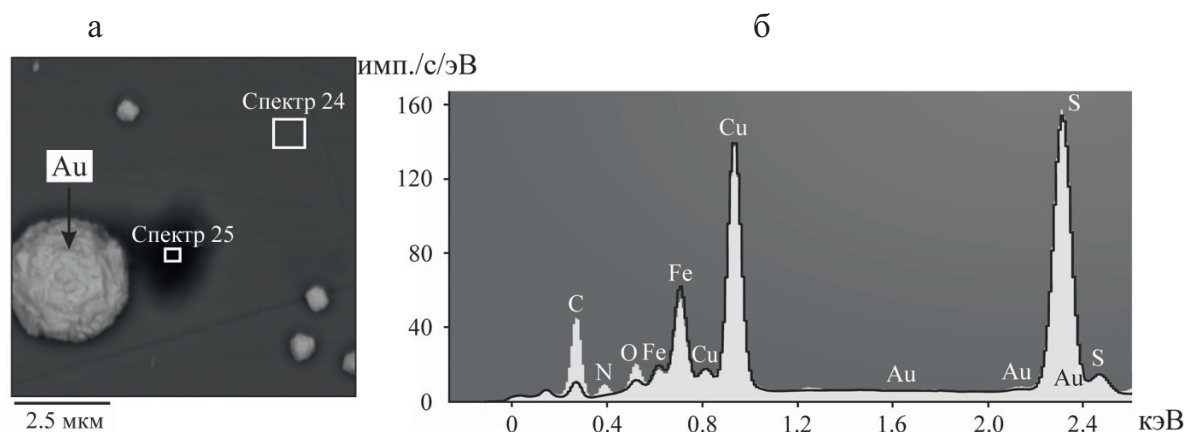


Рисунок 1. ASEM-снимок аншлифа халькопирита с Au и ЦЭДЭТК (а).
Сравнение энергодисперсионных спектров аншлифа халькопирита с нанесенным золотом и реагента ЦЭДЭТК на поверхности минерала (б).
Черная линия – спектр минерала, белый спектр – реагент

Экспериментальные данные по изменению электродных потенциалов халькопирита, арсенопирита и пирита, рН и Eh растворов от концентрации ЦЭДЭТК показали различную степень воздействия реагента на поверхность минералов. Установлено, что в присутствии ЦЭДЭТК максимальное снижение электродного потенциала наблюдается для халькопирита (на 100 мВ), минимальное (40 мВ) — арсенопирита. Потенциал пирита снижается на 75 мВ.

Таким образом, реагент ЦЭДЭТК наиболее активно взаимодействует с поверхностью халькопирита и наименее активно с арсенопиритом, что может оказать положительное воздействие на получение медного концентрата с пониженным содержанием мышьяка.

Исследование флотационных свойств халькопирита с нанесенным золотом и природного образца реагентом ЦЭДЭТК в сочетании с бутиловым ксантогенатом

калия (Кх) выполнено на мономинеральных фракциях халькопирита Кафанского месторождения.

Расход собирателей изменяли от 0 до 300 г/т (при соотношении ЦЭДЭТК : Кх = 1:1), расход вспенивателя Флотол Б на основе соснового масла 100 г/т. Камера флотационной машины 18 мл. Навеска минерала 2 г крупностью $-0,1 + 0,063$ мм. Время агитации с реагентами 2 мин, время флотации 3 мин.

Кривые флотуемости на рисунке 2 свидетельствуют о том, что ЦЭДЭТК гидрофобизирует поверхность природного халькопирита и с увеличением расхода выход концентрата возрастает с 22 до 70%. Флотуемость халькопирита с золотом возрастает до 80–90% при суммарном расходе собирателей ЦЭДЭТК + Кх в 3 раза ниже, чем минерала без золота.

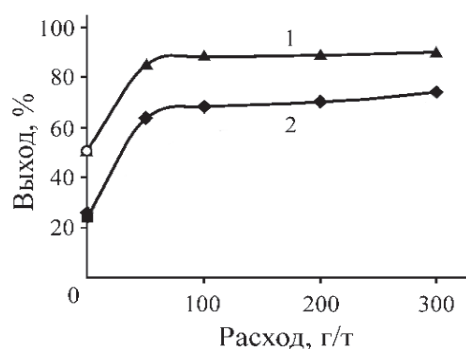


Рисунок 2. Флотация халькопирита с низкоразмерным золотом (1) и природного халькопирита (2) реагентом ЦЭДЭТК в сочетании с ксантогенатом

Таким образом, на основе полученных данных УФ-спектроскопии, ASEM и SLM-микроскопии, флотационных экспериментов обоснован механизм формирования адсорбционного слоя реагента класса дитиокарбаматов — ЦЭДЭТК на поверхности халькопирита с низкоразмерным золотом, обуславливающий перспективность его использования для повышения извлечения золота из комплексных золотосодержащих руд.

Список использованных источников

1. Глинкин В.А., Иванова Т.А., Шихкеримов П.Г. Синтез и исследование флотационного действия реагента ДЭЦЭ // Цв. металлургия. 1989. № 1. – С. 14-15.
2. Глинкин В.А. Исследование и разработка процесса селективной флотации полиметаллических серебряносодержащих руд с применением диметилдитиокарбамата натрия: автореф. дис....канд. техн. наук. М., 2004. — 26 с.
3. Матвеева Т.Н., Громова Н.К., Ланцова Л.Б. Анализ комплексообразующих и адсорбционных свойств дитиокарбаматов на основе циклических и алифатических аминов для флотации золотосодержащих руд // ФТПРПИ. 2020. № 4. – С. 157-163.
4. Иванова Т.А., Чантурия В.А., Зимбовский И.Г. Новые способы экспериментальной оценки селективности реагентов-собирателей для флотации золота и платины из тонковкрапленных руд благородных металлов // Обогащение руд. 2013. № 5. С. 127-137.

**ПРИМЕНЕНИЕ КОМБИНИРОВАННОГО ФЛОТОРЕАГЕНТА
ПРИ ОБОГАЩЕНИИ МЕДЬСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ***

*Семушкина Л.В., Абдыкирова Г.Ж., Турысбеков Д.К., Нарбекова С.М.,
Калдыбаева Ж.А., Мухамедилова А.М.*

Satbayev University, АО «Институт металлургии и обогащения»
г. Алматы, Республика Казахстан, e-mail: syomushkina.lara@mail.ru

Рассмотрена возможность обогащения медьсодержащей руды с применением комбинированного флотореагента, представляющего собой комбинацию бутилового ксантогената, тионокарбамата ТС-100 и реафлота в соотношении 1:1:1. В базовом режиме получен концентрат с содержанием меди 21,5% при извлечении 83,3%. С применением комбинированного флотореагента содержание меди в концентрате составило 21,8% при извлечении 88,3%. Извлечение меди повышается на 5%.

Application of the combined flotation reagent for enrichment of copper-containing raw materials

*Semushkina L.V., Abdykirova G.Zh., Turysbekov D.K., Narbekova S.M.,
Kaldybaeva Zh.A., Mukhamedilova A.M.*

The possibility of concentration of copper-containing ore using a combined flotation agent is considered, which is a combination of butyl xanthate, thionocarbamate TS-100 and reafлот in a ratio of 1:1:1. In the basic mode, a concentrate was obtained with a copper content of 21.5% with recovery of 83.3%. Using the combined flotation agent, the copper content in the concentrate was 21.8% with the recovery of 88.3%. Copper recovery is increased by 5%.

Для повышения эффективности переработки тонковкрапленных руд необходимо применение новых способов обогащения, позволяющих повысить эффективность флотации рудных минералов. Проблема поиска более эффективных реагентов для флотации цветных металлов из минерального сырья по-прежнему остается актуальной [1-3].

Бутиловый ксантогенат является самым распространенным собирателем, применяемым на обогатительных фабриках, перерабатывающих руды цветных металлов. В странах дальнего зарубежья из ксантогенатов наибольшее распространение получил амиловый ксантогенат. С ростом углеводородного радикала реакционная способность и окисляемость ксантогенатов возрастают.

Повышение эффективности флотации может быть достигнуто применением сочетания разных собирателей и их предварительной подготовкой различной обработкой, приводящих к глубокому обогащению руд [4-7].

* *Исследования проведены при финансовой поддержке Комитета науки Министерства образования и науки Республики Казахстан по гранту AP08855565.*

В работе рассмотрена возможность обогащения медьсодержащей руды с применением комбинированного флотореагента, представляющего собой комбинацию бутилового ксантогената, тионокарбамата ТС-100 и реафлота в соотношении 1:1:1.

По результатам химического анализа в исследуемой пробе медьсодержащей руды содержится 0,45% меди; 0,07% серы; 3,8% железа; 3,8% CaO; 15,4% Al₂O₃; 69,2% SiO₂; 5,5% MgO; 0,4% Ti. Рентгенофазовый анализ показал, что основными породообразующими минералами в руде являются кварц – 71,48%, каолинит – 15,13%, мусковит - 5,92% и др. (рисунок 1).

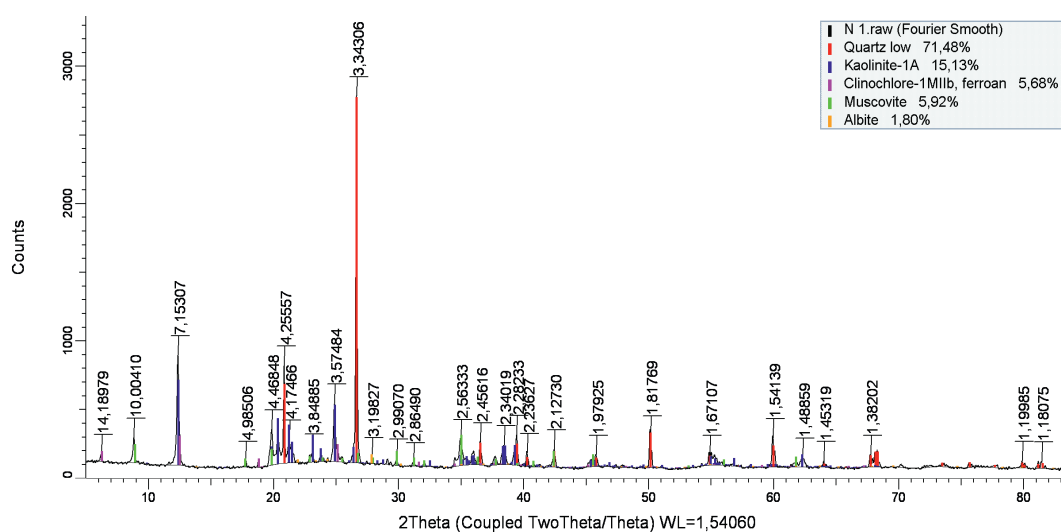


Рисунок 1. Рентгенограмма исходной медьсодержащей руды

Рентгено-флуоресцентный анализ исходной руды проводился на рентгенофлуоресцентном спектрометре с волновой дисперсией Venus 200 PANalytical B.V. (PANalytical B.V., Голландия). По результатам рентгенофлуоресцентного анализа ценным компонентом в исходной пробе руды является медь, содержание которой составляет 0,462%. Основную массу составляет кислород – 54,653%, кремний – 23,114%, алюминий – 13,149%, железо – 2,083%, калий – 1,235%.

Исследования под микроскопом показали, что медные минералы составляют около одного процента и представлены халькопиритом. Встречаются редкие включения сфалерита. Размеры рудных минералов составляют от тысячных до 0,04-0,07 мм в поперечном сечении.

Проведен электронно-зондовый микроанализ исходной медьсодержащей руды на электронно-зондовом микроанализаторе JXA-8230 фирмы JEOL. Халькопирит присутствует в виде свободных зерен и включений в нерудной массе. Свойства его обычны. Он обладает характерным латунно-желтым цветом,

высокой отражательной способностью (рисунок 2).

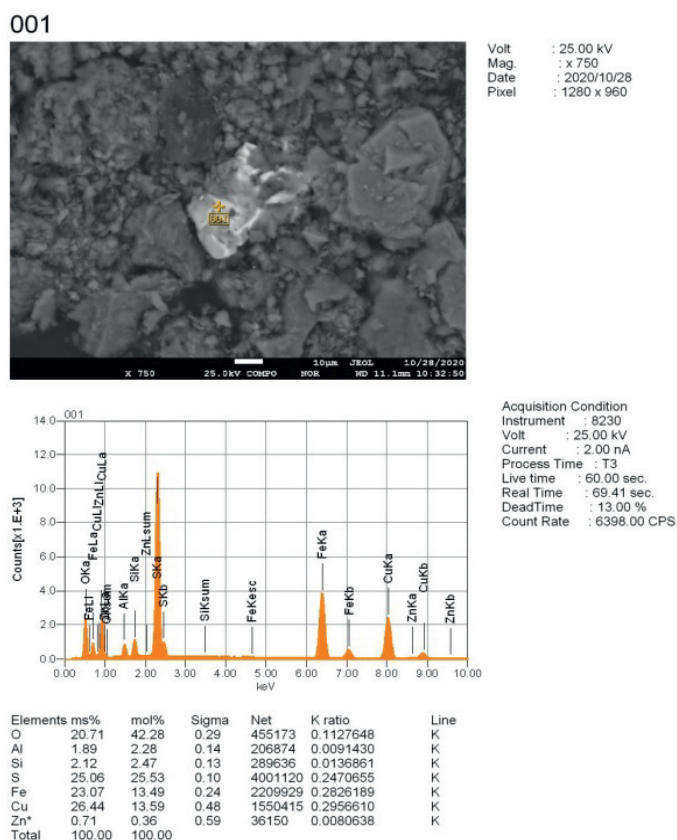


Рисунок 2. Вкрапления халькопирита в кварце

Для определения granulометрического состава измельченной руды проводился дисперсионный анализ, который показал, что большая часть меди при измельчении 92% класса $-0,074$ мм (55,47%) распределяется по классам $-20+0$ мкм. В классе крупности $-20+10$ мкм содержится 29,35% меди; в классе -10 мкм находится 26,12% меди.

Отработан реагентный режим флотации медьсодержащей руды с применением базовых и комбинированного реагентов. Медный цикл флотации состоял из основной и контрольной медной флотации и трех перечисток медного концентрата.

Суммарные расходы применяемых базовых реагентов: известь (регулятор среды) – до pH 8,0-9,0; сернистый натрий (сульфидизатор) – 200 г/т; бутиловый ксантогенат натрия (собиратель) – 180 г/т; жидкое стекло (депрессор) – 300 г/т; Т-92 (вспениватель) – 120 г/т.

Предварительно комбинированный флотореагент пропускали через ультразвуковой диспергатор «УЗДН-А1200Т». Определено, что оптимальным временем диспергирования является 3 минуты. При этом количество частиц

эмульсии смеси крупностью 104 нм составляет 82,4%, 41,6 нм – 10,4%.

При использовании во флотации комбинации собирателей, механизм их взаимодействия с поверхностью минералов определяется особенностями поверхности минералов и активностью каждого компонента собирателя. При диспергировании помимо микропузырьков образуется микроэмульсия, которая при столкновении со шламистыми частицами минералов растекается и гидрофобизирует их поверхность, улучшая процесс их флотации. Микропузырьки в свою очередь намного легче закрепляются на таких гидрофобизированных поверхностях шламистых частиц.

В базовом цикле получен медный концентрат с содержанием меди 21,5% при извлечении 83,3%. Комбинация бутилового ксантогената, тионокарбамата ТС-100 и реафлота позволяет увеличить, по сравнению с базовым режимом, извлечение меди в медный концентрат с 83,3 до 88,3%.

По сравнению с базовой технологией, расход комбинированного реагента уменьшается на 10-15%. Дополнительное к ксантогенатам использование неиногенных собирателей и аэрофлотов дает возможность повысить извлечение меди за счет более селективного действия и способности аэрофлотов эффективно флотировать шламистые частицы сульфидных минералов.

Список использованных источников

1. Chen X., Peng Y., Bradshaw D. The separation of chalcopyrite and chalcocite from pyrite in cleaner flotation after regrinding // Minerals Engineering. - 2014. - Vol. 58. - P.64-72.
2. Kenzhaliyev B., Berkinbayeva A., Suleimenov E. Development of fundamental principles of hydrometallurgical processes for the purpose of efficiency upgrading of metal extraction from low-grade stock // Metallurgical and Mining Industry. – 2015. - Vol.12, Iss.7, P.138-143.
3. Kenzhaliyev B.K. Innovative technologies providing enhancement of nonferrous, precious, rare and rare earth metals extraction // Комплексное использование минерального сырья. - 2019. - №3.- С.64-75.
4. Билялова С.М., Тусупбаев Н.К., Ержанова Ж.А., Мухамедилова А.М. Коллоидно-химические и флотационные характеристики полифункциональных реагентов // Комплексное использование минерального сырья (КИМС). - 2017. - №1.- С.5-10.
5. Рябой В.И., Шепета Е.Д., Кретов В.П. и др. Новые диалкилдитиофосфаты для флотации медь-, золото- и серебросодержащих руд // Обогащение руд.- 2014. № 1. - С.29-33.
6. Семушкина Л.В., Турысбеков Д.К., Муханова А.А. и др. Переработка хвостов флотации руд казахстанских месторождений с применением модифицированного флотореагента //КИМС. - 2018. - №1.- С.5-11.
7. Тусупбаев Н.К., Калдыбаева Ж.А., Семушкина Л.В., Нарбекова С.М. Возможность использования композиционных реагентов при флотационном обогащении медной руды Казахстана // Обогащение руд. 2017. № 3. С. 36-40.

ИЗУЧЕНИЕ ВЛИЯНИЯ КОМБИНИРОВАННОЙ МИКРОФЛОТАЦИИ В ОБОГАЩЕНИИ БЕДНОЙ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКОЙ РУДЫ*

*Турсыбеков Д.К., Семушкина Л.В., Нарбекова С.М., Калдыбаева Ж.А.,
Мухамедилова А.А., Мусина М.М.*

Satbayev University, АО «Институт металлургии и обогащения»
г. Алматы, Республика Казахстан, e-mail: s.narbekova@mail.ru

Проведены комплексные испытания эффективности комбинированной микрофлотации с использованием генератора водовоздушной микроэмульсии и пенообразователя SSIM. Изучено влияние комбинированной микрофлотации на эффективность флотационной обработки месторождения Риддер-Сокол. Показано, что использование генератора водовоздушной микроэмульсии позволяет ускорить процесс флотации на 25-30%, расход пенообразователя SSIM снижен на 20% по сравнению с базовым пенообразователем.

Study of the influence of combined microflotation in processing poor polymetallic ore

*Turysbekov D.K., Semushkina L.V., Narbekova S.M., Kaldybaeva Zh.A.,
Mukhamedilova A.A., Musina M.M.*

Complex tests of the efficiency of combined microflotation using a generator of water-air microemulsion and foaming agent SSIM were carried out. The effect of combined microflotation on the efficiency of flotation processing of the Ridder-Sokol deposit was studied. It is shown that the use the generator of water-air microemulsion allows to accelerate the flotation process by 25-30%, the consumption of the foaming agent SSIM is reduced by 20% in comparison with the base foaming agent.

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 [1-3]. 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 [4]. Поскольку использование столь мелких пузырьков во флотационных машинах известных конструкций сопряжено с некоторыми технологическими трудностями, был разработан принципиально новый метод флотации ультрадисперсных минералов - «турбулентная микрофлотация». Для ее

* *Исследования проведены при финансовой поддержке Комитета науки Министерства образования и науки Республики Казахстан по гранту AP08856041.*

«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья»

реализации большую роль играет наличие подходящего источника микропузырьков. Фирмой «Турбофлотсервис» (Украина) разработан генератор водовоздушной микроэмульсии (ГВВМЭ). Замена основного потока воздуха через флотационные камеры потоком микропузырьков позволит увеличить извлечение металла при сохранении требуемого качества концентрата.

Предлагаемая микрофлотационная технология позволит увеличить добычу ценных металлов на существующих месторождениях, освоить новые относительно бедные и ранее экономически бесперспективные месторождения.

Проведено исследование возможности флотационной переработки полиметаллической руды Риддер-Сокольского месторождения (Казахстан) с применением генератора ГВВМЭ и пенообразователя СВИМ. Пенообразователь СВИМ получен на основе сивушного масла и обладает повышенным на 10% в сравнении с базовым пенообразователем Т-92 пенообразующим свойством.

В исходной руде по результатам химического анализа содержание свинца составило 0,25%, меди 0,15%, цинка 0,32%, железа 1,7%. Результаты дисперсионного анализа измельченной руды показали, что большая часть полезных компонентов – 69,1% меди, 64,53% свинца, 73,13% цинка сосредоточена во фракции 0-40 мкм. По результатам рентгенофазового анализа основную часть породообразующих минералов в исходной руде составляют кварц и алюмосиликаты.

Главные рудообразующие минералы в Риддер-Сокольском месторождении – сфалерит, галенит, халькопирит; второстепенные – тетраэдрит, теннантит, марказит, арсенопирит, золото, серебро, электрум; редкие – борнит, молибденит, алтаит, самородный висмут, висмутин и др. Среди нерудных минералов преобладают кварц, карбонаты, серицит, барит, хлорит.

Реагент СВИМ-1 синтезировали на пилотной установке на основе фракции спиртов C₃-C₉, выделенных из сивушных масел, содержащих не более 15% воды, с дальнейшим их окислением кислородом воздуха в течении 3-5 часов в присутствии кислотного катализатора – смеси серной и уксусной кислот, взятых в соотношении 3:0,75-1.

На рисунке представлен ИК-спектральный анализ реагента СВИМ.

В составе пробы установлено присутствие соединений: 3-Methyl-1-butanol; 2-Methyl-1-propanol; ethyl alcohol, denatured; валентные колебания группы C=O; асимметричные валентные колебания –C–O–C– эфиров, лактонов и т.д., а также валентных колебаний C=S.

Схема укрупненно-лабораторных испытаний по коллективной флотации руды включала в себя коллективную медно-свинцово-цинковую флотацию, контрольную флотацию и две перечистки коллективного концентрата.

Коллективную медно-свинцово-цинковую флотацию проводили при pH 8,0-9,0. При проведении основной коллективной и контрольной флотациях использовали в качестве собирателя – бутиловый ксантогенат (Бкс) и аэрофлот (Баэр); в качестве вспенивателя – Т-92. Соотношение собирателей Бкс : Баэр=60% : 40%. В перечистки подавали жидкое стекло (300 г/т) для депрессии минералов пустой породы.

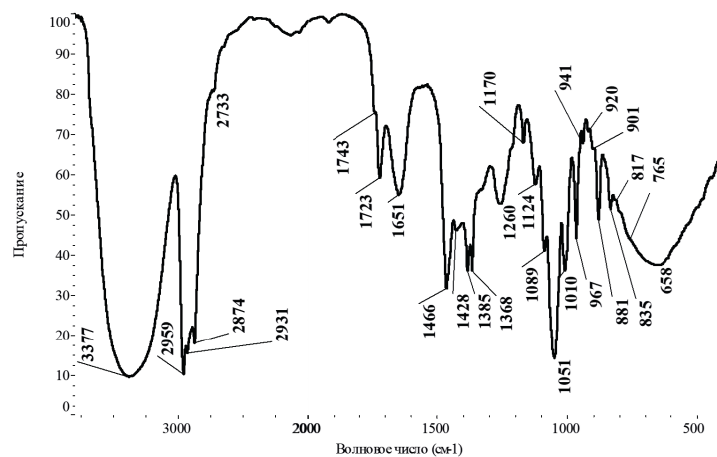


Рисунок. ИК-спектральный анализ пенообразователя СВММ

Проведен подбор оптимального режима измельчения руды, расхода собирателя и пенообразователя, подаваемого во флотацию. При оптимальном измельчении руды Риддер-Сокольного месторождения до 99,5% класса -0,04 мм, суммарном расходе собирателя 200 г/т, пенообразователя Т-92 - 22,5 г/т получен коллективный медно-свинцово-цинковый концентрат, содержащий 3,6% меди при извлечении 92,6%; 3,9% свинца при извлечении 85,8%; 7,8% цинка при извлечении 87,4%; 19,1% железа.

Проведен подбор оптимального расхода пенообразователя СВММ. С применением нового пенообразователя получен коллективный медно-свинцово-цинковый концентрат, содержащий 3,7% меди при извлечении 93,8%; 3,95% свинца при извлечении 88,8%; 7,5% цинка при извлечении 93,4%; 20,5% железа. При этом расход СВММ меньше, чем расход Т-92 на 20%.

Проведены опыты в замкнутом цикле по оптимальному базовому режиму, с применением генератора и пенообразователя СВММ.

По базовому режиму в замкнутом цикле получен коллективный медно-свинцово-цинковый концентрат, содержащий 2,08% меди при извлечении 94,69%; 3,67% свинца при извлечении 77,92%; 4,44% цинка при извлечении 92,89%; 13,89% железа при извлечении 98,8%.

С применением генератора водо-воздушной микроэмульсии и базового пенообразователя Т-92 в замкнутом цикле получен коллективный медно-свинцово-цинковый концентрат, содержащий 2,1% меди при извлечении 94,74%;

**«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки
природного и техногенного минерального сырья»**

3,7% свинца при извлечении 77,91%; 4,3% цинка при извлечении 92,94%; 14,0% железа при извлечении 98,93%.

Применение ГВВМЭ не улучшает технологические показатели флотационной переработки, как показывают результаты, но позволяет сократить время основной и контрольной флотации на 25%, время перечисток – на 30%. С применением ГВВМЭ и пенообразователя СВИМ получены аналогичные результаты, как в базовом режиме, за исключением расхода СВИМ (меньше на 20%). Результаты опытов в замкнутом цикле представлены в таблице.

Таблица. Результаты коллективной флотации руды Риддер-Сокольного месторождения в замкнутом цикле

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %				Извлечение, %				Примечание
		Cu	Pb	Zn	Fe	Cu	Pb	Zn	Fe	
Коллект. концентрат	7,86	2,1	3,8	4,6	14,8	94,21	76,42	92,9	98,9	Базовый режим Т-92 – 22,5 г/т
Отв. хвосты	92,14	0,011	0,1	0,03	0,014	5,79	23,58	7,1	1,1	
Исход. руда	100	0,175	0,391	0,389	1,176	100	100	100	100	
Коллект. концентрат	7,8	2,2	3,9	4,5	14,5	94,9	76,74	92,7	98,95	СВИМ – 17,5 г/т
Отв. хвосты	92,2	0,01	0,1	0,03	0,013	5,1	23,26	7,3	1,05	
Исход. руда	100	0,181	0,396	0,379	1,143	100	100	100	100	

Анализ полученных результатов показывает, что применение ГВВМЭ и пенообразователя не оказывает влияния на качество коллективного концентрата, полученного из руды Риддер-Сокольного месторождения, извлечение полезных компонентов в концентрат равнозначно базовому режиму.

Применение ГВВМЭ позволяет сократить время флотации на 25-30%.

Установлено, что объемная доза микропузырьков в количестве 0,1 литра на 1 кг руды позволяет увеличить скорость флотации. Это связано с тем, что эффективность гетерокоагуляции частиц и микропузырьков в 50-70 раз больше, чем эффективность захвата частиц крупными пузырьками и скорость флотации минерализованных микропузырьков крупными пузырьками в несколько раз больше скорости флотации отдельных частиц.

Таким образом, проведен комплекс опытных испытаний эффективности комбинированной микрофлотации с использованием генератора водо-воздушной микроэмульсии и пенообразователя СВИМ на руде Риддер-Сокольного месторождения. Показано, что применение генератора водо-воздушной микроэмульсии приводит к существенному ускорению на 25-30% процесса флотации, расход же пенообразователя СВИМ снижается на 20% в сравнении с базовым пенообразователем.

Список использованных источников

1. Абишев Д.Н., Еремин Ю.П. Обогащение тонковкрапленных руд – приоритетное направление горно-металлургического комплекса //Промышленность Казахстана, 2000.- № 2.- С.96.
2. Глембоцкий А.В. Флотация ультратонких частиц //Цветные металлы, 1978.- № 7.
3. Бочаров В.А., Вигдергауз В.Е. Флотация сульфидных тонкодисперсных минеральных систем //Цветные металлы, 1997.- № 3.- С.8-11.
4. Рулев Н.Н., Тусупбаев Н.К., Кравченко О.В. Обогащение ультрадисперсного магнитного концентрата железной руды методом комбинированной микрофлотации //Мат. 9 Конгресса обогатителей стран СНГ, Москва. 2013. С.488-495.

**СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ КАЛИЙНЫХ
РУД – НОВЫЕ ФЛОТАЦИОННЫЕ РЕАГЕНТЫ**

Титков С.Н.¹, Конобеевских А.В.¹, Афонина Е.И.¹, Алиферова С.Н.²

¹ Акционерное общество ВНИИ Галургии, Санкт Петербург, Российская Федерация

² Публичное акционерное общество «Уралкалий», г. Березники, Российская Федерация
e-mail: Stanislav.Titkov@uralkali.com

Приведены результаты лабораторных и промышленных испытаний новых реагентов для флотационного обогащения калийных руд – собиратель шламов КЭ-40 и депрессор шламов К-6. Реагенты рекомендованы для промышленного применения.

Improvement of potash ore processing technology - new flotation reagents

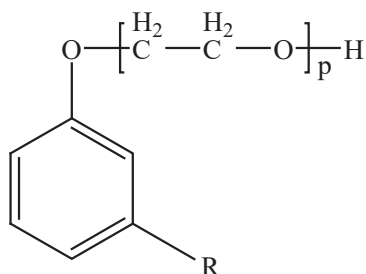
Titkov S.N., Konobeevskih A.V., Afonina E.I., Aliferova S.N.

The results of laboratory and industrial tests of new reagents for flotation concentration of potash ores – sludge collector КЭ-40 and sludge depressor К-6 are presented. Reagents are recommended for industrial use.

В условиях отсутствия централизованного планирования производства и поставок флотационных реагентов горнорудным предприятиям для обеспечения стабилизации и улучшения технико-экономических показателей переработки минерального сырья целесообразно расширение разработки альтернативных флотационных реагентов для обеспечения действующих и новых предприятий.

Одними из основных реагентов для флотационной переработки калийных руд являются собиратель шламов для проведения флотационного обесшламливания калийных руд и депрессор шламов, устраняющий отрицательное влияние остаточного количества силикатно-карбонатных шламовых примесей на катионную флотацию сильвина первичными алифатическими аминами. В качестве собирателя шламов, альтернативного

применяемым в настоящее время на флотационных калийных фабриках оксиэтилированным фенолам и аминам исследована эффективность действия полиэтиленгликолевого эфира карданола [1] с общей формулой:



где: R – преимущественно ненасыщенный алифатический заместитель C_{15} имеющий одну, две или три двойные связи; p – степень оксиэтилирования.

Карданол получают из масла скорлупы орехов кешью. При обжарке орехов из них выделяется жидкость, из которой посредством тепловой обработки с последующей дистилляцией выделяют карданол, поставляемый в Россию по экспорту.

Лабораторные исследования оксиэтилированного карданола (реагент КЭ-40, степень оксиэтилирования 40) были проведены на калийной руде Березниковского участка Верхнекамского месторождения, характеризующейся относительно высоким содержанием силикатно-карбонатных нерастворимых примесей (н.о.), легкошламующихся в процессе измельчения руды. Собиратель шламов реагент КЭ-40 представляет собой 100% вещество, непожароопасен и хорошо растворим в воде, температура плавления реагента $45\text{ }^\circ\text{C}$.

Содержание хлористого калия в руде составляло 30,50%, н.о. = 4,30%. Исследования эффективности реагента КЭ-40 были проведены в сравнении с флотационным обесшламливанием руды оксиэтилированным амином (этомин НТ-40), применяемым для обесшламливания руды этого состава.

Результаты исследований показали, что при применении в качестве собирателя реагента КЭ-40 обеспечивается эффективная флотация шламов при извлечении н.о. в пенный продукт несколько больше, чем при флотации шламов оксиэтилированным амином. При этом при применении КЭ-40 наблюдалось более низкое содержание КСl в пенной продукте флотации шламов, что говорит о лучшей селективности процесса флотации (рисунки 1, 2).

При проведении промышленных испытаний реагента КЭ-40 на флотационных фабриках, перерабатывающих сильвинитовые руды Березниковского участка Верхнекамского месторождения калийно-магниевого руд, были получены сопоставимые показатели обогащения при использовании в качестве собирателя шламов реагентов КЭ-40 и Этомин НТ-40. На основании результатов испытаний реагент КЭ-40 принят в качестве альтернативного

собирателю шламов Этомин НТ-40.

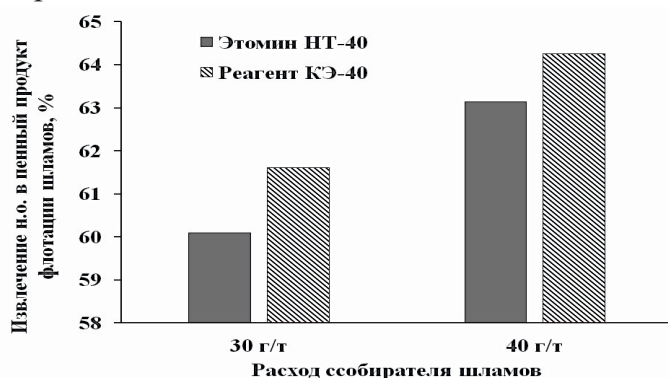


Рисунок 1. Извлечение н.о. в пенный продукт флотации шламов при применении разных собирателей шламов

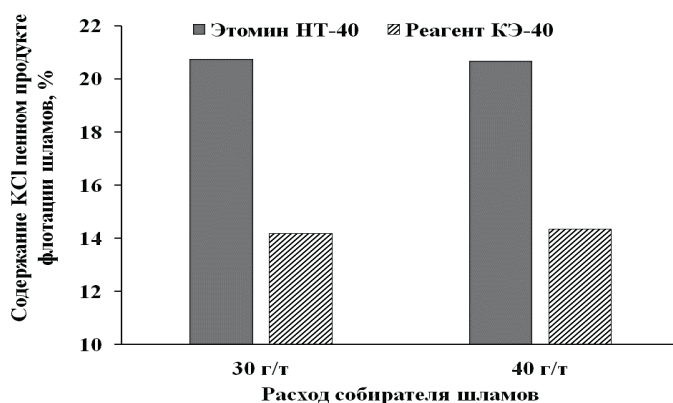


Рисунок 2. Содержание KCl в пенном продукте флотации шламов при применении разных собирателей шламов

В качестве депрессора шламов при флотации калийных руд на ПАО Уралкалий в настоящее время применяется мочевино-формальдегидная смола КС-МФ (производство ОАО «МЕТАДИМЕЯ», г. Губаха [2], обеспечивающая эффективное уменьшение сорбции алифатических аминов на силикатно-карбонатных примесях в питании основной сильвиновой флотации]. Основными преимуществами депрессора КС-МФ также является отсутствие взаимодействия с амином, простота приготовления рабочих растворов реагента, отсутствие отрицательного влияния на сгущение и фильтрование галитовых отходов, низкая стоимость. Вместе с тем в реагенте КС-МФ содержится до 1,3 – 1,5% свободного формальдегида, что обуславливает повышенные требования к системе аспирации в реагентном отделении.

На основании разработанных ОАО «ВНИИ Галургии» требований к депрессорам шламов при катионной флотации калийных руд, в ОАО «Уралхимпласт» были синтезированы образцы мочевино-формальдегидных смол по технологии, позволяющей получать продукт с пониженным содержанием «свободного» формальдегида.

Проведённые исследования, показали, что продукт К-6 с содержанием «свободного» формальдегида 0,3–0,4% в наибольшей степени уменьшает сорбцию алифатических аминов на шламах и обеспечивает лучшие показатели

**«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки
природного и техногенного минерального сырья»**

сильвиновой флотации по сравнению с применением депрессора шламов КС-МФ (рисунки 3, 4).

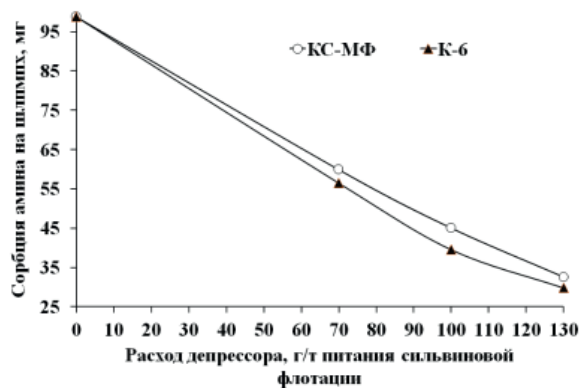


Рисунок 3. Влияние типа и расхода депрессора на сорбцию амина на шламах

Депрессор – 100 г/т, амин – 50 г/т			
Депрессор	Содержание в концентрате, %		Извлечение КС ₂ , %
	КС ₂	Н.О.	
КС-МФ	77,86	1,0	93,68
К-6	78,61	0,64	94,02

Рисунок 4. Сильвиновая флотация при применении различных депрессоров

Промышленные испытания депрессора К-6 на флотационных фабриках ПАО «Уралкалий» подтвердили результаты лабораторных исследований и было принято решение о возможности промышленного использования депрессора К-6 в качестве альтернативного депрессору КС-МФ [3].

Список использованных источников

1. Титков С.Н., Афолина Е.И., Алиферова С.Н. Способ флотационного обогащения калийных руд, патент № 2744327 от 24.03.2020.
2. Титков С.Н., Вахрушев А.М., Гуркова Т.М. и другие Способ флотационного обогащения калийных руд, патент № 2165798 от 01.09.1999
3. Титков С.Н., Конобеевских А.В., Алиферова С.Н. и др. Способ флотационного обогащения калийных руд, патент № 2745890 от 23.04.2020

**ОКСИХЛОРИДЫ СУРЬМЫ И ВИСМУТА ПРИ ИННОВАЦИОННОЙ
ПЕРЕРАБОТКЕ СУРЬМУ-И-ВИСМУТСОДЕРЖАЩИХ РУД**

Соложенкин П.М.

Федеральное государственное бюджетное научное учреждение Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В.Мельникова Российской академии наук, Москва, Российская Федерация, *e-mail: solozhenkin@mal.ru*

Для получения триоксида сурьмы полученные при солянокислом выщелачивании сурьмяные растворы гидролизовали разведением с водой с последующей нейтрализацией промежуточных оксихлоридов. Определены оптимальные параметры технологических процессов.

**Antimony and bismuth oxychlorides in the innovative processing
of antimony-and-bismuth-containing ores**

Solozhenkin P.M.

To obtain antimony trioxide, antimony solutions obtained by hydrochloric acid leaching were hydrolyzed by dilution with water, followed by neutralization of intermediate oxychlorides. The optimal parameters of technological processes have been determined.

Гидролиз солянокислых сурьмяных растворов проводили при различных параметрах: температуры 20-90°C, концентрации свободной HCl - 115-177,3 г/дм³; число разбавления (α) - 5-30; продолжительность процесса - 15-75 мин.

Исследовали влияние температуры на полноту осаждения сурьмы при гидролизе солянокислых растворов (V=150 мл; продолжительность =30 мин; (α)=30 и т.д. При гидролизе сурьмяных растворов выпадает объёмистый аморфный осадок, уплотняющийся с повышением температуры. По мере увеличения температуры до 60°C извлечение сурьмы в оксихлориды падает от 96,2 до 67,5%. При более высоких температурах извлечения сурьмы в осадок снижется. Следовательно, гидролиз сурьмяных растворов предпочтительно проводить при температурах 20-40°C, когда извлечение сурьмы в оксихлориды достигает 90-96,2%. Влияние продолжительности процесса на полноту осаждения сурьмы при гидролизе солянокислых растворов (V=150 мл). Опыты показали, что с увеличением продолжительности гидролиза от 15 до 75 мин, извлечение сурьмы в осадок практически не меняется и остается на уровне 95,3-98,8%.

Изучали влияние концентрации сурьмы в солянокислых растворах на полноту извлечения в гидролизный осадок (V=100 мл; (α)=1:30; T=20°C; C=1 ч; C_{HCl} - 200 г/дм³). Установлено, что в исследованных условиях при постоянной концентрации общей соляной кислоты, равной 200 г/дм³ увеличение отношения $[Sb^{3+}]/[HCl_{общ}]$ от 0,15 до 0,81 приводит к повышению извлечения сурьмы в осадок от 84,4 до 95,5%. Высокое извлечение сурьмы в осадок наблюдается при гидролизе солянокислых растворов сурьмы не менее 40 г/дм³ металла.

Была установлена зависимость числа разбавления (α) от полноты осаждения сурьмы при гидролизе солянокислых растворов (V=300 мл; C_{HCl}= 200 г/дм³; T=1 ч; T=20°C). Увеличение числа разбавления (α) от 5 до 30 практически не влияет на величину извлечения сурьмы в оксихлориды.

Таким образом, гидролиз солянокислых растворов сурьмы, полученных в результате выщелачивания, лучше всего проводить в следующих условиях: T=20-40°C; (α)=5-10 и t=1 ч. При этом желательно, чтобы концентрация сурьмы в растворе была не менее 40 г/дм³. Гидролизные осадки оксихлоридов сурьмы,

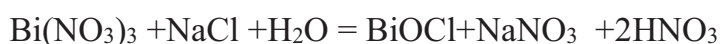
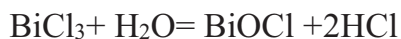
полученные в указанных условиях содержали 73,5-78,5 сурьмы.

Для получения более чистого продукта солянокислые растворы сурьмы (III) гидролизуют в присутствии азотной кислоты при комнатной температуре и полученные оксихлориды промывают бикарбонатом натрия. Сурьмы (III) гидроксид (сурьмянистая кислота $\text{Sb}(\text{OH})_3$) существует только в водных растворах. При осаждении из кислых и щелочных растворов образуется гель, который даже под водой переходит в кристаллический Sb_2O_3 .

Получение оксихлоридов сурьмы. SbCl_3 растворяется в органических веществах - бензоле, ацетоне, в спиртах. При контакте с водой гидролизует с образованием белого оксихлорида: $\text{SbCl}_3 + \text{H}_2\text{O} = \text{SbOCl} + 2\text{HCl}$.

Оксихлорид нерастворим в холодной воде и выпадает в осадок. 10 ч (по массе) SbCl_3 растворяют в 25 ч (массе) концентрированной HCl и разбавляют в 110-150 ч (массе) воды. Осадок отфильтровывают.

Висмут оксихлорид BiOCl кристаллический получают взаимодействием BiCl_3 с водой, реакцией $\text{Bi}(\text{NO}_3)_3$ с NaCl и разбавлением раствором HNO_3 :



Таким образом, определен оптимальный состав гидролиза солянокислых растворов сурьмы. Показаны различные реакции образования висмута оксихлорида BiOCl .

Список использованных источников

1. Соложенкин П.М. Проблемы технологии обогащения и переработки стратегического висмутсодержащего сырья /под ред. акад. РАН В.А. Чантурия. - М: ООО «Научтехлитиздат», 2020. -156.с.

ФЛОТОРЕАГЕНТЫ НА ОСНОВЕ СЕЛЕНОКСАНТОГЕНАТА-И-СЕЛЕНОКАРБАМАТА В КАЧЕСТВА СОБИРАТЕЛЕЙ СУЛЬФИДНЫХ МИНЕРАЛОВ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ

Соложенкин П.М.

Федеральное государственное бюджетное научное учреждение Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В.Мельникова
Российской академии наук, Москва, Российская Федерация, e-mail: solozhenkin@mal.ru

Виртуально созданы собиратели на основе селена, теллура. Рассмотрены параметры структуры соединения. Создан докинг для собирателей к различным кластерам минералов и вычислен ПОАС. Анализируются благоприятные условия для взаимодействия с собирателем на основе селена и гидрофобизации поверхности.

**Flotoreagents on a basis selenoxanthogenat -and-selenocorbat in qualities of
the collector's sulfide of minerals of noble metals**

Solozhenkin P.M.

The collectors on a basis Selene and telluric are virtually created. The parameters of structure connection are considered. Is created docing for the collectors to various cluster of minerals and is calculated POAC. The favorable conditions for interaction with the collector on a basis Selene and telluric of a surface are analyzed.

Сульфгидрильные собиратели содержат связи: ксантогенаты ROC-SS, диалкилдитиофосфаты $(RO)_2P-SS$, диалкилдитиофосфинаты $(R)_2P-SS$, диалкдитиокарбаматы $(R)_2N-CSS$, и диметилдитиоарсената калия R_2As-SS . Последние мало исследованы. Представляет научную ценность установление закономерности изменения физико-химических параметров собирателей от введения селена и теллура вместо атомов серы, а также координирующего атома мышьяка. Технология извлечения селена и теллура из шламов электролиза медных концентратов освоена в промышленном масштабе и эти металлы во флотационном собиратели будут извлечены при попутной переработке сырья. Собиратель с координирующим атомом мышьяка возможно применять при флотации мышьяксодержащих руд и руд золота. С точки зрения электронных структур нейтральных атомов селен и теллур являются прямыми аналогами кислорода и серы.

Для селена и теллура характерно совместное нахождение с такими металлами, как Cu, Pb, Ag и Au. Самостоятельно минералы Se и Te встречаются крайне редко, обычно же лишь в виде примесей к аналогичным минералам серы. С химической стороны селен и теллур в общем похожи на серу.

Были синтезированы и испытаны O, O-диизопропилдиселенофосфат $(I-C_3H_7)_2PSeSeK$, а также алкилселеноксантогенаты и диалкилдиселенокарбаматы и продукты их окисления (бис-(алкоксиселеноформил)-диселениды и бис-(N,N-диалкилселенокарбамил)-моноселениды и –триселениды) при флотации сульфидных мышьяковистых и окисленных руд цветных металлов.

Все испытанные новые реагенты-собиратели извлекали в пенный продукт галенит, халькопирит и As,Vi-Co-минералы. Некоторые из них по собирательным свойствам превосходили ксантогенаты и карбаматы.

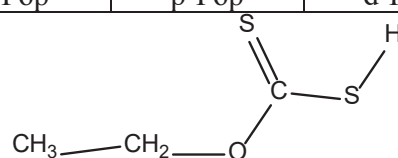
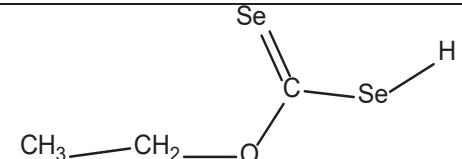
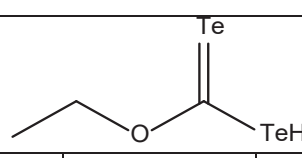
Изучены методом ЭПР комплексообразование Mo(V).V(IV).Mn(II),Cr(III) с диметилдитиоарсенатом калия, а также комплексообразование $(CH_3)_2AsSSK$ с диэтилдитиокарбаматным нитрозильным комплексом хрома(I).

Исследование C_2H_5OCSSH , $C_2H_5OCSeSeH$, $C_2H_5OCTeTeH$

**«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки
природного и техногенного минерального сырья»**

В таблице 1 представлены атомные заряды, орбитальные энергии, заселенность электронами s, p, d-Pop (population) орбиталей кислот исследуемых образцов с C₂H₅OCSSH, C₂H₅OCSeSeH, C₂H₅OCTeTeH.

Таблица 1.

Атом	Тип	Заряд	Количество	s-Pop	p-Pop	d-Pop
C₂H₅OC₂SSH						
1	C	-0.457683	4.4577	1.05432	3.40336	
2	C	-0.042351	4.0424	1.09881	2.94354	
3	O	-0.274773	6.2748	1.85882	4.41595	
4	C	-0.243962	3.7560	1.19406	2.56198	
5	S	-0.285387	6.2854	1.94409	4.24194	0.09936
6	S	-0.156202	6.1562	1.88477	4.14811	0.12332
7	H	0.160264	0.8397	0.83974		
TOTAL ENERGY = -1097.67632 EV						
HOMO LUMO ENERGIES (EV) = -8.882 -1.447						
C₂H₅O CSeSeH						
1	O	-0.220933	6.2209	1.85932	4.36161	
2	C	-0.039753	4.0398	1.29514	2.74462	
3	Se	-0.177569	6.1776	1.97253	4.20504	
4	Se	0.124720	5.8753	1.93976	3.93552	
5	C	-0.452470	4.4525	1.05285	3.39962	
6	C	-0.090161	4.0902	1.09991	2.99025	
7	H	0.083052	0.9169	0.91695		
TOTAL ENERGY -1061.97542						
C₂H₅O CTeTeH						
1	O	-0.006298	4.0063	1.26983	2.73647	
2	C	-0.269457	6.2695	1.86113	4.40833	
3	Te	-0.055019	6.0550	1.84743	4.20759	
4	Te	-0.137852	6.1379	1.94114	4.19671	
5	C	-0.033215	4.0332	1.09837	2.93484	
6	C	-0.460345	4.4603	1.05419	3.40615	
7	H	0.186513	0.8135	0.81349		
TOTAL ENERGY = -1255.81782 EV						

Координирующий атом у C₂H₅O CSeSeH содержат различные по знаку заряды. Ниже представлена таблица 2 с (C₂H₅)₂NCSSH, (C₂H₅)₂NCSe₂H, (C₂H₅)₂NCTe₂H.

Таблица 2.

Атом	Тип	Заряд	Количество	s-Pop	p-Pop	d-Pop
(C₂H₅)₂NCSSH						
1	C	0.212452	3.7875	1.14875	2.63880	
2	N	-0.326208	5.3262	1.54792	3.77828	
3	S	-0.131721	6.1317	1.88340	4.12601	0.12231
4	S	-0.514700	6.5147	1.95453	4.47991	0.08025
5	C	-0.073441	4.0734	1.07415	2.99929	
6	C	-0.467491	4.4675	1.05658	3.41091	
7	C	-0.065391	4.0654	1.06728	2.99811	
8	C	-0.471873	4.4719	1.05582	3.41606	
9	H	0.204809	0.7952	0.79519		
(C₂H₅)₂NCSe₂H						
1	N	-0.246811	5.2468	1.53864	3.70817	
2	C	-0.061889	4.0619	1.24193	2.81996	
3	Se	-0.395796	6.3958	1.97896	4.41684	
4	Se	0.058115	5.9419	1.94215	3.99973	
5	C	-0.455397	4.4554	1.05476	3.40064	
6	C	-0.115749	4.1157	1.07629	3.03946	
7	C	-0.472027	4.4720	1.05686	3.41517	
8	C	-0.072318	4.0723	1.07056	3.00175	
(C₂H₅)₂NCTe₂H						
1	C	-0.463576	4.4636	1.05620	3.40738	
2	C	-0.074626	4.0746	1.07342	3.00120	
3	N	-0.350067	5.3501	1.53901	3.81105	
4	C	0.018498	3.9815	1.22098	2.76053	
5	C	-0.056505	4.0565	1.06561	2.99089	
6	C	-0.474437	4.4744	1.05725	3.41718	
7	Te	-0.286207	6.2862	1.94902	4.33719	
8	Te	-0.127747	6.1277	1.84261	4.28514	
9	H	0.165205	0.8348	0.83480		

Ниже показаны величины ПОАС у различных минералов.

Bi₂S₃Str C₄H₉O CSSH ПОАС -0,76057, эВ;

Bi₂S₃Str(C₄H₉)O CSeSeH ПОАС -0,57851, эВ

FeAsSStr(C₄H₉)₂NCSSH- ПОАС, эВ-3,122;

FeAsSStr(C₄H₉)₂NCSeSeH- ПОАС, эВ-1,34258;

FeAsSStr(C₄H₉)₂NCTeTeH- ПОАС, эВ-9,44654 .

Ssb-sPbSSbSStr(C₄H₉)₂NCSeSeH - ПОАС, эВ-360,3647;

SSbPbSbSStr(C₄H₉)₂NCTeTeH- ПОАС, эВ-31,55572

Bi₂S₃StrC₄H₉)₂NCSSH ПОАС -3,1777, эВ;

Bi₂S₃Str(C₄H₉)₂NCSeSeH -3,68145, эВ

Bi₂S₃Str(C₄H₉)₂NCTeTeH- ПОАС -3,03896, эВ.

ПОАС для реагентов с атомом Те имеет минимальное значение.

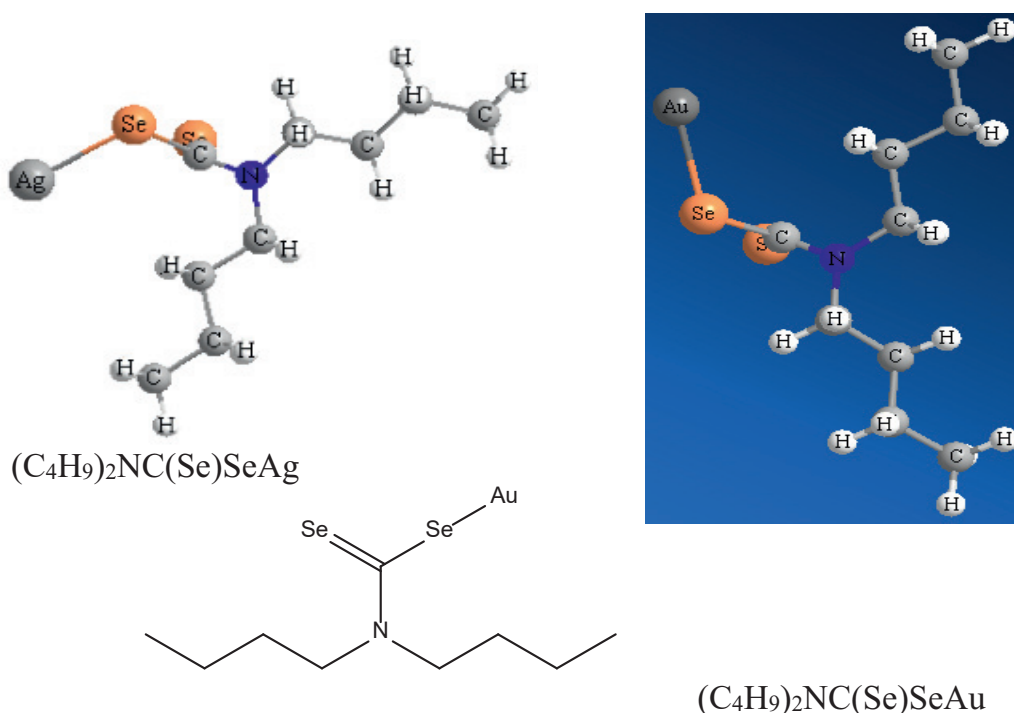


Рисунок 1. Модели селенопроизводных собирателей золота и серебра

Комплексы селеносодержащих металлов $CuPri_2(C_4H_9)_2NCSeSe-2$

В таблице 3 представлены атомные заряды, орбитальные энергии, заселенность электронами s, p, d-Pop (population) орбиталей кислот.

TOTAL ENERGY = -4378.48962 EV

ALPHA SOMO LUMO (EV) = -6.756 -1.632

BETA SOMO LUMO (EV) = -6.756 -1.649

Таблица 3. Атомные заряды, орбитальные энергии, заселенность электронами s, p, d-Pop (population) орбиталей кислот

№ атома	Тип	Заряд	Количество	s-Pop	p-Pop	d-Pop
1	N	-0.287529	5.2875	1.54406	3.74347	
11	Se	-0.448233	6.4482	1.97692	4.47131	
12	Se	-0.358884	6.3589	1.97518	4.38371	
13	Cu	0.556245	10.4438	0.40725	0.03654	9.99996
14	N	-0.312632	5.3126	1.60911	3.70352	
24	Se	0.000397	5.9996	1.96289	4.03671	
25	Se	-0.079584	6.0796	1.97515	4.10443	
26	H	0.158283	0.8417	0.84172		
Aspri ₃ (C ₄ H ₉ O)SeSe-						
TOTAL ENERGY = -4172.56108 EV; HOMO LUMO ENERGIES (EV) = -7.347 -1.691						

В таблицах 4, 5, 6 представлены атомные заряды, орбитальные энергии, заселенность электронами s, p, d-Pop (population) орбиталей кислот.

Международная конференция «Плаксинские чтения–2021»
г. Владикавказ, 04-08 октября 2021 г.

Таблица 4. Атомные заряды, орбитальные энергии, заселенность электронами s, p, d-Pop (population) орбиталей кислот

№ атома	Тип	Заряд	Количество	s-Pop	p-Pop	d-Pop
1	C	-0.002114	4.0021	1.30858	2.69354	
2	O	-0.237048	6.2370	1.85266	4.38439	
3	Se	0.188896	5.8111	1.96434	3.84676	
4	Se	-0.044652	6.0447	1.97044	4.07422	
9	As	0.038055	4.9619	1.93769	2.71786	0.30640
10	C	0.030536	3.9695	1.29187	2.67759	
11	O	-0.282650	6.2827	1.86317	4.41948	
12	Se	0.034700	5.9653	1.95773	4.00757	
13	Se	-0.213226	6.2132	1.97141	4.24182	
8	C	0.014763	3.9852	1.31230	2.67293	
19	O	-0.210259	6.2103	1.85223	4.35803	
20	Se	-0.004589	6.0046	1.96476	4.03983	
21	Se	0.092382	6.0924	1.97195	4.12044	
26	H	0.150167	0.8498	0.84983		
DIPOLE 7.429 PriAs ₃ (C ₄ H ₉) ₂ NCSeSe L TOTAL ENERGY = -5686.17574; HOMO LUMO ENERGIES (EV) = -6.534 -0.843						

Таблица 5. Атомные заряды, орбитальные энергии, заселенность электронами s, p, d-Pop (population) орбиталей кислот

№ атома	Тип	Заряд	Количество	s-Pop	p-Pop	d-Pop
1	C	-0.005338	4.0053	1.26579	2.73955	
2	N	-0.237827	5.2378	1.53788	3.69995	
3	Se	-0.142206	6.1422	1.96282	4.17938	
4	Se	-0.324289	6.3243	1.97494	4.34935	
13	C	-0.056974	4.0570	1.25254	2.80444	
14	N	-0.225506	5.2255	1.53265	3.69286	
15	Se	0.073050	5.9269	1.96332	3.96363	
16	Se	-0.180055	6.1801	1.97275	4.20731	
25	C	-0.078329	4.0783	1.29407	2.78426	
26	N	-0.215699	5.2157	1.52897	3.68673	
27	Se	-0.053144	6.0531	1.97850	4.07465	
28	Se	-0.171158	6.1712	1.96690	4.20426	
37	As	0.147900	4.8521	1.95235	2.61608	0.28367
38	H	0.148027	0.8520	0.85197		
DIPOLE 1.982 Чем больше отрицательная величина селена (5), тем больше заряд мышьяка. JyalBiPri ₃ (C ₄ H ₉) ₂ NCSeSe TOTAL ENERGY = -5680.77251. HOMO LUMO ENERGIES (EV) = -6.769 -1.191						

**«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки
природного и техногенного минерального сырья»**

Таблица 6. Атомные заряды, орбитальные энергии, заселенность электронами s, p, d-Pop (population) орбиталей кислот

№ атома	Тип	Заряд	Количество	s-Pop	p-Pop	d-Pop
1	C	-0.053816	4.0538	1.25911	2.79471	
2	N	0.230443	-5.2304	1.53487	3.69557	
3	Se	0.157739	-6.1577	1.97230	4.18544	
4	Se	-0.145642	6.1456	1.97232	4.17333	
13	C	-0.042055	4.0421	1.25763	2.78442	
14	N	-0.232841	5.2328	1.53434	3.69850	
15	Se	-0.152220	6.1522	1.97282	4.17940	
16	Se	-0.178076	6.1781	1.97311	4.20496	
25	C	-0.038097	4.0381	1.25729	2.78080	
26	N	-0.237064	5.2371	1.53457	3.70249	
27	Se	-0.152725	6.1527	1.97255	4.18018	
28	Se	-0.196350	6.1963	1.97291	4.22344	
37	Bi	0.359952	4.6400	1.99895	2.63023	0.01087
38	H	0.173699	0.8263	0.82630		
DIPOLE 3.125						
BiPri ₃ (C ₄ H ₉ O)CSeSe						
TOTAL ENERGY = -4166.95697						
№ атома	Тип	Заряд	Количество	s-Pop	p-Pop	d-Pop
4	Se	-0.051367	6.0514	1.97309	4.07827	
9	Bi	0.362737	4.6373	1.99444	2.63330	0.00952
10	C	-0.002479	4.0025	1.29160	2.71088	
11	O	-0.268667	6.2687	1.86613	4.40254	
12	Se	0.099914	5.9001	1.96653	3.93356	
13	Se	-0.170034	6.1700	1.96986	4.20017	
1	C	-0.016374	4.0164	1.31968	2.69670	
2	O	-0.217975	6.2180	1.85351	4.36447	
3	Se	-0.080575	6.0806	1.97101	4.10956	
18	C	-0.002400	4.0024	1.32017	2.68223	
19	O	-0.216092	6.2161	1.85373	4.36236	
20	Se	-0.052473	6.0525	1.97259	4.07988	
21	Se	-0.124204	6.1242	1.97199	4.15221	
26	H	0.147893	0.8521	0.85211		
DIPOLE 5.114						
SbPri ₃ (C ₄ H ₉) ₂ NCSeSe						
TOTAL ENERGY = -5685.13764						
HOMO LUMO ENERGIES (EV) = -6.228 -0.930						

Таблица 7. Атомные заряды, орбитальные энергии, заселенность электронами s, p, d-Pop (population) орбиталей кислот

№ атома	Тип	Заряд	Количество	s-Pop	p-Pop	d-Pop
1	C	-0.013264	4.0133	1.22333	2.78993	
2	N	-0.174458	5.1745	1.52900	3.64546	
3	Se	-0.036983	6.0370	1.95011	4.08687	
4	Se	-0.153505	6.1535	1.95453	4.19897	
13	C	-0.053683	4.0537	1.23045	2.82323	
14	N	-0.204296	5.2043	1.53243	3.67186	
15	Se	-0.108817	6.1088	1.95334	4.15547	
16	Se	0.086684	-6.0867	1.95428	4.13240	
25	C	0.032205	3.9678	1.24960	2.71820	
26	N	-0.238232	5.2382	1.53849	3.69974	
27	Se	-0.083649	6.0836	1.94178	4.14186	
28	Se	-0.491176	6.4912	1.97824	4.51293	
37	Sb	0.079677	4.9203	1.99546	2.60517	0.31970
38	H	0.161623	0.8384	0.83838		
DIPOLE 5.935						

Выводы

Технология извлечения селена и теллура из шламов электролиза медных концентратов освоена в промышленном масштабе и эти металлы во флотационном собирателе будут извлечены при попутной переработке сырья.

Собиратель с координирующим атомом мышьяка возможно применять при флотации мышьяксодержащих руд и руд золота.

ИЗУЧЕНИЕ ЗАМЕЩЕНИЯ СЕРЫ ТРАДИЦИОННЫХ ДИАЛКИЛДИТИОФОСФАТОВ НА СЕЛЕН-И-ТЕЛЛУР

Соложенкин П.М.

Федеральное государственное бюджетное научное учреждение Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В.Мельникова Российской академии наук, Москва, Российская Федерация, e-mail: solozhenkin@mail.ru

Виртуально созданы реагенты на основе селена и теллура. Построены их модели. Установлены атомные заряды, орбитальные энергии, заселенность электронами s,p, d-Pop (population) орбиталей кислот. Рассмотрены параметры структуры соединений. Анализируются условия для замещения атомов.

**Research of replacement of sulfur traditional dialkilditiophosfat
on selen -and -telyr**

Solozhenkin P.M.

Are virtually created reagent on a basis sullen and teller. Their models are constructed. The nuclear charges, orbital energy, dipole contributions s, p, d-Pop (population) orbital of acids are established. The parameters of structure connection are considered. The conditions for replacement of atoms are analyzed.

Представляет научную ценность установление закономерности изменения физико-химических параметров собирателей от введения селена и теллура вместо атомов серы, а также координирующего атома мышьяка.

С точки зрения электронных структур нейтральных атомов селен и теллур являются прямыми аналогами кислорода и серы. С химической стороны селен и теллур, в общем похожи на серу.

Прогноз оценки активности собирателя (ПОАС) - взаимодействия собирателя с атомом кластера минерала – определяли в виде разницы общей энергии комплекса и суммы энергии кластера и энергии собирателя, определяемый по выражению:

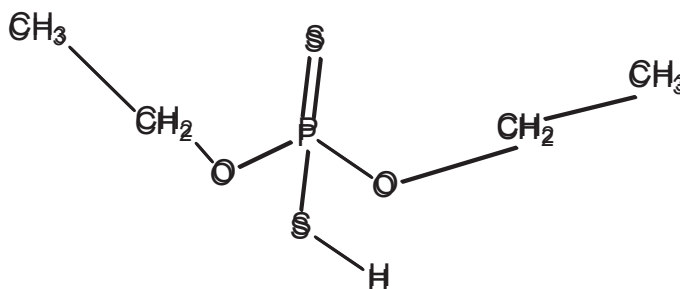
$$\Delta E = E \text{ комплекса} - (E \text{ кластера} + E \text{ собирателя}), \text{ эВ (ПОАС)}$$

Предварительно получали сведения об энергии компонентов комплекса (молекулы).

Чем меньше величина ПОАС, тем более предпочтительно взаимодействие собирателя с атомом кластера минерала.

В таблице 1 представлены заряды атомов P, серы, селена и теллура. У $(C_2H_5O)_2PSeS_2H$ два атома селена неожиданно несут положительный заряд.

На схеме и в таблицах 2, 3 представлены атомные заряды, орбитальные энергии, заселенность электронами s, p, d-Pop (population) орбиталей кислот $C_4H_{11}O_2PSS$.



В таблице 3 представлены атомные заряды, орбитальные энергии, заселенность электронами s, p, d-Pop (population) орбиталей кислот.

Международная конференция «Плаксинские чтения–2021»
г. Владикавказ, 04-08 октября 2021 г.

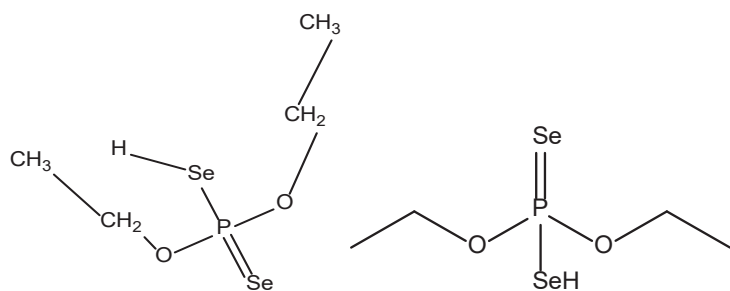
Таблица 1.

№ атома	Тип	Заряд	Количество	s-Pop	p-Pop	d-Pop
(C₂H₅O)₂PSSH						
1	P	0.146987	4.8530	1.66425	3.03500	0.15376
2	O	-0.318380	6.3184	1.84572	4.47266	
3	O	-0.370310	6.3703	1.84605	4.52426	
4	S	-0.019343	6.0193	1.86843	4.06776	0.08315
5	S	-0.142906	6.1429	1.91458	4.19272	0.03560
6	C	0.000987	3.9990	1.08413	2.91488	
7	C	-0.462349	4.4623	1.05606	3.40629	
8	C	0.011301	3.9887	1.08253	2.90617	
9	C	-0.462655	4.4627	1.05601	3.40665	
10	H	0.186002	0.8140	0.81400		
(C₂H₅O)₂PSeS₂H						
1	O	-0.415993	6.4160	1.84138	4.57461	
2	O	-0.360761	6.3608	1.84561	4.51515	
3	P	0.053519	4.9465	1.67488	3.12537	0.14623
4	Se	0.003205	5.9968	1.94722	4.04957	
5	Se	0.147760	5.8522	1.92795	3.92429	
6	C	-0.459028	4.4590	1.05589	3.40313	
7	C	0.004304	3.9957	1.08165	2.91405	
8	C	-0.458903	4.4589	1.05564	3.40326	
9	C	-0.006955	4.0070	1.08399	2.92297	
10	H	0.108534	0.8915	0.89147		
(C₂H₅O)₂PTe₂H						
1	P	0.380011	4.6200	1.46064	2.90644	0.25291
2	O	-0.538970	6.5390	1.85631	4.68266	
3	O	-0.572451	6.5725	1.85180	4.72065	
4	Te	-0.034368	6.0344	1.59816	4.43621	
5	Te	0.142480	5.8575	1.70560	4.15192	
6	C	0.032084	3.9679	1.07378	2.89414	
7	C	-0.467617	4.4676	1.05762	3.41000	
8	C	0.046214	3.9538	1.07201	2.88178	
9	C	-0.470042	4.4700	1.05798	3.41206	
10	H	0.271193	0.7288	0.72881		

Таблица 2.

№ атома	Тип	Заряд	Количество	s-Pop	p-Pop	d-Pop
1	P	0.146987	4.8530	1.66425	3.03500	0.15376
2	O	-0.318380	6.3184	1.84572	4.47266	
3	O	-0.370310	6.3703	1.84605	4.52426	
4	S	-0.019343	6.0193	1.86843	4.06776	0.08315
5	S	-0.142906	6.1429	1.91458	4.19272	0.03560
6	C	0.000987	3.9990	1.08413	2.91488	
7	C	-0.462349	4.4623	1.05606	3.40629	
8	C	0.011301	3.9887	1.08253	2.90617	
9	C	-0.462655	4.4627	1.05601	3.40665	
10	H	0.186002	0.8140	0.81400		

**«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки
природного и техногенного минерального сырья»**



O,O-diethyl Se-hydrogen phosphorodiselenoate

TOTAL ENERGY = -4731.31343 EV
HOMO LUMO ENERGIES (EV) = -7.340 -1.701

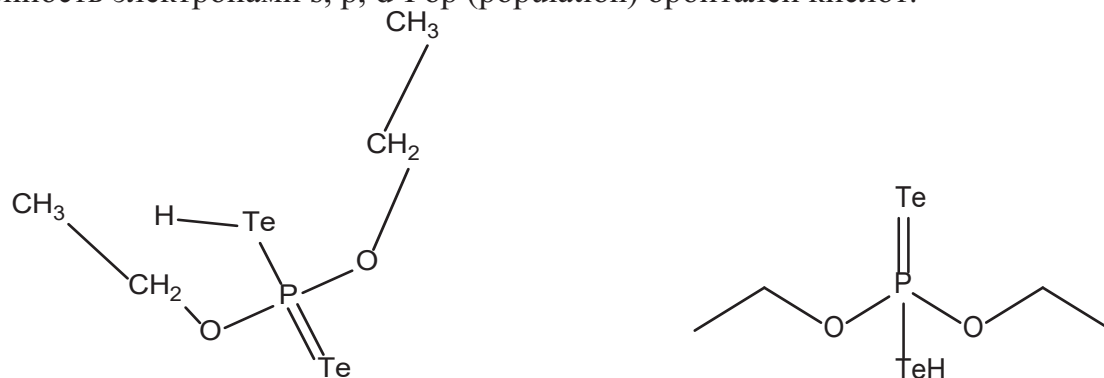
Таблица 3.

№ атома	Тип	Заряд	Количество	s-Pop	p-Pop	d-Pop
1	O	-0.233185	6.2332	1.91476	4.31842	
2	O	-0.387753	6.3878	1.82886	4.55889	
3	P	0.029917	4.9701	1.72769	3.11011	0.13229
4	Se	0.019698	5.9803	1.95251	4.02780	
5	Se	0.207042	5.7930	1.92313	3.86982	
6	C	-0.452160	4.4522	1.05468	3.39748	
7	C	-0.127308	4.1273	1.08126	3.04605	
8	C	-0.448524	4.4485	1.05518	3.39335	
9	C	-0.038326	4.0383	1.08655	2.95177	
10	H	0.080020	0.9200	0.91998		

У $(C_2H_5O)_2PSeS_2H$ два атома Se, Se положительны.

Теллура фосфора

В таблице 4 представлены атомные заряды, орбитальные энергии, заселенность электронами s, p, d-Pop (population) орбиталей кислот.



Атом фосфора имеет d-Pop небольшой величины.

Комплексы металлов

Комплекс свинца $Pb(RO)_2PSe_2$

В таблице 5 представлены атомные заряды, орбитальные энергии, заселенность электронами s, p, d-Pop (population) орбиталей кислот комплекса свинца.

Таблица 4.

№ атома	Тип	Заряд	Количество	s-Pop	p-Pop	d-Pop
1	O	-0.647346	6.6473	1.83876	4.80859	
2	O	-0.607108	6.6071	1.84427	4.76284	
3	P	0.409129	4.5909	1.46192	2.87728	0.25168
4	Te	0.193999	5.8060	1.70759	4.09841	
5	Te	0.005260	5.9947	1.60749	4.38725	
6	C	-0.495587	4.4956	1.06115	3.43444	
7	C	0.060729	3.9393	1.06940	2.86987	
8	C	-0.481592	4.4816	1.05953	3.42206	
9	C	0.090256	3.9097	1.06776	2.84198	
10	H	0.288781	0.7112	0.71122		

TOTAL ENERGY =-4731.31343 EV; HOMO LUMO ENERGIES (EV) = -7.34-1.701

Таблица 5.

№ атома	Тип	Заряд	Количество	s-Pop	p-Pop	d-Pop
1	P	-0.073964	5.0740	1.70057	3.22734	0.14605
2	O	-0.316119	6.3161	1.85333	4.46279	
3	O	0.278593	6.2786	1.94134	4.33725	
4	Se	0.020399	5.9796	1.95586	4.02374	
5	Se	0.129182	5.8708	1.94322	3.92760	
14	P	-0.112561	5.1126	1.70104	3.26705	0.14447
15	O	-0.370131	6.3701	1.87912	4.49101	
16	O	-0.221585	6.2216	1.94533	4.27625	
17	Se	0.205700	006522	5.7943	1.94310	
18	Se	0.59935	1.94950	4.04398		
27	Pb	0.407475	3.5925	1.80242	1.79010	
28	H	0.118821	0.8812	0.88118		

Два атома фосфора имеют d-Pop.

В таблице 6 представлены атомные заряды, орбитальные энергии, заселенность электронами s, p, d-Pop (population) орбиталей кислот Pb(OCS_e-2)₂.mor

TOTAL ENERGY =-2790.31407 EV; HOMO LUMO ENERGIES (EV) = -7.225-1.212

Таблица 6.

№ атома	Тип	Заряд	Количество	s-Pop	p-Pop	d-Pop
1	C	0.028003	3.9720	1.31152	2.66048	
2	O	-0.237373	6.2374	1.85655	4.38082	
3	Se	0.169900	5.8301	1.96120	3.86890	
4	Se	-0.250675	6.2507	1.97203	4.27864	
11	Se	0.179675	5.8203	1.96953	3.85080	
12	Se	0.116118	5.8839	1.96921	3.91467	
17	Pb	-0.311990	4.3120	1.29382	3.01817	
18	H	0.140526	0.8595	0.85947		
9	C	0.003977	3.9960	1.31584	2.68019	
10	O	-0.208267	6.2083	1.84809	4.36018	

На рисунке 1 представлен комплекс свинца.

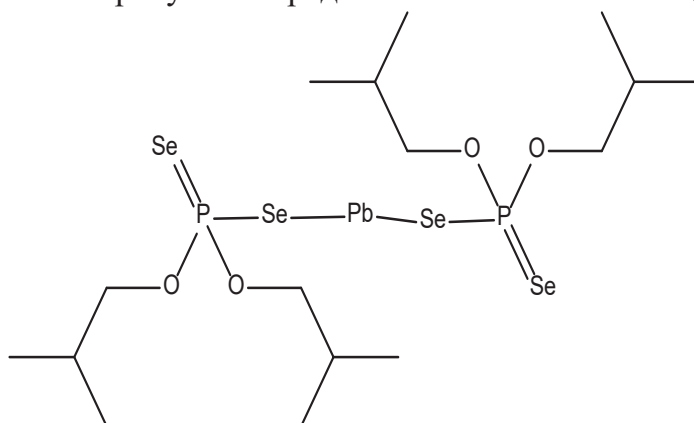


Рисунок. Схема комплекса свинца

Выводы

Виртуально созданы реагенты на основе селена и теллура. Построены их модели. Установлены атомные заряды, орбитальные энергии, заселенность электронами s, p, d-POP (population) орбиталей кислот. Рассмотрены параметры структуры соединений. Анализируются условия для замещения атомов.

ИЗУЧЕНИЕ СОРБЦИОННОЙ И ФЛОТАЦИОННОЙ АКТИВНОСТИ МИНЕРАЛОВ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫХ РУД С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ КОМПОЗИТНОГО РЕАГЕНТА *

Матвеева Т.Н., Гетман В.В., Каркешкина А.Ю.

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН,
Москва, Российская Федерация, e-mail: viktoriki.v@gmail.com

Применение композитного реагента в цикле коллективной флотации позволит увеличить извлечение молибдена и меди в концентрат, повысить его качество, сократить потери ценных компонентов с отвальными хвостами.

Investigation of sorption and flotation activity of minerals of copper-molybdenum ores using a composite reagent

Matveeva T.N., Getman V.V., Karkeshkina A.Yu.

The use of the composite reagent in the collective flotation cycle will increase the extraction of molybdenum and copper into the concentrate, improve its quality, and reduce the loss of valuable components with dump tails.

* Работа выполнена при финансовой поддержке Гранта Министерства науки и высшего образования РФ № 13.1902.21.0018 (Соглашение № 075-15-2020-802)

Схема переработки медно-молибденовой руды включает коллективную флотацию с последующим разделением коллективного концентрата на медный и молибденовый. Типичными собирателями для молибденита являются аполярные углеводородные реагенты - керосин, трансформаторное масло, машинные масла и др. Применяются также ксантогенаты и аэрофлоты.

Непостоянство вещественного состава руды, соотношения халькопирита и молибденита, рост доли первичных сульфидов меди и тонковкрапленного молибденита, а также наличие флотоактивного пирита приводят к потерям молибдена и меди до 25 - 30% с хвостами коллективной флотации.

Повысить показатели извлечения ценных компонентов в коллективный концентрат возможно с применением новых композиций флотационных реагентов, селективно изменяющих гидрофобные свойства целевых минералов.

В работе исследован новый композитный реагент (КР), представляющий собой тонкоэмульгированный раствор керосина с S-P-содержащим реагентом. Электронодонорные атомы серы и фосфора в структуре реагента определяют его склонность к комплексообразованию и избирательной адсорбции, а алкильные радикалы обеспечивают высокую собирательную активность по отношению к извлекаемым сульфидам Cu и Mo [1 - 4].

Объектами исследований являлись мономинеральные фракции молибденита, халькопирита и пирита крупностью $-0,063+0,044$ мм и $-0,1+0,063$ мм, минеральные частицы молибденита размером 4×8 мм.

Морфология и элементный состав поверхности молибденита исследованы после обработки КР методом аналитической сканирующей электронной микроскопии (ASEM) на микроскопе LEO 1420VP, оснащённом рентгеновским энергодисперсионным микроанализатором INCA 350. На рисунке 1 приведены фотография и рентгеновские спектры минерального образца молибденита после обработки КР.

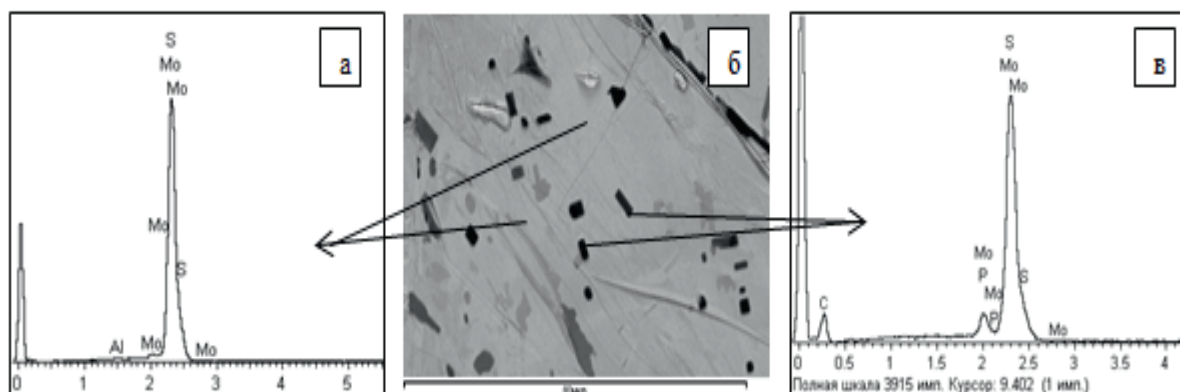


Рисунок 1. ASEM снимок поверхности молибденита после обработки реагентом КР (б) и энергодисперсионные спектры участков (а, в)

Методом ASEM установлено, что после обработки молибденита реагентом КР на поверхности минерала (рисунок 1б) появляются новообразованные фазы реагента в виде темных пластинок правильной формы, равномерно распределенных на поверхности молибденита.

На рисунке 1а представлен рентгеновский спектр характерный для минеральной поверхности молибденита свободной от новообразований. В энергодисперсионном спектре вновь образованных фаз (рисунок 1в) идентифицируются пики углерода и фосфора, входящих в структуру реагента и указывающие на его закрепление на поверхности молибденита.

УФ-спектроскопическим методом установлена количественная зависимость адсорбции КР на молибдените от концентрации реагента в растворе (рисунок 2). Реагент КР имеет ярко выраженный характеристический пик поглощения в УФ-области спектра при длине волны 232 нм, интенсивность которого зависит от концентрации раствора, что позволило оценить изменение концентрации КР в растворе до и после контакта с молибденитом. На рисунке 2а приведены УФ-спектры растворов КР при концентрациях 5-20 мг/л.

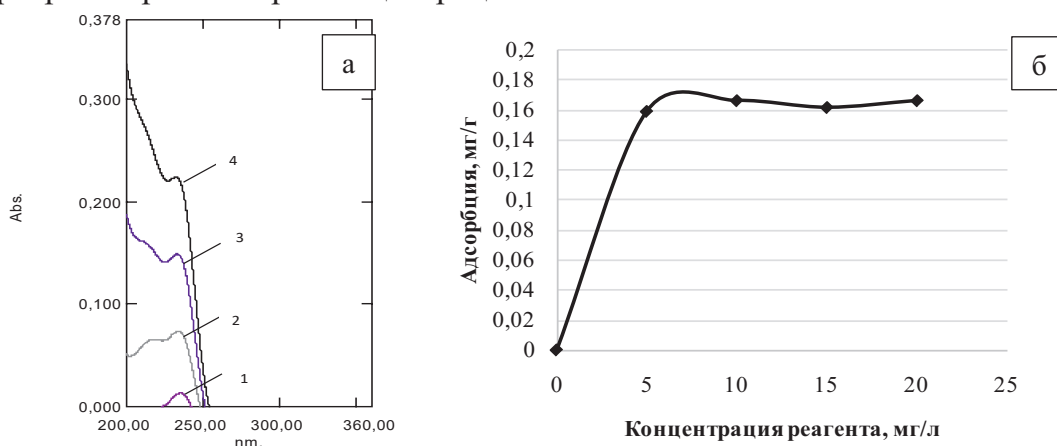


Рисунок 2. УФ-спектры композитного реагента КР при концентрациях: 5 (1), 10 (2), 15 (3) и 20 (4) мг/л (а); зависимость адсорбции КР на молибдените от концентрации реагента в растворе (б)

По разнице исходной и остаточной концентрации реагента в соответствии с законом Буггера – Ламберта – Бера рассчитана адсорбция КР из водного раствора (5 - 20 мг/л) после 5 мин контакта минерала с реагентом. Установлено, что КР уже при низких концентрациях в растворе (5 мг/л) достигает максимальной сорбционной активности 160 мкг/г или 100% от исх. (рисунок 2б). При данной концентрации наступает насыщение поверхности реагентом и дальнейшее повышение концентрации КР в растворе не приводит к увеличению величины адсорбции на минерале.

На рисунке 3 представлены результаты сравнительной мономинеральной

флотации пирита, молибденита и халькопирита эмульгированным раствором керосина с бутиловым ксантогенатом калия (БКК) (20 г/т) и композитным реагентом КР (20 г/т).

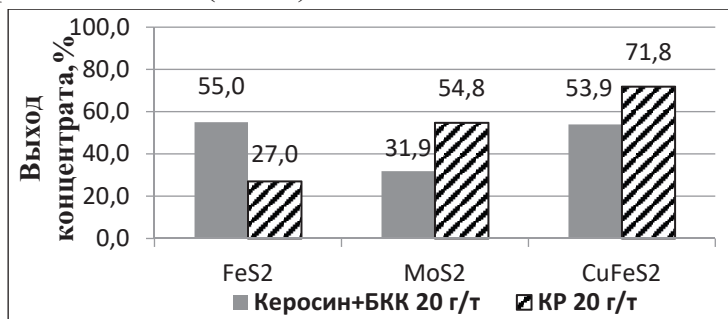


Рисунок 3. Влияние эмульгированного раствора керосина с БКК (20 г/т) и композитного реагента (20 г/т) на извлечение пирита, молибденита и халькопирита

Анализ полученных результатов показал, что при использовании традиционных реагентов – керосина и БКК флотированность сульфидов меди и молибдена составила 53,9% и 31,9% соответственно, при этом наблюдается достаточно высокий выход пирита 55,0% сопоставимый с халькопиритом, что приводит к ухудшению качества коллективного Cu-Мо концентрата в процессе флотации медно-молибденовых руд. В условиях применения нового композитного реагента-собирателя КР флотированность целевых сульфидных минералов возросла – халькопирита до 71,8%, молибденита до 54,8%, при этом выход пирита снизился до 27%.

Таким образом, важным преимуществом нового композитного реагента КР по сравнению с традиционными реагентами-собирателями является его селективность по отношению к минералам Cu и Mo, что положительно влияет на качество коллективного Cu-Мо концентрата и может обеспечить снижение потерь ценных компонентов с хвостами флотации.

Авторы выражают благодарность кандидату геол.-минер. наук Копорулиной Е.В. за помощь в проведении микроскопических исследований.

Список использованных источников

1. Milorad Grujić, Dušan Salatić, Ivan Djurković, M.M. Grujić Flotability of copper, gold and platinum minerals in function of liberation of rate and applied collectors. / 36th on Mining and Metallurgy, 29 Sept. – 2 Oct. 2004, Serbia and Montenegro.
2. R.S. Farinato, L.R. Nagaraj Time dependent wettability of mineral and metal surfaces in the presence of thiol surfactants. Journal of adhesion science and technology. Vol. 6. № 12 1331-1345 (1992).
3. Бочаров В.А., Хачатрян Л.С., Игнаткина В.А., Баатархуу Ж. О выборе способов разделения сульфидного медно-молибденового концентрата с использованием высокомолекулярных депрессоров // ГИАБ. – 2007. – № 8. – С.235–242.
4. H. Miki, T. Hirajima, Y. Muta, G.P.W. Suyantara and K. Sasaki. Investigation of reagents for selective flotation on chalcopyrite and molybdenite // Proc. of the XXIX Int. Miner. Proc. Cong. IMPC 2018. – Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum. – 2019. – pp. 1854-1861.

**ОПРЕДЕЛЕНИЕ СТАБИЛЬНОСТИ ФЛОТАЦИОННОГО АГРЕГАТА
В ТУРБУЛЕНТНОМ ПОТОКЕ ***

Кондратьев С.А., Коваленко К.А.

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела
им. Н.А. Чинакала Сибирского отделения РАН, г. Новосибирск, Российская Федерация
e-mail: kondr@misd.ru; kovalenko-ksusha@mail.ru

Представлен метод расчета стабильности флотационного агрегата в турбулентном потоке известной интенсивности в зависимости от крупности закрепленных на пузырьке минеральных частиц. Скорость диссипации энергии в камере флотомашины определена методами вычислительной гидродинамики в программной среде ANSYS Fluent.

Determination of the stability of the flotation unit in a turbulent flow

Kondrat`ev S.A., Kovalenko K.A.

A method for calculating the stability of a flotation unit in a turbulent flow of known intensity, depending on the size of the mineral particles fixed to the bubble, is presented. The rate of energy dissipation in the flotation chamber is determined by computational fluid dynamics methods in the ANSYS Fluent software environment.

Флотация - это гетерогенный процесс, осуществляемый в условиях турбулентного (вихревого) движения пульпы. Турбулентность, характеризуется диссипацией энергии внутри флотационного объема и присуща всем конструкциям камер флотационных машин. Она определяется величиной подводимой импеллером энергии, геометрией конструктивных элементов, ограничивающих внутренний объем камеры, и свойствами среды. Турбулентность и порождаемая ею сила инерции массы частицы оказывают определяющее влияние на один из важнейших показателей процесса флотации, крупность извлекаемых флотацией частиц. Расширение пределов крупности флотируемых частиц – одна из наиболее актуальных задач обогащения полезных ископаемых. Существующие флотационные машины извлекают частицы крупностью от 20 до 120 мкм, а разделение частиц вне этих пределов крупности крайне проблематично [1]. Поэтому изучение стабильности флотационного агрегата в турбулентном потоке пульпы имеет важное практическое значение.

Целью настоящей работы является численное определение крупности частиц извлекаемых пенной флотацией в зависимости от скорости диссипации энергии и характеристик минеральной частицы.

В [2] дается расчет колебаний минеральной частицы на поверхности

* Работа выполнена в рамках проекта НИР (Код научной темы FWNZ -2021-0002

пузырька. Динамические уравнения, описывающие движение механической системы «пузырек – частица» и движение возникающие в невязкой несжимаемой жидкости, получены с помощью лагранжевой механики. Вычислены потенциальная и кинетическая энергия системы. Найден лагранжиан агрегата «пузырек – частица» в терминах кинетической и потенциальной энергий $L = L_f + L_p = (T - U)_f + (T - U)_p$, который был использован для записи уравнений Эйлера – Лагранжа:

$$\frac{d}{dt} \frac{\partial L}{\partial \dot{b}_j} - \frac{\partial L}{\partial b_j} = \lambda \frac{\partial g}{\partial b_j}, \quad j = 1, \dots, N + 1; \quad g(b_1, \dots, b_N, b_{N+1}, t) = 0 \quad (1)$$

Решение системы обыкновенных дифференциальных уравнений (1) требует задания начальных данных для функций и их первых производных.

В начальный момент можно задать возмущения поверхности пузырька – обобщенные координаты b_j и их производные по времени \dot{b}_j – скорость перемещения стенок пузырька. Для задания начальной скорости производных по времени обобщенных координат рассмотрен турбулентный поток, в котором находится флотационный агрегат. Средняя скорость турбулентных пульсаций в инерционном интервале спектра турбулентности дается выражением:

$$\bar{u}' = C(\varepsilon l)^{\frac{1}{3}}, \quad (2)$$

где C – постоянная, равная 1,37; ε – скорость диссипации энергии, $\text{м}^2/\text{с}^3$; l – масштаб турбулентных образований, м.

Таким образом, зная ε можно дать оценку начальной скорости возмущений поверхности пузырька, то есть производные по времени обобщенных координат \dot{b}_j . Распределение скорости диссипации энергии по камере флотомашины определено методами вычислительной гидродинамики в программной среде ANSYS Fluent. Расчетная геометрическая модель лабораторной флотационной машины создана в геометрическом препроцессоре Design Modeler. Геометрия модели представлена прямоугольной камерой, статором (диск с 12 вертикальными лопатками, расположенными под углом 60° к радиусу) и импеллером (диск с радиально расположенными 4 вертикальными лопатками). Пространственная дискретизация расчетной области проведена с помощью модуля Meshing. Для моделирования турбулентного потока применена модификация k - ε -модели турбулентности – Realizable и неравновесная пристеночная функция: Enhanced Wall Function [3]. Опорные данные: скорость вращения импеллера 2200 об/мин ($\text{Re}=221610$); рабочая жидкость вода, имеющая вязкость $0,001 \text{ кг}/(\text{м}\cdot\text{с})$ и плотность $998,2 \text{ кг}/\text{м}^3$, при температуре 20°C . Вращение импеллера моделировали в стационарной постановке, используя Multiple

Reference Frame.

Принято, что в камере флотационной машины концентрации частиц и пузырьков крайне малы (однофазный поток). Распределение скоростей диссипации энергии турбулентного движения по камере флотационной машины практически не зависит от содержания пузырьков и минеральных частиц и может быть определено в рамках однофазной среды. В результате вычислительного эксперимента получено поле скорости диссипации энергии в горизонтальной плоскости на уровне середины лопаток импеллера.

Для решения системы уравнений (1) находились начальные условия в предположении, что образование и разрушение агрегатов «пузырек-частица» происходило на выходе из области статора в приимпеллерной зоне. Наиболее вероятные области разрушения агрегатов соответствуют скоростям диссипации энергии в них от 15 до 25 м²/с³. В наших расчетах значение ε выбрано 15 м²/с³. При заданном значении ε и размере турбулентного образования 0,002 м средняя пульсационная скорость пространственно-изотропных пульсаций согласно зависимости (2) составит 0,43 м/с. На агрегат «пузырек-частица» могут оказать влияние пульсации большего масштаба. Следует учитывать, что функция плотности распределения скоростей пульсаций жидкости, подчиняется закону нормального распределения вероятностей. Стандартное отклонение от среднего значительно и поэтому скорость пульсаций может превышать среднее значение, вычисленное по уравнению (2). Будем считать, что начальная скорость стенки пузырька равна скорости турбулентного образования, действующего на эту стенку. Решение системы уравнений (1) выполнялось с начальными данными:

$$b_j = 0; \dot{b}_2 = 0,8; \dot{b}_3 = 0,4; \dot{b}_4 = 0,2 \text{ м/с.}$$

На рисунке приведен график колебаний минеральной частицы с плотностью 3300 кг/м³, имеющей цилиндрическую форму $r = 120$ мкм и $h = 240$ мкм. Колебания происходят на поверхности пузырька с радиусом 650 мкм.

Установлено, что достаточно гидрофобная минеральная частица, гидрофобность которой можно охарактеризовать максимальным наступающим статическим углом $\theta_A^{\max} = 62^\circ$ сохранит контакт с пульсирующим пузырьком. Менее гидрофобные частицы с $\theta_A^{\max} < 62^\circ$ будут сброшены с его поверхности. Отрыв минеральной частицы от пузырька происходит в результате смыкания периметра контакта трех агрегатных состояний при достижении значения контактного угла 62° . Подтверждена ранее установленная зависимость крупности флотируемых частиц от наступающего контактного угла [4].

В подпенном слое вследствие природной гидрофобности пузырьков, повышенной гидрофобности частиц, закрепившихся на пузырьке происходит

интенсивная коалесценция.

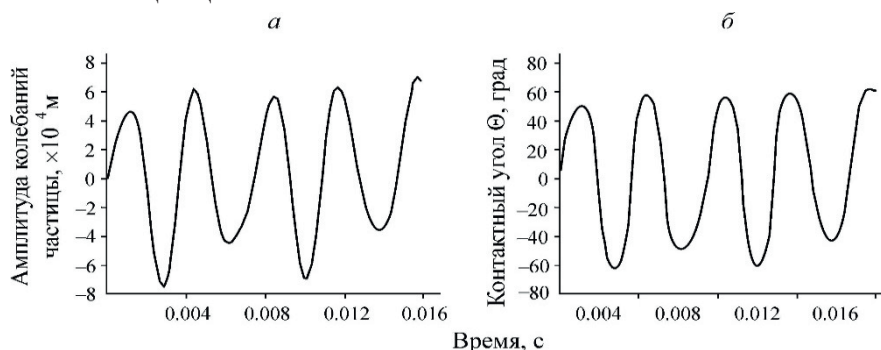


Рисунок. Амплитуда колебаний частицы на поверхности пузырька (а); угол отклонения θ границы раздела «газ–жидкость» от горизонта по линии контакта с минеральной поверхностью в зависимости от времени (б); скорость диссипации энергии $\varepsilon = 15 \text{ м}^2/\text{с}^3$

Начальная амплитуда колебаний объединенного пузырька будет превышать радиус исходных пузырьков. Получена зависимость контактного угла от времени при колебаниях цилиндрической частицы с размерами $r = 140$ и $h = 280$ мкм на объединенном пузырьке. Пузырек диаметром 2400 мкм получен в результате слияния двух пузырьков. Начальные значения обобщенных координат пузырька:

$$b_1 = 300 \text{ мкм}, b_2 = 900, b_3 = 500, b_4 = 200 \text{ и } \dot{b}_2 = 0 \text{ м/с}.$$

Скорость возмущения \dot{b}_2 принята раной нулю, так как в подпоенном слое скорость пульсаций пренебрежимо мала. В результате проведенных расчетов, выявлено, что при гидрофобности поверхности менее 75° частица будет сброшена с пузырька, находящегося в подпенном слое в результате коалесценции.

Таким образом, полученное решение позволяет оценить крупность минеральных частиц с известными параметрами, сохраняющих контакт с поверхностью пузырька, в турбулентном потоке заданной интенсивности создаваемого флотационной машиной.

Список использованных источников

1. Вигдергауз В.Е. Инновационные технологии флотации: перспективы расширения пределов крупности флотируемых частиц / Инновационные процессы комплексной и глубокой переработки минерального сырья (Плаксинские чтения 2013): Материалы Международного совещания, г. Томск, 16 – 19 сентября 2013 г. – Томск: Изд-во Томского политехнического университета, 2013. – С. 169 – 171.
2. Кондратьев С.А., Мошкин Н.П. Взаимодействие минеральной частицы со свободным пузырьком воздуха в жидкости / ФТПРПИ. – 2020. – №6. – С. 125 – 135.
3. Миньков Л.Л., Моисеева К.М. Численное решение задач гидродинамики с помощью вычислительного пакета Ansys Fluent: Томск: STT, 2017. С. 122.
4. Gontijo C., Fornasiero D., Ralston J. The limits of fine and coarse particle flotation / The Canadian Journal of Chemical Engineering. – 2007. – Vol.85. – No. 5. – P. 739 – 747.

СИЛА И СЕЛЕКТИВНОСТЬ ДЕЙСТВИЯ ФЛОТАЦИОННОГО РЕАГЕНТА

Кондратьев С.А.

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела
имени Н.А. Чинакала Сибирского отделения РАН, г. Новосибирск,
Российская Федерация, e-mail: kondr@misd.ru; kovalenko-ksusha@mail.ru

Дается определение силы физически сорбируемого флотационного собирателя. Раскрываются причины повышения селективности собирателя при снижении его или его производных форм поверхностной активности. Показано, что селективность работы собирателя зависит от соотношения активностей химической и физической форм его сорбции.

The power and selectivity of the flotation reagent

Kondrat`ev S.A.

The definition of the strength of a physically sorbed flotation collector is given. The reasons for increasing the selectivity of the collector with a decrease in its or its derivatives forms of surface activity are revealed. It is shown that the selectivity of the collector's work depends on the ratio of the activities of the chemical and physical forms of its sorption.

Под силой флотационного собирателя исследователи часто подразумевают прочность связи его функциональной группы с катионом кристаллической решетки минерала. Например, в [1] приводится следующее утверждение: «Так же, как ксантогенаты, дитиофосфаты взаимодействуют с катионами тяжелых цветных металлов, образуя труднорастворимые соединения, однако более растворимые, чем ксантогенаты соответствующих металлов... Этим, очевидно, и объясняется то, что дитиофосфаты являются более слабыми собирателями, чем ксантогенаты». Далее там же сообщается: «Так как дитиокарбаматы образуют значительно более труднорастворимые соединения с катионами тяжелых цветных металлов, чем ксантогенаты, они обладают и более сильными собирательными свойствами [1]. Аналогичная формулировка имеется и в работе [2].

Ряд исследователей силу собирателя определяют его расходом или концентрацией, требуемым для извлечения полезного минерала. В [3] приводится такое определение силы собирателя: «Под сильным собирателем подразумевается тот, который эффективен в малых концентрациях или, в случае которого, для подавления флотации необходимы сравнительно высокие концентрации подавителей».

Результаты экспериментальных работ не подтверждают предложенное понимание силы флотационного собирателя. В [4, 5, 6] исследовалась

флотационная активность тиольных собирателей.

В [4] выполнялась флотация медно-никелевой руды. Установлена следующая последовательность флотационной активности собирателей относительно сульфидов меди: диэтиловый дитиофосфат > изобутиловый ксантогенат \approx диэтиловый дитиокарбамат.

В [5] на примере флотации сульфидов меди определена следующая последовательность: амиловый ксантогенат > диизобутиловый дитиофосфат > диизобутиловый дитиокарбамат.

Аналогичное ранжирование наблюдалось и в [6]: ксантогенат > дитиофосфат > дитиокарбамат. Установленная в [7] гидрофобность сульфидов меди возрастает в ряду: дитиофосфат > ксантогенат > дитиокарбамат. Авторы определяли гидрофобность сульфидов по общему извлечению минералов меди, то есть они оценивали собирательную активность исследуемых тиольных реагентов, ошибочно приравнивая ее гидрофобности. Установленная в цитируемых работах последовательность флотационной активности собирателей не совпадает с последовательностью увеличения энергии химической связи этих собирателей с катионом кристаллической решетки минерала: дитиокарбамат > ксантогенат > дитиофосфат [8, 9, 10, 11].

Из результатов приведенных работ можно сделать вывод о том, что собирательные свойства не определяются прочностью закрепления реагента на минерале.

Вопрос о функциональном назначении диксантогена в элементарном акте флотации также требует разъяснения. Большинство исследователей считает, что повышение показателей флотации при наличии диксантогена обязано увеличению гидрофобности минеральной поверхности. Например, в [2] утверждается «В случае образования дисульфида его присутствие способствует улучшению флотируемости минерала, увеличивая гидрофобизацию поверхности. Согласно Leja хемосорбция ксантогената сама по себе недостаточна для флотации. Либо ксантогенат тяжелого металла (маталлсурфактант), либо диксантоген, образующийся на границе раздела «минерал-жидкость», должны адсорбироваться на первом слое хемосорбированного собирателя увеличивая гидрофобность минерала [12].

Предложенное понимание силы собирателя, предположения о функциональном назначении физически закрепившегося собирателя появились вследствие недостаточной изученности физической природы элементарного акта флотации. Предложенные неявные определения силы собирателя не раскрывают физической природы элементарного акта флотации и роли, выполняемой собирателем.

Согласно механизму работы физически сорбированного собирателя, под его силой подразумевается мера воздействия пленки растекающегося собирателя на жидкость в прослойке. Работа, выполняемая этой силой, определит затраты энергии на удаление жидкости, заключенной между минеральной частицей и пузырьком воздуха. Время удаления жидкости из прослойки – это время индукции. Время индукции всегда коррелирует с флотиремостью [13]. Поэтому силовое воздействие физически сорбированного реагента на прослойку жидкости определит его собирательную способность или, другими словами, его собирательную силу.

Градиент поверхностного натяжения физически сорбированных поверхностно-активных веществ на минерале и пузырьке определяет скорость удаления жидкости из прослойки. Он разлагается на два сомножителя:

$$G = \frac{\partial \sigma}{\partial C} \frac{\partial C}{\partial x}.$$

Механизм работы физически сорбированного собирателя раскрывает смысл известного правила повышения качества концентрата, заключающегося в применении более слабого собирателя или уменьшении его расхода.

Малый расход собирателя при постоянной его поверхностной активности ($\partial \sigma / \partial C = \text{const.}$) предполагает недостаточную для закрепления физической формы сорбции гидрофобизацию минералов вмещающих пород. Одновременно снизится гидрофобизация требуемых минералов, что приведет к уменьшению $\partial C / \partial x$ и извлечения всех минералов.

Увеличение расхода собирателя повысит концентрацию ионной формы собирателя и гидрофобность требуемых минералов, но также и минералов вмещающих пород. Одновременно увеличится $\partial C / \partial x$ за счет увеличения сорбции физически сорбируемых форм (ионно-молекулярных ассоциатов) и, как следствие, увеличится извлечение всех минералов.

В результате - увеличенный выход пенного продукта с низким содержанием целевого компонента.

Слабый собиратель — это собиратель с малой мощностью поверхностного потока пленки его десорбированных с минерала на пузырек форм, обусловленной низким значением $\partial \sigma / \partial C$ и высокой растворимостью его производных форм. По причине высокой растворимости короткоцепочечных кислот их физическая сорбция ионно-молекулярных форм будет недостаточна для устранения кинетического ограничения образованию флотационного контакта (величина $\partial C / \partial x$ небольшая). К таким собирателям можно отнести короткоцепочечные

карбоновые кислоты ($C < 8$).

Длинноцепочечные собиратели вследствие когезии молекул собирателя не растекаются по поверхности воды и имеют малую мощность поверхностного потока.

Селективность действия реагента определится соотношением объемов жидкости, удаляемых из прослойки за счет эффекта гидрофобизации минеральной поверхности химически закрепившимся реагентом и за счет принудительного захвата в свое движение десорбируемыми формами. Повышение избирательности действия реагента заключается в изменении соотношения объемов жидкости, удаляемых из прослойки разными формами сорбции реагента. Оптимизация соотношения этих объемов, позволяет достичь компромисса в показателях флотации: извлечение – качество.

Список использованных источников

1. Богданов О. С., Максимов И. И., Поднек А. К. и др. Теория и технология флотации руд. Под общей редакцией Богданова О. С. – М., Недра. – 1980. – 431 С.
2. Богданов О. С., Максимов И. И., Поднек А. К., Янис Н. А. Теория и технология флотации руд. Под общей редакцией Богданова О. С. – М., Недра. – 1990. – 363 С.
3. Sutherland K. L. and Wark I. W. Principles of Flotation, Principles of Flotation, Austr. Inst. Min. Metall., Melbourne, Australia, 1955. — P. 489.
4. Kloppers L., Maree W., Oyekola O., Hangone G. Froth flotation of Merensky Reef platinum bearing ore using mixtures of SIBX with a dithiophosphate and a dithiocarbamate, Min. Eng, 2015, Vol. 20. — P. 1047–1053.
5. Karimian A., Rezaei B., Masoumi A. The effect of mixed collectors in the rougher flotation of subgun copper, Life Sci. J., 2013, Vol. 10. — P. 268–272.
6. McFadzean B., Castelyn D. G. O'Connor C.T. The effect of mixed thiol collectors on the flotation of galena, Min. Eng., 2012. Vol. 36–38. — P. 211–218.
7. Hangone G., Bradshaw D., Ekmekci Z. Flotation of copper sulphide ore from Okiep using thiol collectors and their mixture, J. of the South African Institute of Min. and Metallurgy, 2005, Vol. 105. — P. 199–206.
8. Nagaraj D. R., Ravishankar S. A. Flotation reagents — a critical overview from an industry perspective. In: Fuerstenau M. C., Graeme J., Yoon R. H. (Eds.), Froth Flotation: A Century of Innovation. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Littleton, Colorado, 2007.
9. McMurray J. Organic Chemistry. Fifth edition, Brooks Cole, New York. – 1996. – P. 1284.
10. Bradshaw D. J. Synergistic effects between thiol collectors used in the flotation of pyrite. Ph.D. thesis. University of Cape Town, 1997. — P. 220.
11. Lotter N. O., Bradshaw D. J. The formulation and use of mixed collectors in sulphide flotation, Min. Eng., 2010, Vol. 23. — P. 945–951.
12. Leja J. Surface Chemistry of Froth Flotation, Plenum press, 1 st edition, 1982. New York and London. – P. 758.
13. Laskowski J. S. Thermodynamic and Kinetic Flotation Criteria, Miner. Process. Extr. Metall. Rev., 1989, 5. — P. 25–41.

**ИЗУЧЕНИЕ СВОЙСТВ ДИТИОПИРИЛМЕТАНА НА ПИРИТАХ
БЕРЕЗОВСКОГО И КУРГАШИНКАНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

Каркешкина А.Ю., Гетман В.В.

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр имени академика Н.В. Мельникова Российской академии наук, Москва, Российская Федерация, *e-mail: annakarkeshkina@gmail.com*

Изучены свойства дитиопирилметана на мономинеральных фракциях и аншлифах пирита Кургашинканского и Березовского месторождений методом аналитической сканирующей микроскопии, УФ-спектроскопии.

**Study of the properties of dithiopyrylmethane on the pyrites of the Berezovsky
and Kurgashinkansky deposits**

Karkeshkina A.Yu., Getman V.V.

The properties of dithiopyrylmethane on monomineral fractions and anschlyphs of pyrite from the Kurgashinkan and Berezovsky deposits were studied by analytical scanning microscopy and UV spectroscopy.

Поиск и разработка эффективных реагентов для флотационного извлечения благородных металлов. На основании анализа отечественных и зарубежных исследований, а также работ, выполненных в ИПКОН РАН по сорбции и флотации сульфидных руд, в качестве дополнительного селективного реагента для флотационного извлечения цветных и благородных металлов предложен и испытан реагент дитиопирилметан (ДТМ) - $C_{23}H_{24}N_4S$, который относится к серосодержащим производным пиразолов и ранее использовался только в аналитической химии для определения висмута, палладия, рения, молибдена, олово, золота и т.д. фотометрическими методами анализа [1-5]. По данным многочисленных исследований пиразолы взаимодействуют с ионами металлов преимущественно в сильноокислых средах.

В работе исследовано влияние ДТМ на адсорбцию основного собирателя сульфидных минералов – бутилового ксантогената калия (БКК) на образцах пиритов Березовского и Кургашинканского месторождений. Отличие пиритов состоит в том, что содержание железа в кургашинканском пирите выше (42%), чем в березовском (38,7%) [5].

Предварительно, методом электронной аналитической сканирующей микроскопии (электронный микроскоп LEO 1420VP, оснащенный рентгеновским энергодисперсионным микроанализатором INCA 350) изучено взаимодействие реагента ДТМ с поверхностью образцов пиритов. Аншлифы пиритов помещали в

0,1% раствор ДТМ (рН 5,7) и выдерживали в течение часа, после чего промывали водопроводной, а затем дистиллированной водой. Образцы высушивали на воздухе при нормальных условиях, после чего анализировали. На рисунке 1 представлены результаты исследований.

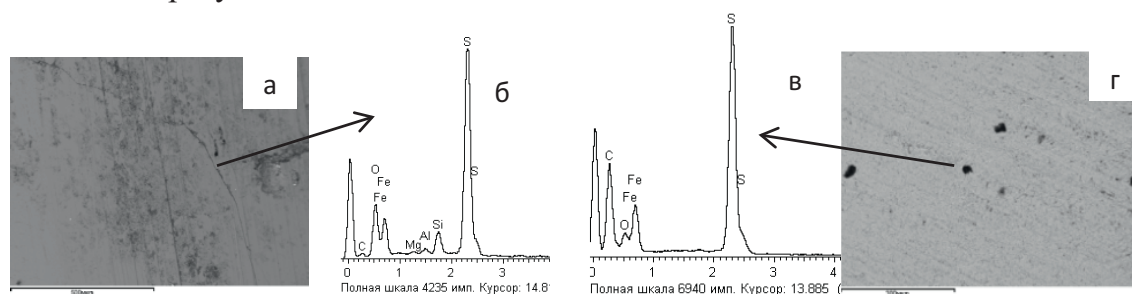


Рисунок 1. Микрофотографии поверхности аншлифа пирита и энергодисперсионные спектры участка аншлифа пирита Кургашинканского месторождения (а, б), Березовского месторождения (в,г), после контакта с 0,1% раствором ДТМ

На рисунке 1а поверхность пирита после контакта с раствором ДТМ идентична поверхности минерала до обработки, следов ДТМ не обнаружено. Отсутствие органического соединения на поверхности пирита подтверждается представленным рентгеновским спектром (рисунок 1б). В тоже время ДТМ сорбируется на поверхности пирита Березовского месторождения, о чем свидетельствуют микрофотографии аншлифа пирита (рисунок 1 в), на котором видны темные пятна реагента, не характерные для поверхности минерала до обработки. На рентгеновском спектре темных участков (рисунок 1 г) обнаружено повышенное содержание углерода, что может свидетельствовать о сорбции ДТМ на поверхности пирита.

Методом УФ-спектроскопии установлено, что характер спектра ДТМ (30 мг/л) в боратном буфере (рН 9,18) (рисунок 2 а, спектр 2) идентичен спектру, полученному в дистиллированной воде (рН 6,1) (рисунок 2а, спектр 1), соответственно ДТМ устойчив и может применяться в условиях, характерных для флотации. Характерный пик поглощения в УФ-спектре ДТМ при максимуме 286 нм (спектр 1,2, рисунок 2а) после контакта с минеральной суспензией исчезает и появляется новый максимум в области 256-258 нм (спектр 3,4 рисунок 2а). В водном растворе происходит окисление ДТМ ионами Fe^{3+} , присутствующими на поверхности пирита с образованием дисульфида дитиопирилметана.

На рисунке 3 показано влияние концентрации ДТМ (0-50 мг/л) на адсорбцию БКК (30 мг/л) на поверхности минеральных частиц пирита Березовского и Кургашинканского месторождений.

Дитиопирилметан не влияет на сорбционные свойства ксантогената по отношению к пириту Березовского месторождения (рисунок 3, кривая 2), а на поверхности Кургашинканского пирита (рисунок 3, кривая 1) наблюдается

незначительное повышение адсорбции БКК от 0,2 до 0,6 мг/г с увеличением концентрации ДТМ.

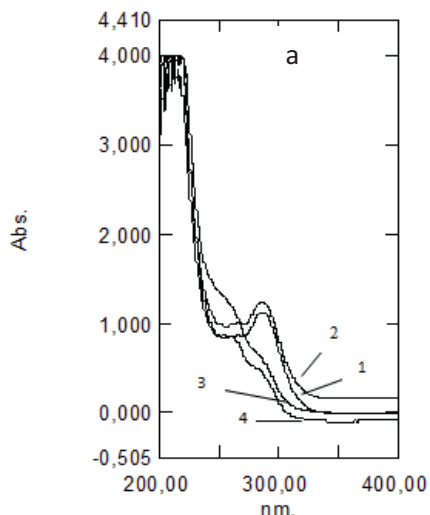


Рисунок 2. УФ-спектры ДТМ: в дистиллированной воде (1), в боратном буфере (2), после контакта с минеральной суспензией Березовского пирита (3), после контакта с минеральной суспензией Кургашинканского пирита (4)

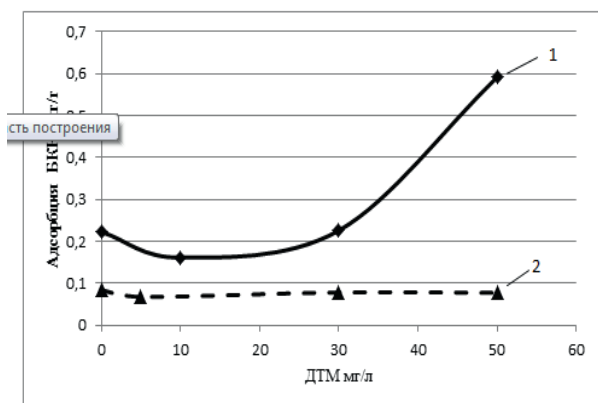


Рисунок 3. Влияние концентрации дитиопирилметана в пульпе на адсорбцию бутилового ксантогената на мономинеральных фракциях пирита Кургашинканского (1), пирита Березовского (2) месторождений

Таким образом, на основании выполненных исследований можно сделать вывод о влиянии дитиопирилметана на сорбционные свойства пиритов Березовского и Кургашинканского месторождений.

Показано, что адсорбция бутилового ксантогената в присутствии дитиопирилметана на образцах пиритов различна и зависит от минералоготехнологических особенностей пирита.

Список использованных источников

1. Чантурия В.А., Иванова Т.А., Копорулина Е.В. Методика оценки эффективности взаимодействия флотационных реагентов с золотосодержащим пиритом // Цв. металлы. — 2010. — № 8.
2. Иванова Т.А., Чантурия В.А., Зимбовский И.Г. Новые способы экспериментальной оценки селективности реагентов-собирателей для флотации золота и платины из тонковкрапленных руд благородных металлов // Обогащение руд. 2013, № 5, С. 127-137.
3. Дегтев М.И. Экстракция ионов металлов диантипирилметаном и его аналогами:

- монография / М.И. Дегтев, О.Н. Попова; Перм. гос. ун-т, – 2012. С 237.
4. Долгорев А.В., Лысак Я.Г., Зибарова Ю.Ф., Лукоянов А.П. Дитиопирилметан и его аналоги как аналитические реагенты. Синтез и свойства. //Журн. аналит. Химии - 1980. - т.35.-№5.-С.854-861.
 5. Иванова Т.А., Зимбовский И.Г., Гетман В.В., Каркешкина А.Ю. Подготовка и апробация аналитического реагента дитиопирилметана в качестве реагента для флотации минералов // Обогащение руд. 2018. № 12. С 38-44.
 6. Матвеева Т.Н. Разработка высокоэффективных методов флотационного извлечения благородных металлов из труднообогатимых золото-платино-содержащих руд на основе параметров вещественного состава и новых комплексобразующих реагентов. Дисс. на соиск. уч.ст. докт. наук. Москва. 2011.

ИССЛЕДОВАНИЯ ПО ПОВЫШЕНИЮ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРОЦЕССА ДООБОГАЩЕНИЯ ОТВАЛЬНОГО МАЛОНИКЕЛИСТОГО ПИРРОТИНОВОГО ПРОДУКТА

Юрьев А.И., Лесникова Л.С., Величко В.В., Дациев М.С., Лукожев И.О.
ПАО «Горно-Металлургическая Компания «Норильский никель», Заполярный филиал,
Норильск, Российская Федерация, e-mail: cisp@nk.nornik.ru

В статье приведены обобщенные результаты комплексного исследования процесса дообогащения малоникелистого пирротинового продукта на Талнахской обогатительной фабрике. Приведены исследования существенного состава материала и его флотуемости.

Research on improving the efficiency of the process additional enrichment of the low-nickel dump pyrrhotite product

Yurev A.I., Lesnikova L.S., Velichko I.O., Datsiev I.O., Lukozhev I.O.

The article summarizes the results of a comprehensive study on the re-enrichment of low-nickel waste pyrrhotite product by the flotation at Talnakh Concentrator. Studies of the material composition and floatability of the material are given.

С 2018 года на Талнахской обогатительной фабрике (ТОФ) реализована схема дообогащения малоникелистого пирротинового продукта, ранее направляемого в хвостохранилище с целью повышения комплексности использования сырья и повышения извлечения из исходного рудного сырья никеля, меди и сопутствующих металлов платиновой группы и благородных металлов. В исходном малоникелистом пирротинном продукте (МНПП) содержание пирротина превышает 50%, содержание нерудных минералов достигает 40%, остальная часть приходится на магнетит и незначительное

«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья»

количество пентландита и халькопирита (~1,5% суммарно).

Пирротин является преобладающим минералом в рудах, поступающих в переработку на ТОФ, и зачастую является никеленосным - содержание никеля в нем может достигать 1,0% (среднее - 0,4%).

Талнахское рудное поле представляет собой систему из ~ 25 рудных тел, соединенных между собой жильными каналами и окруженных ореолами прожилково-вкрапленных и брекчиевидных руд, локализованных главным образом в осадочно-метаморфических породах экзоконтакта расслоенных интрузий [1]. Руды являются комплексными, в их составе в качестве основных компонентов обнаружено свыше 30 химических элементов, из которых 14 имеют промышленное значение:

- основные: медь, никель, кобальт;
- попутные: металлы платиновой группы (платина, палладий, родий, осмий, иридий, рутений), золото, серебро, селен, теллур и сера.

Платина, палладий, родий, золото и серебро – находятся в двух формах: образуют собственные минералы и изоморфно входят в состав основных сульфидов, как и мышьяк, сурьма, теллур, селен, цинк, олово и висмут. Кобальт, осмий, иридий, рутений находятся только в рассеянной форме [2]. В пирротине также в разных количествах присутствуют указанные спутники, но извлечение пирротина ограничено экологическими и экономическими аспектами его переработки: при его пирометаллургической переработке образуется большое количество диоксида серы, а затраченные ресурсы несоизмеримы с количеством товарной продукции.

Новая технология обогащения шихты руд на ТОФ, реализованная в 2016 году основана на глубокой депрессии пирротина с выводом его в отвальный продукт. Также по новой технологии не образуется самостоятельного пирротинового концентрата, в связи с чем произошло высвобождение производственных мощностей гидрометаллургического передела Надеждинского металлургического завода имени Б.И. Колесникова (далее – НМЗ).

Технология автоклавно-окислительного выщелачивания (АОВ) по сравнению с прямой пирометаллургической переработкой не загрязняет воздушный бассейн. С 1 квартала 2017 для загрузки гидрометаллургического передела часть отвального малоникелистого пирротина направлялась на НМЗ, что оказалось низкорентабельным ввиду больших затрат материально-технических ресурсов в процессе АОВ.

Для проработки вопроса по повышению комплексности использования рудного сырья, повышения извлечения никеля и сопутствующих элементов были проведены исследования (2016-2017 г.) и опытно-промышленные испытания по

получению дообогащенного концентрата из отвального малоникелистого пирротинового продукта с последующей его гидрометаллургической переработкой на НМЗ (2018 г.).

По результатам проведённых комплексных испытаний были получены необходимые исходные данные для определения минимального содержания никеля в концентрате дофлотации, определяющего приемлемую рентабельность его переработки.

Исследователями Центра инженерного сопровождения производства Заполярного филиала ПАО «ГМК «Норильский никель» были подобраны эффективные режимы дообогащения отвального малоникелистого пирротина на основе комбинации вспенивателя и собирателя и процесса последующего автоклавного окислительного выщелачивания концентрата. Для интенсификации процесса выщелачивания на НМЗ предложено применять побочный продукт металлургического производства Медного завода, содержащего кислоту, подобраны необходимые расходы. Для определения способов повышения качества концентрата дофлотации МНПП выполнен комплекс исследований, направленных на определение факторов, влияющих на качественные характеристики концентрата. Также проведены лабораторные флотационные исследования по разработке схемных решений и реагентных режимов.

Изучение гранулометрического состава исходного МНПП показало, что большая часть (94,79%) всего материала представлена классом крупности менее 0,045 мм, доля класса менее 0,015 мм составляет 67,73%, в который также распределена основная масса никеля и меди (59,96 и 66,73% соответственно).

По результатам выполненных оптико-минералогических исследований МНПП определено, что пирротин и халькопирит представлены свободными зёрнами в количестве 93,42 и 77,89% отн. соответственно. Наибольшее количество пентландита приходится на двойные сростки с пирротинном (73,17% отн.), основная часть которых распределена в классы крупности менее 0,015 мм – 60,95%. Выделения пентландита в пирротин-пентландитовых сростаниях в основном представлены пламеневидной разновидностью (рисунок 1). Именно пламеневидный пентландит отвечает за количество никеля, переходящего в концентрат дообогащения МНПП. Дофлотация МНПП, содержащего пламеневидный пентландит, позволяет увеличить степень концентрации никеля в ~ 2 раза от исходного продукта.

На рисунке 2 отображена зависимость содержания и извлечения никеля в концентрат дофлотации МНПП от его выхода. Как видно на рисунке зависимость имеет практически прямолинейный характер, определяющими факторами соотношения извлечение-качество является технико-экономические показатели

«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья»

переработки дообогащенного продукта (текущие цены на готовую продукцию, энергоресурсы, реагенты, материалы и т.д.).

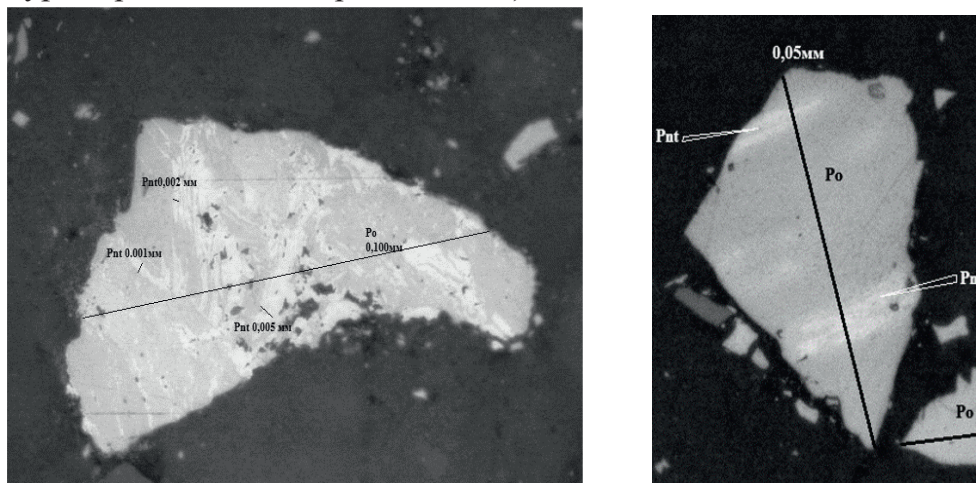


Рисунок 1. Пламенивидные выделения пентландита в пирротине

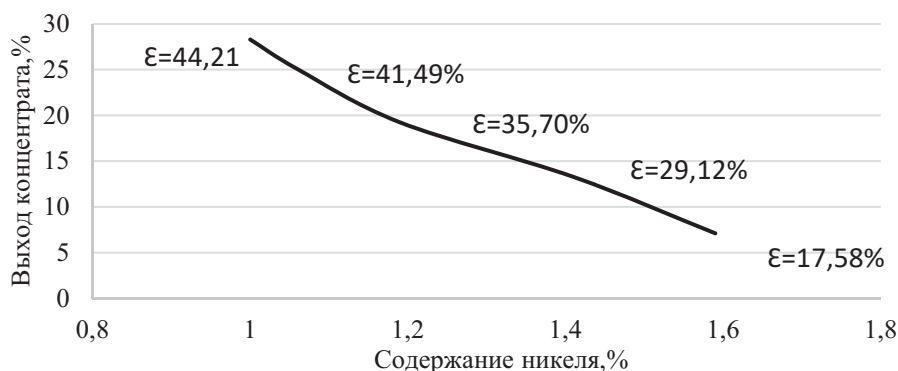


Рисунок 2. Зависимость качества концентрата дофлотации и извлечения никеля в него от выхода (содержание никеля в исходном МНПП 0,64%)

Для повышения качественно-количественных характеристик концентрата дофлотации были протестированы следующие методы:

- реагентный: предварительная флокуляция материала (применен флокулянт) позволяет увеличить извлечение никеля на $\sim 3,80\%$ от операции, что составляет $\sim 0,5\%$ от руды. При этом также повысилось качество концентрата до $1,23\%$ (против базовых $1,12\%$);
- измельчение: предварительное доизмельчение материала с целью обновления поверхности минералов и повышения степени высвобождения пентландита незначительно увеличило эффективность цикла дообогащения с $21,45$ и $22,58\%$ (по формуле Ханкокка – Луйкена), но значительно увеличило время флотации (за счет прироста шламовой фракции менее 10 мкм);
- изменение схемы: введение перечистной операции позволяет повысить

содержание никеля до уровня ~2,5%, и серы для приемлемого для пирометаллургической переработки содержания (не менее 25%), но при этом операционное падение извлечения никеля составляет ~ 30%.

В настоящее время прорабатывается вопрос осуществления в промышленных условиях реагентной обработки пульпового материала перед дообогащением, и проводятся дальнейшие лабораторные исследования по повышению эффективности процесса.

В целом за период промышленного внедрения процесса дообогащения малоникелистого пирротинового продукта (2 кв. 2018 - 1 кв. 2021 г) дополнительно извлечено около 200 тыс. тонн никеля, 7,5 тонн металлов платиновой группы, 6 тонн серебра и 200 кг золота.

Список использованных источников

1. Naldrett, A.J. (2010), From the mantle to the bank: the life of a Ni-Cu-(PGE) sulfide deposit, South African Journal of Geology, Vol. 113.1. pp. 1-32.
2. Дистлер В.В., Служеникин С.Ф., Криволицкая Н.А. и др. Платиновые руды Норильских расслоенных интрузивов: соотношение магматического и флюидного концентрирования благородных металлов, Геология рудных месторождений, 1999, т.41, № 3. С. 241-265

ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ПНЕВМАТИЧЕСКИХ ФЛОТОМАШИН «ALLFLOT» ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ ШЛАМОВОЙ ФРАКЦИИ ЛЕЖАЛЫХ ХВОСТОВ ХВОСТОХРАНИЛИЩА №1 НОРИЛЬСКОЙ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ

Лебедок А.В.^{1,3}, Куртуков А.С.², Чебурашкин И.С.², Маркворт Л.^{1,3}

¹ООО «ХАЦЕМАГ АЛЛМИНЕРАЛ» г. Щёлково, Российская Федерация,
e-mail: lebedok@allmineral.com

²ООО «Нординвэс» г. Норильск, Российская Федерация,

³Allmineral Aufbereitungstechnik GmbH & Co. KG, г. Дюссельдорф, ФРГ

Представлена рациональная технология переработки лежалых хвостов и шламов (сливов гидроциклонов) хвостохранилища №1 Норильской обогатительной фабрики. Показаны результаты промышленных испытаний пневматической флотационной камеры allflot, работающей при плотности 5% твердого в шламовом переделе ООО «Нординвэс». Представлены сравнительные материалы по перечистой шламовой флотации в камере «allflot» (500 л) и лабораторной механической машине (объем 1,5 л). Представлены результаты расчетов качественно-количественных показателей флотации шламовой части лежалых хвостов. Сделаны выводы об экономической целесообразности использования пневматической флотомашин «allflot» в обогащении шламов.

Estimation of the effectiveness of the application of pneumatic flotation cells "allflot" when processing the slime fraction of stale tailings tailing dump No. 1

of the Norilsk Plant

Lebedok¹ A.V. Kurtukov² A.S. Cheburashkin² I.S. Markworth¹ L.,

The results of semi-industrial tests of the allflot pneumatic flotation cell operating at solid content of nearly 5% in the slime section of "Nordinves" LLC are presented. Conclusions are made about the economic feasibility of using the pneumatic flotation machine "allflot" in slime beneficiation -25+0 mkm fractions.

Непрерывный рост потребности мирового рынка в цветных металлах предполагает интенсивное развитие горнодобывающей промышленности, в том числе за счет вовлечения в сферу обогащения техногенного сырья хвостохранилищ обогатительных фабрик. Однако низкое содержание металлов в лежалых хвостах ставит перед обогатителями достаточно сложные задачи совершенствования существующих, разработки новых высокоэффективных схем обогащения, а также применения, в том числе изготовления, современного технологического оборудования.

Примером техногенного месторождения цветных и благородных металлов, которое можно рассматривать как сырьевую базу с многолетней ее переработкой, является хвостохранилище №1 Норильской обогатительной фабрики [1, 6].

В период с 2004 г. по настоящее время переработка лежалых хвостов (ЛХ) в Норильском промышленном районе осуществляется на обогатительном переделе ООО «Нординвэс». Достигнутая годовая мощность переработки ЛХ составляет 5 млн т. Обогащение материала хвостохранилища №1 осуществляется по комбинированной схеме с предварительной классификацией в гидроциклонах для выведения из технологического процесса шламовой фракции, последующим центробежным обогащением обесшламленных песков в концентраторах Knelson (для извлечения минералов платиновой группы (МППГ) из фракций крупностью более 40 мкм) и флотационным обогащением песковой фракции лежалых хвостов (крупность менее 40 мкм) с получением общего гравитационно-флотационного концентрата (ГФК) [5].

Актуальной проблемой на сегодняшний день является отсутствие эффективной технологии обогащения шламовой части лежалых хвостов с тонкодисперсными частицами целевых металлов, которая не вовлечена в переработку и направляется на временное складирование. Расширение пределов крупности флотируемых частиц – одна из наиболее важных задач обогащения полезных ископаемых. Существующие флотационные машины извлекают частицы крупностью от 20 до 120 мкм, а разделение частиц вне этих пределов крайне проблематично [4].

Развитие современной техники и технологии флотации позволяет считать

проблему флотуемости крупных частиц в целом решенной.

Иначе обстоит дело с флотацией тонких классов. Плохая флотуемость тонко-вкрапленных частиц никеля и меди обусловлена их собственными свойствами: малой массой и большой свободной поверхностной энергией, являющихся причинами малой вероятности встречи с пузырьками воздуха, недостаточной кинетической энергией тонких частиц, высокой степени гидрофильности отдельных частиц вследствие окисления и недостаточности поверхности пузырьков для закрепления на них тонких зерен при малой аэрации и большом количестве шламистых частиц [3].

Авторами для решения проблемы извлечения тонких –25 мкм и сверхтонких –5 мкм из шламовой фракции лежалых хвостов предпринята попытка исследования, с целью последующего внедрения нового эффективного аппарата флотационного обогащения шлама – пневматической флотационной машины «allflot». Испытания пневматической флотационной машины «allflot» проводились в здании обогатительного передела ООО «Нординвэс» в декабре 2020 г. в действующем процессе обогащения ЛХ. Пневматической флотации были подвергнуты пять различных продуктов обогащения: шламы, лежалые хвосты, концентрат от флотации шламов, концентрат контрольной флотации, хвосты основной и контрольной флотации. Точки опробования приведены на рисунке 1. Основное внимание и, соответственно, набор статистики испытаний были уделены шламам.

Всего было выполнено 76 тестов для пневматической флотации «allflot». Была изучена гидродинамика флотации никеля и меди из шламов ЛХ. Процесс пневматической флотации протекал в открытом режиме в одну основную шламовую сульфидную стадию с последующей шламовой перечисткой, где для осуществления перечистки производилось накопление черного концентрата основной шламовой флотации в 200-литровых бочках с последующей перегрузкой в АЧ в объеме 2,2 м³. Содержание взвесей в шламовой пульпе установлено 58,5–100 г/л. Для оперативного подбора оптимальных параметров работы «allflot» были выполнены тесты с разовым отбором проб по специально заготовленной матрице, после подтверждения корректных настроек флотомашин (скорость подачи пульпы на аэратор, давление на аэратор, забор атмосферного воздуха, глубина пенного слоя, площадь съема пенного продукта), отбор проб производился одномоментно с отсечкой в 1' накопительно, десятикратно, для представительности пробы, с последующим ее анализом в химической лаборатории ООО «Нординвэс».

«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья»

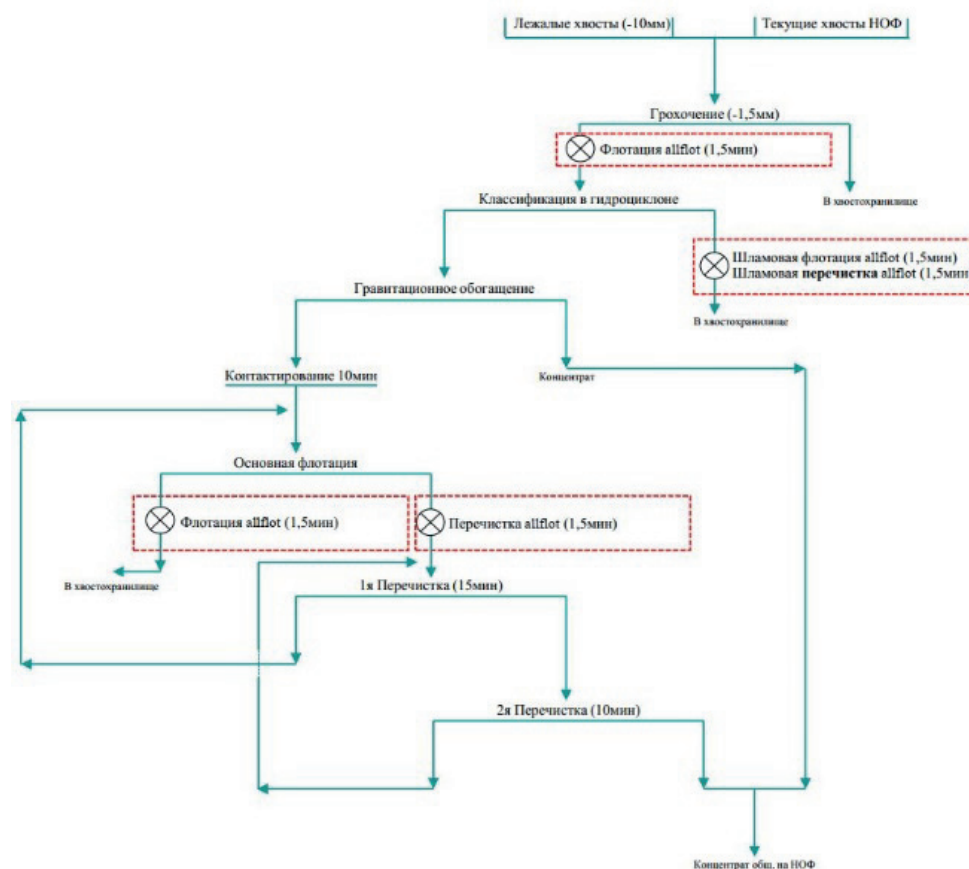


Рисунок 1. Технологическая схема обогащения ЛХ ООО «Нординвэс»

Слив гидроциклонов ЛХ класса -25мкм – питание для allflot подавалось на агитационный чан (АЧ) объемом $2,5\text{ м}^3$ в количестве $9,6\text{--}10,26\text{ м}^3/\text{ч}$, с содержанием твердого в пульпе $5,63\text{--}9,42\%$ и $\text{pH} = 6,6\text{--}7,3$. Среднее содержание $\text{Ni} = 0,187\%$ [пределы колебания по частным пробам $0,159\text{--}0,221\%$], $\text{Cu} = 0,125\%$ [$0,111\text{--}0,160\%$], $\text{Pt} = 0,36\text{ г/т}$, $\text{Pd} = 0,87\text{ г/т}$, $\text{Rh} = 0,0825\text{ г/т}$, $\text{Ru} = 0,0275\text{ г/т}$, $\text{Ir} = 0,01\text{ г/т}$, $\text{Au} = 0,031$, $\text{Ag} = 0,65\text{ г/т}$. Содержание флотационного класса крупности $-25 - +0\text{ мкм}$ в исходной пробе составило $90,38\%$.

Для расчета распределения фактической массы γ (выход) для продуктов обогащения «allflot» был выполнен ряд тестов с полным накоплением концентрата, где его качественные характеристики представлялись в объединенной пробе. Время флотации в пневматической камере составляет менее $3,5$ мин. Модификаторы pH пульпы в сульфидную флотацию не подавались, фиксировалась натуральная среда для каждого из тестов.

Для сравнительного анализа ежедневно велась пневматическая флотация без добавления реагентов и с добавлением. В качестве активатора использован медный купорос 5% (CuSO_4) ($14,7\text{ г/т}$), активирующий поверхности минералов сфалерита, пирита и пирротина. Для подавления пентландита и пирротина использовался бисульфит натрия NaHSO_3 30% (31 г/т), который в процессе

испытаний проявил депрессирующие свойства с ухудшением качества концентрата и поэтому в дальнейшей работе не использовался. В качестве собирателя был использован бутиловый ксантогенат калия (C_4H_9OCSSK) 10% (10,2 г/т), пенообразователь повышающий устойчивость минерализованной пены и оказывающий влияние диспергации оксаль Т-92 10% (9 г/т) и собиратель аэрофлот 4% (3,8 г/т). Фиксация температуры пульпы не производилась.

На рисунке 2 показаны подключения флотомашины «allflot» в условиях действующей технологической цепочки обогатительного передела ООО «Нординвэс».

Для флотомашины «allflot» применимы два типа аэраторов: работающий в потоке с давлением на него 2,6–3,2 бар, где происходит самовсасывание атмосферного воздуха, данный тип аэратора применим в основной, контрольной, и в редких случаях – в перечистных операциях, в зависимости от удельного веса материала.

Использование данного типа аэратора экономически оправдано при флотации материала с удельным весом до $2,7 \text{ т/м}^3$. Флотация сливов г/ц ЛХ показала возможность применения аэратора самовсасывающего типа за счет малой плотности входящего – от 4,5 до 11% тв., что благоприятно влияет на селекцию в пневматических камерах «allflot».

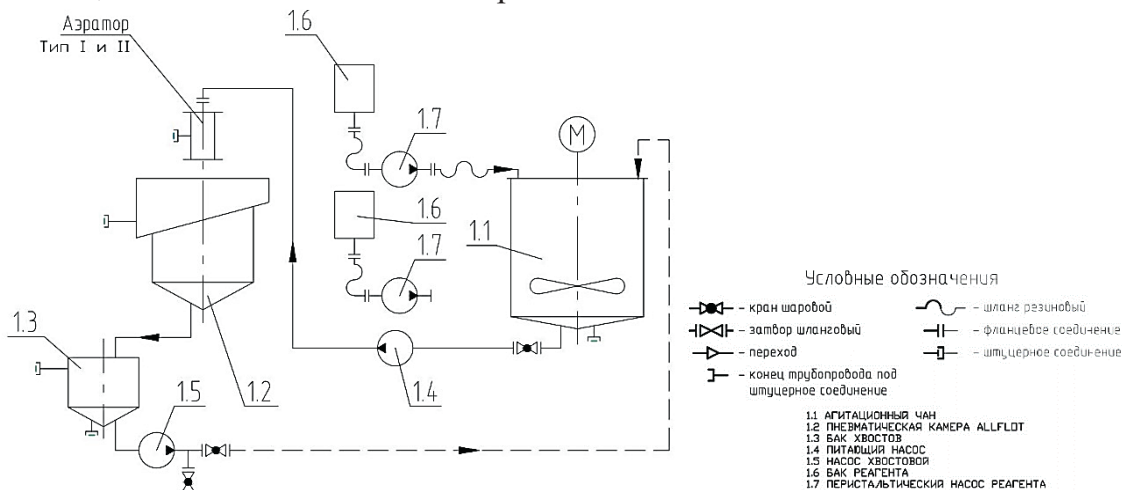


Рисунок 2. Схема цепи аппаратов «allflot» – подключение в условиях действующей технологической схемы

Второй тип аэратора – работающий в потоке 1,6 бар (давление пульпы на аэратор), под надувом посредством воздуходувки и расходом воздуха $0,8–21 \text{ м}^3/\text{ч}$, с давлением до 0,35 МПа (расход для полупромышленной установки). Данный тип аэратора применим при удельном весе материала от $3,0 \text{ т/м}^3$ и отклонении в питании более чем на $\pm 25–35\%$ таких показателей, как плотность и объем. В момент испытаний оптимальный расход воздуха составил $9 \text{ м}^3/\text{ч}$.

Необходимо отметить, что данный тип пневматической флотомашины «allflot» масштабирует результаты в промышленные без применения каких-либо коэффициентов [2], в отличие от традиционных флотационных методов обогащения. Связано это с конструкцией аэратора (аэратора-гибрида), где для всех типоразмеров камер «allflot» происходит идентичное вовлечение атмосферного воздуха по принципу Вентури с одинаковым гидродинамическим воздействием на поток пульпы.

Для управления процессом флотации и изменения качества, выхода, извлечения конечных продуктов в технологии «allflot» присутствуют следующие преимущества:

- s-регулятор (увеличение/уменьшение камерного продукта, влияние на глубину пенного слоя, влияние на качество);
- скорость подачи питания (производительность по пульпе). Изменение скоростей с помощью динамичного аэратора;
- отсутствие в камере вращающихся частей, турбулентных потоков, пагубно влияющих на связь, частица-пузырек. Минимум изнашиваемых частей;
- регулировка захвата атм. воздуха (в зависимости от скорости питания регулируются количество и размер пузырьков, в том числе получение сверхмелких пузырьков 2-12 мкм, повышающих селективность процесса при работе со шламами) с высокой степенью аэрации. Переизмельчение руды не влияет на процесс флотации в машине «allflot». При медно-никелевой флотации были сформированы ультрамелкие пузырьки, благоприятно влияющие на неоднократное слияние с минеральными шламовыми частицами;
- задвижка сброса камерного продукта. Назначение задвижки: для работы s-регулятора; для сдерживания потерь с камерным продуктом;
- для модели промышленной машины «allflot». Для съёма пенного продукта могут быть использованы два типа пеносъема: конус (для направленной разгрузки пены и регулирования фронта флотации) применим для шламовой части и канальная система – для мгновенного отведения крупных минеральных частиц класса +71 мкм с целью сокращения уплотнения и проваливания их в камерный продукт (сокращение времени нахождения во флотационной камере), а также увеличения площади пеносъема и, как следствие, увеличения извлечения и выхода пенного продукта.

Испытания на обогатимость шламовой фракции –25+0 мкм

Полупромышленная установка «allflot» была смонтирована на нулевой площадке обогатительного передела ООО «Нординвэс». Потребляемая мощность установки составляет до 15 кВт, включая шламовый и хвостовой насосы, мешалку

и частотный преобразователь шламового насоса, шкаф управления.

Экспериментальное тестирование для устойчивой работы и выбора подходящего режима для переработки шламов началось с поиска и подбора оптимальных настроек «allflot». При этом с целью исследования кинетики шламовой флотации было принято решение запустить в работу «allflot» без использования дополнительных реагентов.

Тестирование включало несколько последовательных этапов: получение богатого качественного концентрата; подтверждение фактического выхода по массе и проверка расчетным способом по металлу; достижение максимального извлечения ценных компонентов; работа без добавления реагента; подбор оптимальных расходов реагента; объединение всех этапов в один совершенный режим.

Содержание никеля и меди в полученных шламовых концентратах в одну основную шламовую флотацию без добавления реагента составило Ni – 1,408% и Cu – 0,907% (отбор 10.12), Ni – 1,617% и Cu – 1,964% (отбор 17.12) Ni – 1,863% и Cu – 1,722% (отбор 20.12). При этом разбег степени концентрации установлен от 7,5 до 13 раз. Изменение плотности пульпы при работе онлайн ведет к изменению цвета пенного продукта, визуально меняется от темного к светлому оттенку. Пенный продукт обводнен, но с однородно сформированными размерами ультрамелкозернистых пузырьков.

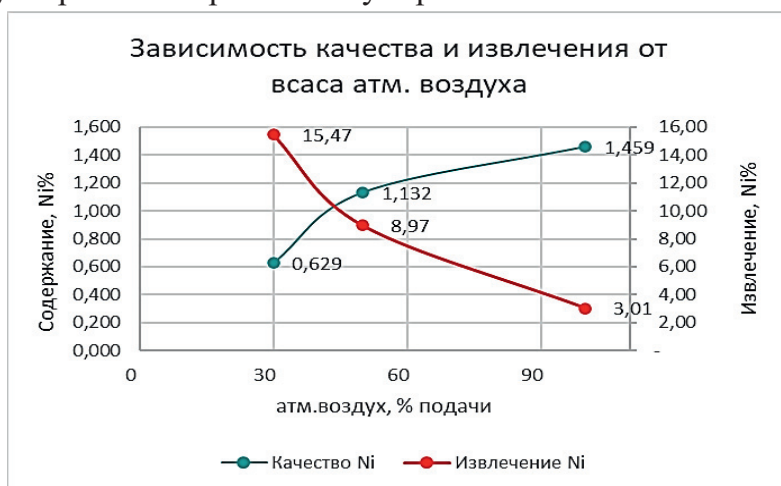


Рисунок 3. Работа азратора типа I. Влияние атмосферного воздуха на качество и извлечение

Растворение в пульпе атм. воздуха в количестве 30–50–100 (%) от сечения самозахвата показало, как с увеличением воздуха возрастает качество, а извлечение ценных компонентов в концентрат снижается (рисунок 3) без добавления реагентов. Связано это напрямую с изменением однородности пузырьков в сторону увеличения их диаметров, так энергия большого пузырька неблагоприятно влияет на кинетику флотации шламовых частиц.

Работа и подбор реагентов начинались с высоких дозировок в сторону снижения и фиксации расхода, подача осуществлялась перистальтическими

**«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки
природного и техногенного минерального сырья»**

насосами. С применением реагента извлечение в концентрат составило ϵ_{Ni} - 31,24%, β - 0,796%, и ϵ_{Cu} - 32,01%, β - 0,641%, при выходе γ - 7,69%, в одну операцию (отбор 18.12) при снижении качества. Оптимальный режим для первой стадии обогащения шлама был подобран в следующем соотношении: ксантогенат (10,2 г/т), Т-92 (9,0 г/т) и аэрофлот (3,8 г/т), что дало выход концентрата 16,96% с извлечением 34,21% и качества Ni - 0,369%, по меди извлечение 32,25% и качество Cu - 0,251%, для последующей операции шламовой перерешетки без добавления реагента.

На перерешетной операции концентрата от шламовой флотации по оптимальному режиму настроек allflot выход концентрата составил 6,61%, качество по Ni - 1,01% и Cu - 1,030% и извлечение 22,9% и 29,81% (отбор 19.12). Качественные и количественные характеристики в две стадии обогащения шлама на «allflot» приведены в таблице 1.

Для продуктов обогащения «allflot» был выполнен ситовой анализ и установлено распределение минералов по классам крупности (таблица 2).

Таблица 1. Показатели обогащения основной шламовой флотации и перерешетной шламовой флотации сливов г/ц ЛХ на «allflot»

Продукт	Выход, %	Ni		Cu	
		Сод., %	Изв., %	Сод., %	Изв., %
Концентрат	4,39	1,01	24,2	1,03	34,3
Хвосты	95,61	0,145	75,80	0,108	65,70
Питание	100,00	0,183	100,00	0,132	100,00

Таблица 2. Распределение никеля и меди по классам крупности в концентрате «allflot»

Классы крупности, мм	Выход %	Сод., % Ni	Сод., % Cu	Распределение, % в концентрат	
				Ni	Cu
-0,14+0,09	0,35	0,633	0,372	0,31	0,24
-0,09+0,071	0,04	0,633	0,372	0,04	0,03
-0,071+0,05	0,93	0,633	0,372	0,82	0,65
-0,05+0,025	5,63	0,602	0,346	4,70	3,64
-0,025	93,05	0,730	0,549	94,14	95,44
Итого	100	0,631	0,447	100	100
+0,025	6,95	0,608	0,351	5,86	4,56

Черновой концентрат, собранный от основной флотации на пневматической машине allflot, был перерешетен на allflot и в лаборатории ООО «Нординвэс» (таблица 3). Полученные результаты на «allflot» при шламовой флотации слива гидроциклонов являются экономически целесообразными. Обогащительный передел ООО «Нординвэс» ежедневно отправляет в специальные склады 1400–

1600 м³/ч шлама.

Таблица 3. Сравнение работы двух перемешивателей

Шламная перемешивательная установка полупромышленный «allflot» – фл. 2,5 мин					
Продукт	Выход, %	Ni		Cu	
		Сод., %	Изв., %	Сод., %	Изв., %
Концентрат	6,61	1,099	22,90	1,032	29,81
Хвосты	93,39	0,262	77,10	0,172	70,19
Питание	100,00	0,369	100,00	0,251	100,00
Степень концентрации	2,98		4,11		
Эффективность обогащения	0,947		1,113		
Шламная перемешивательная установка лаб. ФМ 1,5 л (воздух 1,5 л/мин) фл. 6 мин					
Продукт	Выход, %	Ni		Cu	
		Сод., %	Изв., %	Сод., %	Изв., %
Концентрат	8,03	0,653	16,77	0,632	21,71
Хвосты	91,97	0,283	83,23	0,199	78,29
Питание	100,00	0,313	100,00	0,234	100,00
Степень концентрации	2,09		2,70		
Эффективность обогащения	0,409		0,508		

При вовлечении в переработку 1400–1600 м³/ч шламов, направляемых на специальное складирование с содержанием твердого 5% тв., прирост сквозного извлечения составит $\epsilon_{Ni} - 4,78\%$, $\epsilon_{Cu} - 3,99\%$. Дополнительное количество металлов от обогащения шламов в пересчете на чистый МЕ составит: Ni – 9,74 т; Cu – 9,94 т; Pt – 13,78 кг; Pd – 42,88 кг; Rh – 3,06 кг; Ru – 0,99 кг; Ir – 0,36 кг; Au – 1,53 кг; Ag – 30,63 кг.

Список использованных источников

1. Додин Д.А., Изюитко В.М., Говорова Л.К., Коваленко Л.Н. и др. Техногенные месторождения платинометалльного сырья Норильского региона // Платина России. Проблемы развития минерально-сырьевой базы платиновых металлов. М.: АО «Геоинформмарк». 1994. - С.115-128.
2. Лебедев А.В., Маркворт Л. Переработка минерального сырья техногенных месторождений с применением высокоэффективных технологий // Рациональное освоение недр. – 2020. – №1. – С. 69-71.
3. Абрамов А.А. Том 8. Флотация. Сульфидные минералы. // М.: Горная книга, 2013. – С. 633-641.
4. Vigdergauz V.E., Golberg G.Y. Influence of mineral particles hydrophobicity on the interaction energy with air bubbles in mineral flotation //Proceedings XXVI international mineral processing congress, New Delhi, 2012, P.6271
5. Чебурашкин С.Г., Геоня Н.И. Анализ внедрения многоцелевого производственного инвестиционного проекта для обогащения платинометалльного техногенного месторождения // Золото и технологии. – 2010. – №2. – С. 36-43.
6. Додин Д.А., Изюитко В.М. Суперкрупные техногенные месторождения платиновых металлов // Обогащение руд. – 2006. – №6. – С. 19-23.

**ВЗАИМОДЕЙСТВИЕ ИОНОВ ТЯЖЕЛЫХ МЕТАЛЛОВ
С КСАНТОГЕНАТОМ В МЕХАНИЗМЕ АКТИВАЦИИ
СУЛЬФИДНОЙ ФЛОТАЦИИ**

Гаврилова Т.Г.

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки «Институт горного дела
им. Н. А. Чинакала Сибирского отделения Российской академии наук», г. Новосибирск,
Российская Федерация, *e-mail: gavrilova.t.g@mail.ru*

Показано, что собирательные свойства продуктов нестехиометрического взаимодействия тяжелых металлов с ксантогенатом можно объяснить механизмом работы физической формы сорбции реагента.

**Influence of the interaction of heavy metal ions with xanthate on the activation
mechanism of sulfide flotation**

Gavrilova T.G.

It is shown that the collective properties of the products of nonstoichiometric interaction of heavy metals with xanthate can be explained by the mechanism of the physical form of sorption of the reagent.

Для повышения флотационного извлечения ценных компонентов широко применяется активация сульфидных руд солями тяжелых металлов.

Существующие способы выбора реагентов-собирателей и активаторов сульфидной флотации основаны на термодинамических и электрохимических представлениях. Несмотря на широкую применимость данных подходов они порой не раскрывают причины флотуемости минерала при отсутствии проводимости его поверхностного слоя для ряда металлов-активаторов [1], а также не в состоянии объяснить возможность активации флотации сфалерита осадками ксантогената цинка [2], причины флотуемости минерала металлом-активатором, у которого растворимость сульфида больше или наоборот слабые активационные свойства металла-активатора, сульфид которого обладает меньшей растворимостью по отношению к флотуемому минералу [3].

Механизм ионного обмена объясняет флотацию ионами меди в кислой среде, однако при данном подходе не укладывается активация флотации медных минералов ионами свинца. Значительное количество Pb(II) может быть адсорбировано халькопиритом, халькозином, борнитом, ковеллином [4].

В рамках классической модели ионного обмена объяснение данного результата вызывает определенные трудности, т.к. произведение растворимости сульфида свинца $2,5 \cdot 10^{-27}$, а Cu₂S и CuS $2,5 \cdot 10^{-48}$ и $6,3 \cdot 10^{-36}$ соответственно [5]. В

работе [6] также показано, что ионы Pb^{2+} способны повысить флотлируемость галенита этиловым ксантогенатом в узкой области рН. Повышение флотлируемости галенита добавлением ионов Pb^{2+} не может быть объяснено увеличением проводимости поверхностного слоя галенита.

В результате взаимодействия ксантогената щелочного металла с солями тяжелых металлов могут образовываться осадки ксантогенатов данных металлов. В исследовании [2] показано, что в отсутствие активирующих ионов для флотации сфалерита необходимо осаждение на минеральную поверхность ксантогената цинка. Авторы предполагают, что первоначально происходит хемосорбция собирателя, а затем на углеводородных фрагментах хемосорбированного реагента фиксируется ксантогенат цинка в молекулярной форме.

В работе [7] отмечен активационный эффект сульфата цинка на флотацию сфалерита, который проявился при его малом расходе 20 г/т и рН = 12, несмотря на то что, он считается депрессором флотации.

Авторами [8] определено, что с увеличением длины алкильного радикала и исходного отношения ксантогената к свинцу (X/Pb) гидродинамический диаметр коллоидных частиц ксантогената свинца уменьшается с 500 до 50 нм; аналогично изменяется и величина дзета-потенциала, хотя и остается отрицательной. Коллоиды, полученные с использованием избытка Pb^{2+} в щелочной среде, были близки к PbX и разлагались намного легче, чем PbX_2 .

Большой избыток ионов меди в растворе ксантогената снижает стабильность гидрозолей и приводит к образованию осадка. Вблизи стехиометрического отношения реагентов обнаружено резкое увеличение гидродинамического диаметра частиц, а при избыточной концентрации ксантогената наблюдается стабилизация зелей. При увеличении количества меди свыше стехиометрического спектральные максимумы характерные для ксантогената исчезают и наблюдается полосы характерные для диксантогенида [9].

В момент достижения стехиометрии между тиольным собирателем и сульфатом меди, видимые ассоциаты частиц осадка наблюдаются у всех рассматриваемых собирателей с числом углерода в радикале, равным 2.

Автор [10] полагает, что адгезия коллоидных гидрофобных осадков бутилового ксантогената меди на поверхности минералов снижает селективность разделения сульфидных минералов за счет неселективного налипания.

Известно, что, уменьшение расхода реагента-собирателя повышает качество концентрата, а излишняя подача приводит к его снижению, так как увеличивается попадание в концентрат вмещающих пород, в свою очередь от концентрации металла активатора также зависит его активирующий или депрессирующий эффект.

«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья»

Механизм действия осадков ксантогенатов тяжелых металлов по-прежнему мало изучен и вызывает ряд вопросов. Объяснить их влияние возможно на основании механизма работы физической формы сорбции реагента в образовании флотационного контакта. Данный механизм подразумевает, что физическая форма сорбции удаляет жидкость из прослойки, заключенной между минеральной частицей и пузырьком газа.

После локального прорыва прослойки, разделяющей минеральную частицу и пузырек газа, указанные продукты попадают на границу раздела «газ-жидкость», растекаются по ней и увлекают в свое движение прилегающие слои жидкости.

От скорости их растекания зависит скорость удаления прослойки, время индукции и собирательная активность указанной формы сорбции.

Цель работы показать возможность использования для оценки собирательной активности такой параметр как скорость растекания активных по отношению к границе раздела «газ-жидкость» продуктов взаимодействия реагента-собирателя с солями тяжелых металлов, полученных при разной степени отклонений стехиометрических соотношений концентраций данных веществ.

Определение скорости растекания коллоидной системы проводилось методом скоростной видеосъемки на специальной установке [11] для соотношений соль металла : бутиловый ксантогенат калия (БКК) – 1:2, 1:3, 1:10 (таблица).

Таблица. Результаты экспериментов

Металл-активатор	Соотношение соль металла : БКК	Максимальная скорость растекания растворов, см/с	Извлечение, %	
			Pb	Zn
-	БКК	18,00	57,28	33,21
Zn (II)	1:3	25,65	72,23	49,89
	1:10	28,29	70,02	49,93
Pb (II)	1:3	12,96	58,87	43,81
	1:10	19,18	83,00	82,65

Флотация проводилась на свинцово-цинковой руде Горевского месторождения во флотационной машине 189 ФЛ. Крупность флотируемого материала составляла до 85% класса -71 мкм.

В каждом опыте во флотокамеру подавался БКК и пенообразователь Т-80 с расходами 100 г/т и соотношениях в осадках 1:10 и 1:3 (для сульфата цинка и нитрата свинца), рН флотации = 7. Время агитации и флотации составило 3 и 5 мин соответственно (таблица).

При стехиометрическом соотношении 1:2 в растворах образовывались крупнодисперсные осадки и растекания по поверхности воды не происходило, что

согласуется с результатами флотации, представленными в работе [10].

Рост флотуемости может быть обусловлен увеличением скорости удаления прослойки жидкости и, следовательно, скорости растекания собирателя. Однако для оценки собирательных свойств необходимо также учитывать локальное поверхностное давление, которое формируется в пленке физической формы сорбции реагента на границе раздела «газ-жидкость» и не связано с поверхностными свойствами минералов.

Изучение механизма активации сульфидов солями тяжелых металлов имеет большое значение для работ по поиску форм флотационного реагента, сообщающих минералу флотационно-активное состояние. Вследствие чего особый интерес представляют исследования собирательных свойств осадков ксантогенатов, представленных продуктами, полученными при нестехиометрическом соотношении солей тяжелых металлов с ксантогенатом щелочного металла.

Список использованных источников

1. Bessiere J., Chlihi K., Thiebaut J. M., Roussy G. Dielectric study of the activation and deactivation of sphalerite by metallic ions, *Int. J. of Min. Proc.* – 1990. - Vol. 28. - P. 1 – 13.
2. Fuerstenau, M. C. The role of zinc - xanthate precipitation in sphalerite flotation // *Int. J. of Mineral Processing.* – 1974. – Vol. 1. – P. 307-318.
3. Sutherland, K. L. Principles of Flotation // *Australas. Inst. Min. and Met.* 1955. P. 157-159.
4. Wang X., Forssberg E., Bolin N. J. The aqueous and surface chemistry of activation in the flotation of sulphide minerals – a review. Part II: a surface precipitation model / *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review.* – 1989. – Vol. 4. – P. 167-199.
5. Лурье, Ю.Ю. Справочник по аналитической химии. – М. : Химия, 1989. – 448 с.
6. Vučinić D. R., Lazić P. M., Rosić A. A. Ethyl xanthate adsorption and adsorption kinetics on lead-modified galena and sphalerite under flotation conditions / *Colloids and Surface A: Physicochem. Eng. Aspects.* – 2006. -Vol. 279. — P. 96 – 104.
7. Горячев, Б.Е., Чжоу Яя, Николаев А.А. Исследование влияния сульфатов меди, цинка и железа на флотацию сфалерита сульфгидрильными собирателями // *Цветные металлы.* – 2017. – № 3. – С. 7-11
8. Vorobyev S.A. Colloidal and Immobilized Nanoparticles of Lead Xanthates // *ACS Omega.* – 2019. – Vol. 4. – P. 11472-11480.
9. Михлин Ю.Л., Воробьев С.А., Романенко А.С. Ультрадисперсные частицы в переработке руд цветных и редких металлов Красноярского края : монография – Красноярск : СФУ, 2016. – 108 с.
10. Игнаткина, В.А. Исследование процесса образования осадков катионов меди с сульфгидрильными собирателями // *Известия вузов. Цветная металлургия.* – 2009. – № 4. – С. 14-16.
11. Кондратьев С.А., Мошкин Н.П., Коновалов И.А. Оценка собирательной способности легко десорбируемых форм ксантогенатов // *ФТПРПИ.* - 2015. - № 4. – С. 164 – 173.

ТЕОРЕТИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ ЗАМКНУТОГО ЦИКЛА ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ С ПРОЦЕССОМ ФЛОТОКЛАССИФИКАЦИИ

Морозов Ю.П.¹, Интогарова Т.И.²

¹ Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Уральский государственный горный университет», Екатеринбург, Российская Федерация, *e-mail: tails2002@inbox.ru*

² Политехнический институт (филиал) федерального государственного автономного образовательного учреждения высшего образования «Северо-Восточный федеральный университет имени М.К.Аммосова» в г. Мирном, Российская Федерация
e-mail: tatyana.intogarova@mail.ru

Проведен теоретический анализ замкнутого цикла измельчения с процессом флотационной классификации. Описана имитация замкнутого цикла измельчения в режимах без флотационной классификации и с ней. Раскрыта актуальность флотационной классификации в замкнутом цикле измельчения с обогащением пенных продуктов в сужающихся желобах.

Theoretical analysis of closed grinding cycle with the process of flotation classification

Morozov Y.P., Intogarova T.I.

The theoretical analysis of the closed grinding cycle with the process of flotation classification has been carried out. The imitation of closed grinding cycle in modes without flotation classification and with it is described. Relevance of flotation classification in closed grinding cycle with enrichment of froth products in tapering chutes is disclosed.

Использование процесса флотоклассификации в замкнутом цикле измельчения является актуальным направлением повышения эффективности флотационного обогащения в виду того, что вскрытые частицы ценных компонентов извлекаются во флотоклассификаторе по мере их вскрытия в процессе их измельчения.

Выполнен теоретический анализ замкнутого цикла измельчения с процессом флотоклассификации. В реальных условиях работы мельницы в замкнутом цикле эффективность классификации в классифицирующем аппарате составляет 50-65%, следовательно, происходит взаимозасорение слива крупными классами, а песков мелкими классами крупности. Если увеличить крупность разделения в гидроциклоне, то потери шламов с песками гидроциклона существенно снижаются.

Выполнено экспериментальное моделирование замкнутого цикла измельчения с процессом флотоклассификации. В лабораторных условиях на медной руде Еленовского месторождения, дробленной до крупности минус 1,4 мм,

реализована имитация замкнутого цикла измельчения в режимах без флотоклассификации и с флотоклассификацией.

Исходную навеску массой 500 г крупностью минус 1,4 мм подвергали измельчению в лабораторной шаровой мельнице в течение 15 минут. Измельченную навеску подвергали гидравлической классификации в лабораторном конусном гидроклассификаторе с получением слива и песков.

Пески гидравлической классификации первой ступени объединяли со второй исходной навеской массой 500 г и подвергали измельчению в лабораторной шаровой мельнице и гидравлической классификации в конусном гидравлическом классификаторе с получением слива и песков. Далее аналогично измельчали исходную навеску 3, 4, 5. Сливы всех ступеней имитации замкнутого цикла взвешивали и определяли их выходы.

В режиме замкнутого цикла без флотоклассификации после пяти ступеней измельчения выход слива составил 97,5%, что соответствует ошибке воспроизводимости замкнутого цикла измельчения 2,5%. Циркулирующая нагрузка в условиях эксперимента составила 141,1%.

Слив последней ступени имитации подвергали по классам крупности химическому анализу на медь. Результаты распределения меди по классам крупности приведены в таблице 1.

Таблица 1. Результаты распределения меди по классам крупности слива гидравлической классификации

Наименование продукта	Выход, %	Массовая доля меди, %	Извлечение меди, %
Класс крупности - 0,01 мм	7,79	2,95	8,76
Класс крупности - 0,071+ 0, 01 мм	59,31	2,05	60,79
Класс крупности + 0,071 мм	32,90	1,85	30,45
Итого	100,00	2,00	100,00

Опыты по имитации замкнутого цикла измельчения с флотоклассификацией проводили аналогично. Отличием является увеличение крупности разделения в гидравлической классификации с 40 мкм без флотоклассификации до 200 мкм с флотоклассификацией слива гидроциклона. Результаты распределения меди по классам крупности слива флотоклассификации приведены в таблице 2.

Сравнение результатов таблицы 1 и 2 показывает, что использование флотоклассификации в замкнутом цикле измельчения приводит к снижению потерь меди в сливе с классом крупности минус 0,01 мм с 8,76% без флотоклассификации до 0,96% с флотоклассификацией. Далее выполнено экспериментальное моделирование замкнутого цикла измельчения с флотоклассификацией, пенный продукт которой подвергался обогащению в

**«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки
природного и техногенного минерального сырья»**

сужающемся желобе.

Таблица 2. Результаты распределения меди по классам крупности слива флотоклассификации

Наименование продукта	Выход, %	Массовая доля меди, %	Извлечение меди, %
Класс крупности - 0,01 мм	3,1	0,6	0,96
Класс крупности - 0,071+ 0, 01 мм	65,3	2,06	67,44
Класс крупности + 0,071 мм	31,6	2,00	31,6
Итого	100,00	1,23	100,00

Методика проведения экспериментов аналогична ранее приведенной. Результаты экспериментов по имитации флотоклассификации в замкнутом цикле с обогащением пенного продукта в сужающемся желобе приведены в таблице 3.

Эксперименты показали, что в сливе флотоклассификатора получены отвальные хвосты с массовой долей меди 0,13% при потерях меди с хвостами 2,1%. в верхнем продукте сужающегося желоба – кондиционный медный концентрат с массовой долей меди 18% при извлечении в него меди 37,7%, а в нижнем продукте сужающегося желоба пригодный для последующей флотации продукт с массовой долей меди 1,85% при извлечении в него меди 59,4%. Выход питания последующей флотации снижается со 100% до 64%, что свидетельствует о возможности сокращения машиноемкости, энергетических и капитальных затрат в отделении флотации.

Проводились экспериментальные исследования флотоклассификации с обогащением пенных продуктов в сужающихся желобах на медной руде месторождения «Еленовское».

Таблица 3. Результаты эксперимента по флотоклассификации в замкнутом цикле измельчения с обогащением пенного продукта в сужающемся желобе

Наименование продукта	Выход, %	Массовая доля меди, %	Извлечение меди, %
Верхний продукт сужающегося желоба	4,28	18,0	37,7
Нижний продукт сужающегося желоба	64,22	1,85	59,4
Слив флотоклассификации	31,5	0,13	2,0
Исходное питание	100,00	2,00	100,00

Опыты на руде «Еленовского» месторождения проводили на пробе с массовой долей меди 2,34%. Производительность по исходному питанию составляла 8,0 кг/ч, давление воздуха на входе в аэрационную систему составляло 0,1 МПа. расход бутилового ксантогената - 60 г/т, расход вспенивателя Т-80 - 40 г/т. Пробу руды перед флотоклассификацией измельчали до крупности 65%

класса минус 0,071 мм. Измельченную пробу непрерывно в виде пульпы подавали в операцию флотоклассификации. Результаты экспериментов после математической обработки приведены в таблице 4.

Таблица 4. Результаты флотоклассификации руды месторождения «Еленовское»

Наименование продукта		Выход, γ, %		Массовая доля, %		Извлечение, %	
Верхний продукт	Пенный продукт	3,01	5,43	21,1	18,76	27,14	43,54
Нижний продукт		2,42		15,56		16,4	
Слив		49,69		0,13		2,76	
Пески		44,88		2,8444		53,70	
Итого		100		2,34		100	

На руде «Еленовского» месторождения при флотоклассификации в верхнем продукте сужающегося желоба возможно получение кондиционного медного концентрата с массовой долей меди 21,1% при извлечении в него меди 27,14% по отношению к исходному питанию.

В нижнем продукте желоба получается промпродукт с массовой долей меди 15,56%.

В сливе флотоклассификатора получили отвальные хвосты с массовой долей меди 0,13%, при потерях меди в нем 2,76%.

Полученные результаты имитации флотоклассификации в замкнутом цикле измельчения показывают дополнительные возможности снижения переизмельчения сульфидных руд, получения кондиционного медного концентрата в пенном продукте, а также отвальных хвостов в сливе флотоклассификатора.

Данная технология позволит существенно повысить технологические показатели обогащения, сократить фронт последующей флотации и снизить капитальные и эксплуатационные затраты в отделении флотации.

О ВЛИЯНИИ ФИЗИЧЕСКОЙ ФОРМЫ СОРБЦИИ СОБИРАТЕЛЯ ПРИ ФЛОТАЦИИ НЕСУЛЬФИДНЫХ МИНЕРАЛОВ

Цицилина Д.М.

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела имени Н.А.Чинакала Сибирского отделения Российской академии наук, Новосибирск, Российская Федерация, e-mail: tsitsilinadm@mail.ru

Дается краткий анализ современных представлений о механизме активации нессульфидных минералов.

**On the influence of collector sorption physical form in non-sulfide minerals
flotation**

Tsitsilina D.M.

The analysis of modern ideas about the mechanism of non-sulfide minerals activation.

В анализируемых работах исследуются причины повышения флотуемости несulfидных минералов при использовании металлов-активаторов.

Собирательное действие труднорастворимых олеатов различных металлов при флотации несulfидных минералов изучается уже давно [1]. Результаты флотации свежесоажденными, тонкодисперсными осадками олеатов многовалентных металлов практически эквивалентны результатам флотации исходной карбоновой кислоты. В [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. Данное объяснение высокой собирательной активности нельзя признать удовлетворительным. Во-первых, осадки закрепляются на минеральной поверхности недостаточно прочно для сохранения флотационного агрегата в турбулентных потоках пульпы, а во-вторых, они закрепляются фрагментарно, в виде отдельных микрочастиц (коллоидных частиц), не покрывая всю поверхность извлекаемого минерала.

Трактовка результатов экспериментов достаточно противоречива: в [3] утверждается, что флотуемость не зависит от ζ -потенциала минерала. Повышение флотуемости в растворе Na^+ объяснено экранированием отрицательного заряда пузырьков газа и снижением энергетического барьера, препятствующего образованию флотационного агрегата. Авторы [4] и [5] придерживаются противоположного мнения и считают, что назначение металла-активатора заключается в изменении знака заряда минерала.

В работе [6] полагают, что повышение флотуемости ильменита обусловлено увеличением энергии связи катионов железа с олеатом в результате обработки минерала нитратом свинца. Авторы работы придают особое значение производной форме собирателя. Они считают, что в оптимальной области pH она взаимодействует с ионами железа и оказывает положительное влияние на флотуемость ильменита, не рассматривая важный факт — указанная форма собирателя представлена ионно-молекулярными ассоциатами, которые оказывают наибольшее влияние на поверхностное давление раствора собирателя.

В [7] авторами сделан вывод о предпочтительном взаимодействии

бензогидроксамовой кислоты с ионами свинца. Выполненные ими расчеты показали незначительное взаимодействие собирателя с ионами Ca, Mn и Fe, содержащимися в кристаллической решетке шеелита и вольфрамита. Данный вывод отличается от выводов работы [6].

Работы [8], [9] и других показывают, что активные формы собирателя представлены коллоидными частицами, структурными элементами которых являются продукты нестехиометрического взаимодействия анионов кислот с металлами-активаторами.

Авторы работы [8], полагают, что диолеат кальция в виде ассоциатов выделяется на минеральной поверхности и придает ей свойства, способствующие флотационному обогащению. Авторы не указывают, какие свойства, придающие флотуруемость, приобретает минеральная поверхность. Образование крупных ассоциатов, размером до 288 нм, подразумевает, что эти свойства не связаны с повышением гидрофобности минеральной поверхности.

В [10] и [11] полагают, что коллоидные частицы, представленные олеатами и сульфонатами гидроксидов ответственны за флотуруемость минералов. Авторы [10, 11] полагают, что перезарядка и изменение ζ -потенциала минеральной поверхности не оказывают существенного влияния на флотуруемость.

Выполненный обзор работ показывает отсутствие универсальной рабочей гипотезы по активации флотации несulfидных минералов ионами металлов.

Основная цель работы заключается в определении применимости механизма работы физически сорбируемых форм собирателя к описанию процесса активации флотации несulfидов солями металлов. Доказательство применимости указанного механизма как рабочей гипотезы выполним сравнением имеющихся экспериментальных результатов и полученных на их базе выводов с выводами, полученными по предлагаемому механизму.

В цитируемых работах активация флотации несulfидных руд рассматривается в рамках термодинамических представлений об элементарном акте флотации, то есть, необходимости увеличения гидрофобности поверхности извлекаемых минералов.

Образование осадков собирателя с многовалентными металлами, формирование ассоциатов и выделение их на минерале понимается как дополнительная гидрофобизация минеральной поверхности. Падение флотуемости при концентрации металла, превышающей пороговое значение, исследователи объясняют гидрофилизацией извлекаемого минерала гидроксидами. Возможность укрупнения осадков солей и снижения потенциальной возможности снятия кинетического ограничения образованию

флотационного агрегата ими не рассматривалась.

Положительное влияние активирующих катионов связывается с увеличением ζ -потенциала и как результат увеличения плотности сорбции анионного оксигидрильного собирателя. В некоторых работах предполагается, что эффект от применения металла-активатора обусловлен увеличением энергии связи Fe(2p) или Pb(2p) с собирателем. Показано, что флотация выполняется в областях рН, в которых имеются ионы и первые гидроксиды соответствующих металлов-активаторов, способные сформировать металлсурфактанты.

Таким образом анализ экспериментальных исследований флотации несulfидных минералов показал, что полученные зависимости находят объяснение на основе механизма работы физической формы сорбции.

Осадки представляют собой дисперсные частицы, структурными единицами которых являются соединения металла с собирателем. Осадки поверхностно активны по отношению к границе раздела “газ – жидкость”. Их непрочное закрепление на минеральной поверхности позволяет выполнять ими функцию удаления жидкости из прослойки между пузырьком и минеральной частицей. Флотация максимальна в областях рН, в которых происходит образование и выделение осадков.

Кинетические представления выполнения элементарного акта флотации — удаление жидкости из прослойки — действительны для любой природы собирателей. Они должны быть поверхностно — активны по отношению к границе раздела “газ – жидкость” и снимать кинетическое ограничение образованию флотационного контакта, что доказывает универсальность предлагаемого механизма активации флотации.

Список использованных источников

1. Эйгелес М.А. Основы флотации несulfидных минералов. М.: Недра, 1964. С. 407.
2. Богданов О.С., Поднек А.К., Хайнман В.Я. и др. Вопросы теории и технологии флотации / Тр. института “Механобр”, 1959. Л.: Механобр. Вып. 124. С. 392.
3. Laskowski J. S., Nyamekye G. A. Colloid chemistry of weak electrolyte collectors: the effect of conditioning on flotation with fatty acids, *Int. J. of Min. Proc.*, 1994., Vol. 40. P. 245-256.
4. Li H., Mu S., Weng X., Zhao Y., Song S. Rutile flotation with Pb²⁺ ions as activator: Adsorption of Pb²⁺ at rutile / water interface / *Colloid and Surfaces A: Physicochemical and Engineering Aspects*, 2016, No. 506. — P. 431 – 437.
5. Fan X., Rowson N. A. The effect of Pb(NO₃)₂ on ilmenite flotation, *Min. Eng.*, 2000, Vol. 13. — P. 205 – 215.
6. Chen P., Zhai J., Sun W., Hu Y., Yin Z. The activation mechanism of lead ions in the flotation of ilmenite using sodium oleate as a collector, *Min. Eng.*, 2017, Vol. 111. P. 100-107.
7. Choi J., Choi S. Q., Park K., Han Y., Kim H. Flotation behaviour of malachite in mono-

- and di-valent salt solutions using sodium oleate as a collector, *Int. J. of Min. Proc.*, 2016, Vol. 146. — P. 38 – 45.
8. Finkelstein N. P. Review of interaction in flotation of sparingly soluble calcium minerals with anionic collectors, *Transaction of IMM*, 1989, Section C, Vol. 98. — P.157.
 9. Paiva P.R.P., Monte M.B.M., Simao R.A., Gaspar J.C. In situ AFM study of potassium oleate adsorption and calcium precipitate formation on an apatite surface, *Min. Eng.*, 2011, Vol. 24. — P. 387 – 395.
 10. Atademir M. R., Kitchener J. A., Shergold H. L. The surface chemistry and flotation of scheelite, II. Flotation “Collectors”, *Int. J. of Min. Proc.*, 1981, Vol. 8. — P. 9 – 16.
 11. Ananthapadmanabhan K. P., Somasundaran P. Surface precipitation of inorganics and surfactants and its role in adsorption and flotation, *Colloids and Surfaces*, 1985, Vol. 13. — P. 151 – 167.

ФЛОТАЦИЯ ХАЛЬКОПИРИТА И ПИРИТА ДИИЗОБУТИЛДИТИОФОСФАТОМ НАТРИЯ ИЗ ЗОЛОТО-МЕДНО- ПОРФИРОВОЙ РУДЫ

Гурман М.А.

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела
Дальневосточного отделения Российской академии наук,
г. Хабаровск, Российская Федерация, *e-mail: mgurman@yandex.ru*

Представлены результаты флотации халькопирита и пирита из золото-медно-порфиновой руды с использованием в качестве собирателя диизобутилдитиофосфата натрия. Показано извлечение халькопирита и пирита, золота и серебра в коллективные и медные концентраты в зависимости от крупности измельчения.

Chalcopyrite and pyrite of flotation from gold-copper-porphyry ore by sodium diisobutyldithiophosphate

Gurman M.A.

Research results of chalcopyrite and pyrite of flotation from gold-copper-porphyry ore using sodium diisobutyldithiophosphate as a collector are presented. Recovery of chalcopyrite and pyrite, gold and silver into collective and copper concentrates, depending on the size of grinding is shown.

Флотация золотомедных руд основывается на тех же принципах, что и флотация медных руд: предусматривает отделение сульфидных минералов от вмещающих пород и разделение халькопирита и пирита (Лодейщиков В.В., 1999). Трудности селективной флотации обусловлены их взаимным тесным сростанием и образованием вкрапленных агрегатов, а также тонкой вкрапленностью во вмещающие породы части сульфидных минералов, для которых требуется тонкое измельчение. Объектом исследования остается золото-медно-порфировая руда

«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья»

Малмыжского месторождения, которая характеризуется низким содержанием меди (0,44-0,5%) и ее попутных компонентов золота (0,39-0,44 г/т) и серебра (1,13-1,64 г/т). Основным минералом меди является халькопирит, его содержание составляет ~ 1,5%; содержание пирита ~ 3%.

Диизобутилдитиофосфат натрия, используемый в качестве собирателя проявляет селективность действия при разделении сульфидов меди и железа. Диалкилдитиофосфаты образуют заметно менее прочные комплексы с Fe^{2+} и Fe^{3+} , чем ксантогенаты, что обуславливает меньшую флотуемость пирита и пирротина при использовании диалкилдитиофосфатов по сравнению с ксантогенатами (Рябой В.И., Кретов В.П. и др., 2013; Саматова Л.А., Шепета Е.Д. и др., 2013).

При флотации золото-медно-порфировой руды диизобутилдитиофосфатом натрия в нейтральной среде (в открытом цикле) в концентраты коллективного цикла извлекается 84-93% халькопирита (и, соответственно, меди) и 74-82% пирита в зависимости от степени измельчения руды (рисунок 1). При этом извлечение золота составляет 61-78%, серебра – 73-83%.

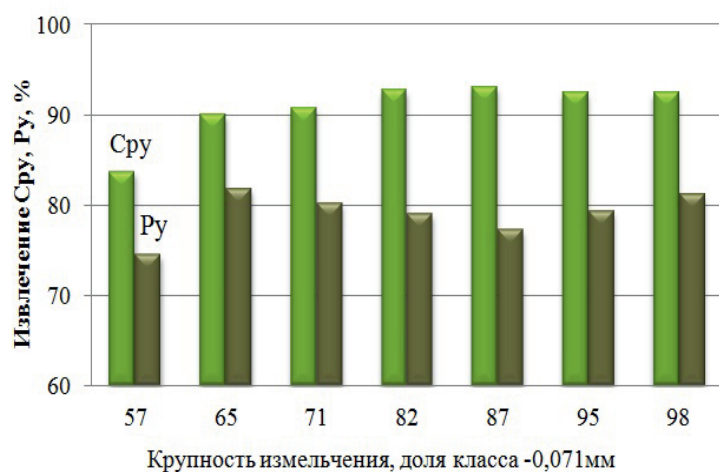


Рисунок 1. Извлечение халькопирита (Сру) и пирита (Ру) в коллективные концентраты в зависимости от крупности измельчения

Полученные данные хорошо согласуются с результатами исследований других авторов. При крупности питания 87% класса минус 0,071мм достигается максимальное извлечение халькопирита 93% при минимальном извлечении пирита – 77,2%.

При дальнейшем повышении тонины помола происходит снижение извлечения халькопирита на 0,5-0,6% и повышение извлечения пирита на 2%. В коллективных концентратах содержание меди составляет 5-7,8%, халькопирита ~15-20%, пирита ~30-40%; хвостах – меди – 0,07-0,032%, халькопирита – 0,2-0,1%; пирита – 0,6-0,7%.

Для подавления пирита и улучшения флотации халькопирита и золота используются специальные технологические приемы или методы (Богданов

О.С.,1965; Рябой В.И.,1997; Абрамов А.А.,2005; Сатаев И.Ш.,2011 и др.).

Для улучшения условий разделения коллективных концентратов перед медной селекцией, они подвергались аэрации для окисления поверхности и понижения флотуемости пирита и обработке активным углем с целью поглощения избытка собирателя, накапливающегося в растворе и на поверхности сульфидных минералов.

В цикле медной флотации в Си концентраты извлекается ~70% халькопирита (70,24% Си) и ~13% пирита (рисунок 2). Подтверждена флотуемость свободного золота диизобутилдитиофосфатом натрия (Гурман М.А., Щербак Л.И., 2020); извлечение тонковкрапленного золота определяется извлечением золотосодержащих сульфидов.

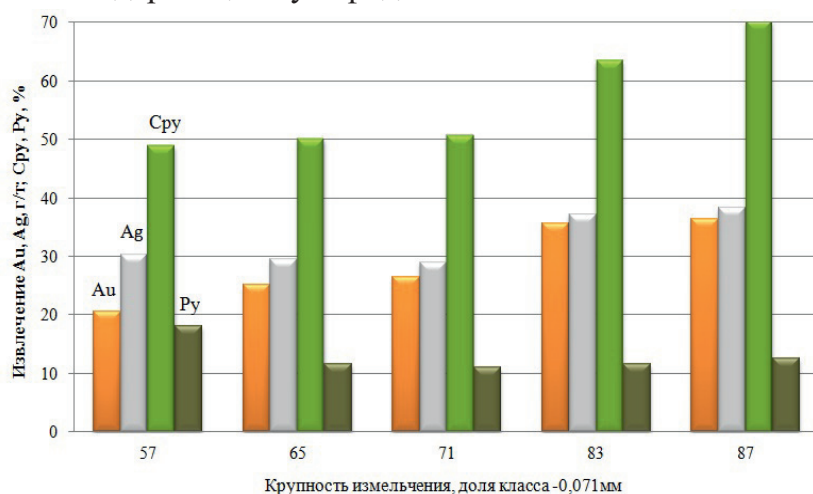


Рисунок 2. Извлечение халькопирита, пирита, золота, серебра в концентраты медной селекции в зависимости от крупности измельчения

Содержание меди в Си концентрате 22,3%, золота –11,7 г/т и серебра – 31,4 г/т. Тонкое взаимное срастание халькопирита и пирита является также причиной образования промежуточных продуктов флотации.

ВЛИЯНИЕ СИНЕРГЕТИЧЕСКОГО ЭФФЕКТА ТИОЛЬНЫХ СОБИРАТЕЛЕЙ НА ПОКАЗАТЕЛИ ФЛОТАЦИИ СУЛЬФИДОВ

Коновалов И.А.

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки «Институт горного дела имени Н.А. Чинакала» СО РАН, г. Новосибирск, Российская Федерация,
e-mail: igd_k@mail.ru

Исследовалась собирательная способность ксантогената и дитиокарбамата и их сочетания. Флотационные эксперименты свинцово – цинковой руды, Горевского месторождения, показали повышение флотационных показателей при использовании сочетаний реагентов.

Influence of synergetic effect of thiol collectors on sulfide flotation indicators

Konovalov I. A.

The collecting ability of xanthate and dithiocarbamate and their combination was investigated. Flotation experiments of lead-zinc ore, Gorevskoye deposit, showed an increase in flotation performance when using combinations of reagents.

Синергетический эффект во флотации или повышение показателей процесса в результате применения сочетания собирателей, суммарный расход которых равен или меньше расхода в случае использования одного из собирателей, хорошо известен. В настоящее время накопилось множество экспериментальных свидетельств, доказывающих улучшение показателей флотации при использовании смесей собирателей. Тем не менее понимания механизма, в соответствии с которым происходит рост извлечения и качества концентрата, до настоящего времени нет.

Целью данной работы является определение связи избирательности извлечения полезного компонента и собирательной способности смеси тиольных реагентов с активностью их физической формы сорбции по отношению к границе раздела «газ-жидкость» на примере свинцово-цинковой руды. В качестве реагента-собирателя для флотации свинцово-цинковой руды применялись диэтилдитиокарбамат ГОСТ 8864-71, ксантогенат бутиловый ГОСТ 7927-75, пенообразователь Т-80.

Флотационные эксперименты проводились на свинцово-цинковой руде Горевского месторождения. Химический состав руды приведен в таблице 1.

Таблица 1. Химический состав руды Горевского месторождения

Компонент	Содержание, %	Компонент	Содержание, %	Компонент	Содержание, %
Na ₂ O	0,036	FeO	15,4	P ₂ O ₅	0,067
MgO	3,58	SiO ₂	34,5	TiO ₂	0,16
Al ₂ O ₃	3,81	Pb	5,31	S	3,7
K ₂ O	0,69	Cu	<0,01	Cd	<0,001
CaO	10,0	As	<0,001	CO ₂	15,63
MnO	1,24	Zn	4,97		

Перед флотацией навеска руды (200 г.) измельчалась в рольганговой мельнице при соотношении Т:Ж:Ш = 1:1:7. Крупность флотируемого материала составляла до 85 % класса -71 мкм. Флотация осуществлялась во флотационной машине ФМП-Л1 с объемом камеры 0,5 л. В качестве пенообразователя использовался Т-80 с расходом 50 г/т.

Выполнялось определение скорости растекания продуктов взаимодействия

диэтилдитиокарбамата и ксантогената с солями тяжелых металлов. Определение скорости растекания выполнялось методом скоростной съемки. Для экспериментального нахождения скорости растекания производных продуктов ксантогената и диэтилдитиокарбамата по поверхности дистиллированной воды, готовился раствор с концентрацией 0,1 моль/л.

Съемка выполнялась скоростной камерой evercam 4000-16-с. Видео записывалось с разрешением 1280×304 со скоростью 10 000 кадр/с.

Флотация проводилась с целью доказательства проявления синергетического эффекта во флотации при использовании сочетаний реагентов. Схема флотационного эксперимента представлена на рисунке 1. Навеску руды (200 г) с водой после измельчения загружали в камеру флотационной машины.

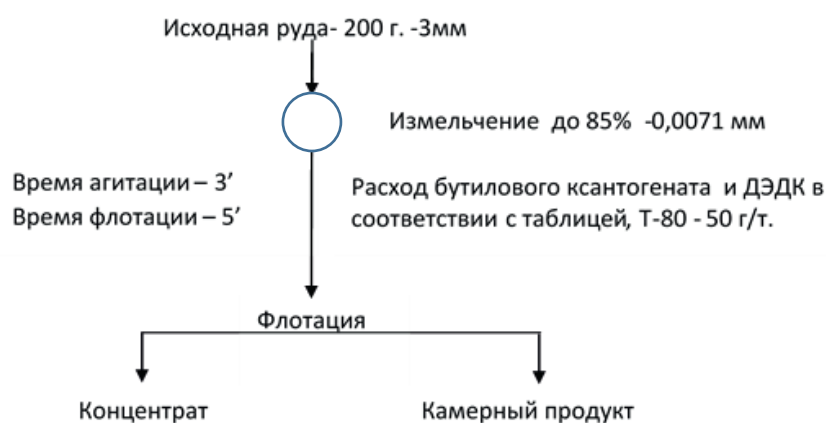


Рисунок 1. Схема флотационного эксперимента с свинцово-цинковой рудой Горевского месторождения

Скорость растекания ассоциатов «ксантогенат ион – ксантогенат металла» по поверхности воды ~ 20 см/с (в зависимости от металла), а ассоциатов дитиокарбамата ~ 9 см/с. Диксантоген на галените и сфалерите не образуется. Окисление дитиокарбамата маловероятно вследствие высокой его реакционной способности. Продукты взаимодействия дитиокарбаматов с переходными металлами имеют сравнительно небольшую скорость растекания и по этой причине их собирательная способность невелика.

Полученные значения извлечения свинца и цинка ксантогенатом 62,9 и 46,7%, а дитиокарбаматом 35,5 и 13,9% соответственно указывают на более слабую собирательную активность последнего реагента (таблица 2).

Содержание свинца и цинка в пенном продукте при использовании ксантогената составило 20,65 и 19,0% соответственно. При флотации дитиокарбаматом содержание свинца увеличилось до 34,6, а содержание цинка незначительно снизилось до 17,7%.

**«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки
природного и техногенного минерального сырья»**

Полученные результаты указывают на более высокие собирательные свойства ксантогената в сравнении с дитиокарбаматом, но избирательность извлечения свинца дитиокарбаматом значительно превышает избирательность извлечения ксантогенатом (таблица 2). Использование различных сочетаний реагентов привело к возрастанию извлечения до 78,5 по свинцу и до 71,3 по цинку при расходах реагентов 100 г/т ксантогената и 20 г/т дитиокарбамата (таблица 2).

Таблица 2. Показатели флотации свинцово-цинковой руды тиольными собирателями и их сочетанием

Продукт	Выход, γ, %	Содержание, β, %		Извлечение, ε, %		Собиратель/Расход в г/т
		Pb	Zn	Pb	Zn	
Пенный	11,54	20,65	19,0	62,9	46,7	Бутиловый ксантогенат, 100
Камерный	83,62	1,57	2,83	34,7	50,3	
+1	4,85	1,85	2,9	2,4	3,0	
Всего	100,0	3,79	4,70	100	100	
Пенный	6,23	34,6	17,7	35,5	13,9	Диэтилдитиокарбамат, 100
Камерный	90,32	4,26	7,35	63,3	83,7	
+1	3,44	2,13	5,49	1,2	2,4	
Всего	100,0	6,08	7,93	100,0	100,0	
Пенный	14,90	20,55	18,15	74,3	52,7	Бутиловый ксантогенат, 5 Диэтилдитиокарбамат, 100
Камерный	79,15	1,22	2,85	23,4	43,9	
+1	5,95	1,57	2,96	2,3	3,4	
Всего	100,0	4,12	5,14	100,0	100,0	
Пенный	14,17	20,62	18,71	74,3	53,2	Бутиловый ксантогенат, 20 Диэтилдитиокарбамат, 100
Камерный	79,87	1,15	2,66	23,4	42,6	
+1	5,96	1,52	3,52	2,3	4,2	
Всего	100,0	3,93	4,98	100,0	100,0	
Пенный	15,56	20,32	20,45	76,9	63,1	Бутиловый ксантогенат, 100 Диэтилдитиокарбамат, 5
Камерный	78,89	1,1	2,15	21,1	33,6	
+1	5,55	1,51	3,03	2	3,3	
Всего	100,0	4,11	5,05	100,0	100,0	
Пенный	18,33	17,17	19,24	78,5	71,3	Бутиловый ксантогенат, 100 Диэтилдитиокарбамат, 20
Камерный	75,59	1	1,63	18,9	24,9	
+1	6,08	1,73	3,05	2,6	3,7	
Всего	100,0	4,01	4,94	100,0	100,0	

Дитиокарбамат малоактивен по отношению к границе раздела «газ-жидкость» и используется, как хемосорбируемый собиратель. Расход дитиокарбамата должен быть минимально необходимым для гидрофобизации требуемого минерала и закрепления на нем физически сорбируемого собирателя (ксантогенат ион – ксантогенат металла), и недостаточным для гидрофобизации

минералов породы. Это обеспечивает высокую селективность и извлечение полезного компонента.

Результаты флотационных экспериментов с использованием ксантогенатов и дитиокарбаматов показывает, что собирательные свойства ксантогенатов и дитиокарбаматов определяются их активностью по отношению к границе раздела «газ-жидкость». Увеличение активности собирателя по отношению к указанной границе раздела и его расхода приводит к росту извлечения. Селективность извлечения возрастает при уменьшении активности физической формы сорбции и уменьшается при ее увеличении.

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ ТИТАН-ЦИРКОНИЕВЫХ ПЕСКОВ МЕСТОРОЖДЕНИЙ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Закирничный В.Н., Шихов Н.В., Назаренко Л.Н., Мушкетов А.Ал.

Акционерное общество «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Российская Федерация,
e-mail: umbr@umbr.ru

В статье представлены результаты разработки новой технологической схемы обогащения титан-циркониевых песков месторождений Казахстана, включающие сравнение двух схем получения коллективного концентрата - гравитационной и магнитно-гравитационной.

Development of technology for beneficiation titanium – zirconium sands from the deposit Republic of Kazakhstan

Sakirnichniy V.N., Sichov N.V., Nasarenko L.N., Mushketov A. Al.

The article presents the results of the development of a new technology for beneficiation of titanium – zirconium sands from the deposit Republic of Kazakhstan, including comparison gravity beneficiation and magnetic methods.

Объектом исследования являлась проба титан-циркониевых песков одного из месторождений Казахстана. Цель работы – разработать технологию обогащения титан-циркониевых песков с получением коллективного концентрата по двум схемам, гравитационной и магнитно-гравитационной. Месторождение расположено в Мартукском районе Актюбинской области РК, в 100 км к западу от г. Актобе, в 40 км к югу от железнодорожной станции Мартук Западно-Казахстанской железной дороги и в 3 км севернее поселка Шайда.

Для исследований получена представительная проба исходного песка (2 т), которая состояла из тонко и мелкозернистых природных образований со

«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья»

слабоглинистыми включениями крупнообломочного материала. Массовая доля диоксида титана в представительной пробе составила 6,42%, что характеризует месторождение как богатое, так как во всех известных месторождениях СНГ этот показатель не превышает 3,5%. Содержание ZrO_2 находится на уровне 0,54%, SiO_2 – 82,4%. Содержание вредных примесей, таких как – Cr_2O_3 и Fe_2O_3 – составляет 0,20 и 3,42% соответственно. Основные рудные минералы представлены ильменитом, его измененной формой – лейкоксеном [1, 2], цирконом и рутилом. Породные минералы представлены кварцем и полевыми шпатами. Минералы железа представлены магнетитом и гематитом. Минералы хрома – это в основном хромшпинелид. Прочие минералы представлены силикатами и алюмосиликатами.

Исходя из вещественного состава исходного песка, распределения минералов титана и циркона по классам крупности, изучения их магнитных свойств проведена разработка и сравнение двух схем получения коллективного концентрата: гравитационной и магнитно-гравитационной. Начальные операции обеих технологий одинаковые: выделение крупного класса более 2,0 мм на бутаре, грохочение промытого продукта бутары на поличастотном грохоте Kroosh на сите 0,2 мм с последующим обесшламливанием подрешетного продукта в 2 стадии в гидроциклонах при граничной крупности разделения – 44 мкм.

В первой технологической схеме реализовано стандартное решение [3] получения коллективного концентрата и отвальных хвостов посредством гравитационных методов обогащения на винтовых шлюзах (рисунок 1).

Во второй схеме предусмотрена реализация технологии магнитно-гравитационного обогащения с использованием высокоградиентной мокрой магнитной сепарации в голове процесса и получением черного ильменитового концентрата, черного коллективного рутил-цирконового концентрата и отвальных хвостов (рисунок 2).

Высокоградиентная мокрая магнитная сепарация осуществлялась в сепараторе Longi (Китай) в магнитном поле с индукцией 1,7 Тл.

Гравитационная схема позволила выделить коллективный концентрат с выходом 16,69%, массовой долей TiO_2 – 34,31%, при извлечении TiO_2 – 89,16%; массовой долей ZrO_2 – 3,19%, при извлечении ZrO_2 – 97,73%.

По магнитной схеме получены:

- черновой ильменитовый концентрат с выходом 9,3%, массовой долей TiO_2 – 50,6%, при извлечении TiO_2 – 67,81%, массовой долей ZrO_2 – 0,26%, при извлечении ZrO_2 – 4,24%;
- черновой рутил-цирконовый концентрат с выходом 4,56%, массовой долей TiO_2 – 34,84%, при извлечении TiO_2 – 22,89%; массовой долей ZrO_2 – 11,76%, при извлечении ZrO_2 – 94,09%.

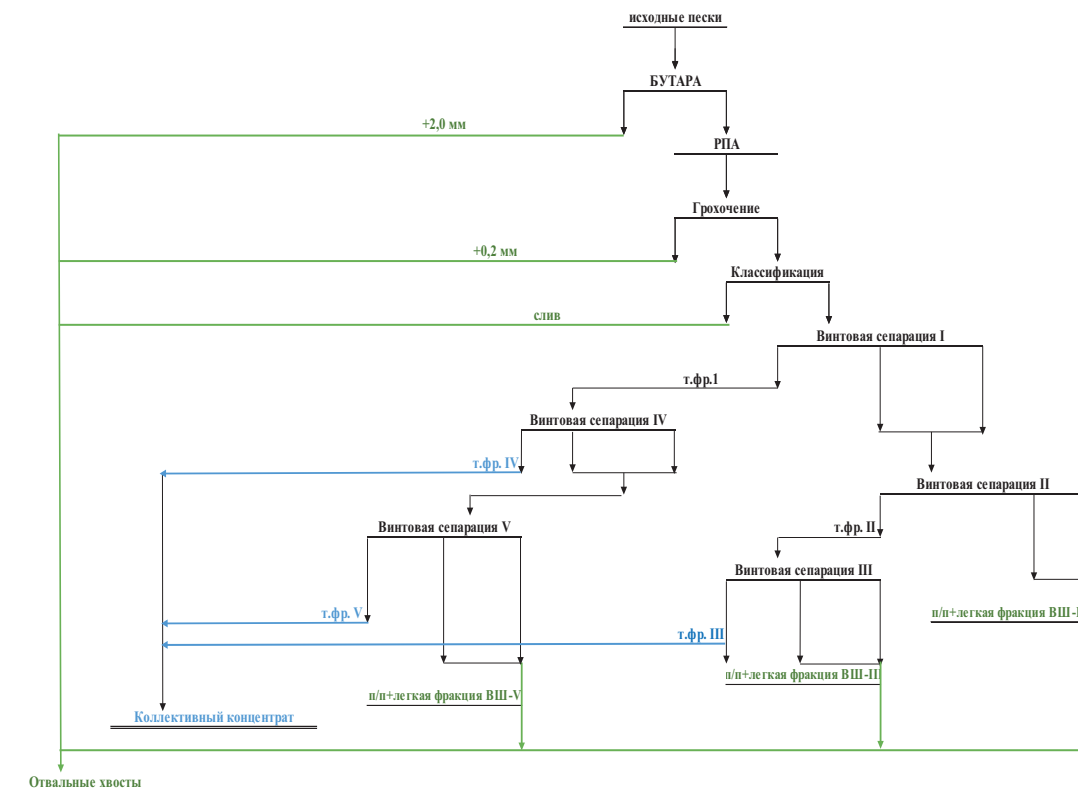


Рисунок 1. Схема получения коллективного концентрата по гравитационной схеме

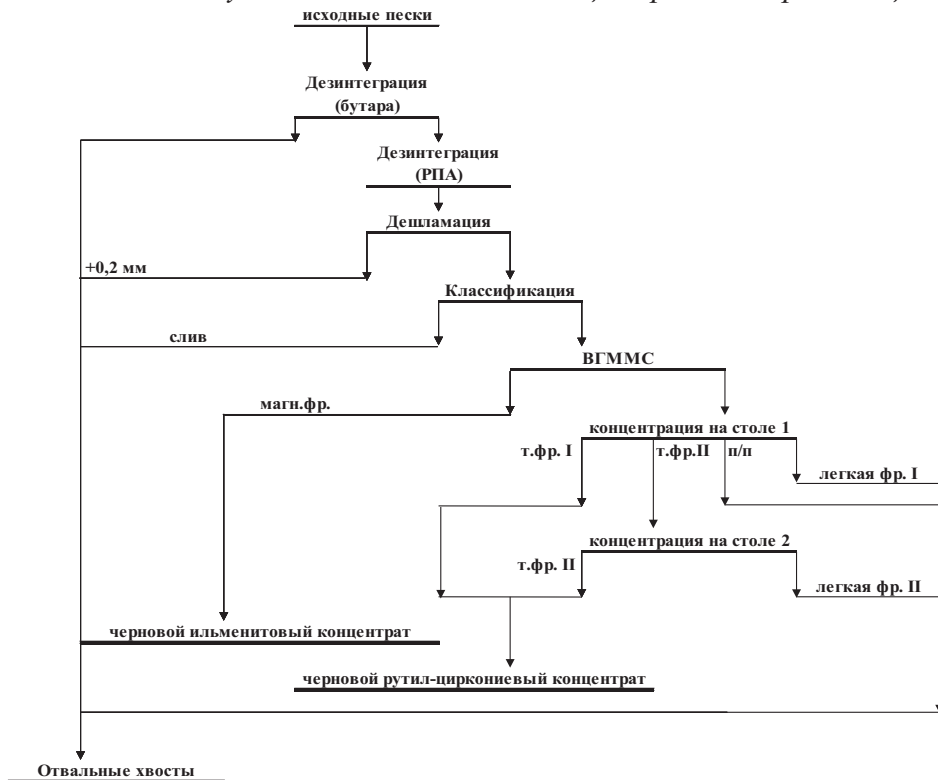


Рисунок 2. Магнитно-гравитационная схема обогащения титан-циркониевых песков

«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья»

Общими недостатками двух схем являются:

- попадание в переработку высокотоннажного, выход составляет 50,64%, и бедного по содержанию TiO_2 и ZrO_2 - 0,29% и 0,01% соответственно, класса крупности – 0,16 + 0,10 мм;
- низкоэффективная работа грохота и гидроциклона в операциях предварительного грохочения и классификации.

Предложена оптимальная схема переработки титан-циркониевых песков месторождений Казахстана с получением коллективного концентрата с использованием гравитационных методов обогащения. Внедрение схемы на титан-циркониевых песках Казахстана позволит:

- обеспечить извлечение TiO_2 и ZrO_2 в черновые концентраты 89–97%;
- обеспечить высокую концентрацию оксидов титана и циркона в черновых концентратах;
- вывести основную массу хвостов в коллективном цикле, сократив затраты на доводку черновых концентратов.

Список использованных источников

1. Диагностика шлиховых минералов. Ленинград, ЛГУ, 1991.
2. Иоспа А.В. Лейкоксенизированный ильменит – его диагностика и влияние на качество титан-циркониевых руд. ВИМС //www.minsoc.ru/2012-1-129-0.
3. Полькин С.И., Адамов Э.В. Обогащение руд цветных и редких металлов. М.: Недра, 1975. 461 с.

ВЛИЯНИЕ ТРЕТИЧНЫХ АЦЕТИЛЕНОВЫХ СПИРТОВ НА ФЛОТАЦИЮ ТО НК ИХ ЧАСТИЦ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО ПИРИТА

Фадеева Н.В.¹, Орехова Н.Н.^{1,2}, Малышев О.А.³, Щелкунов С.А.³

¹ Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Магнитогорский государственный технический университет имени Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Российская Федерация

² Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр имени академика Н.В. Мельникова
Российской академии наук, Москва, Российская Федерация

³ООО «БиоХимПром», г. Москва, Российская Федерация

e-mail: magtu_opi@mail.ru, natali_fadeeva@mail.ru, moa_biokhimprom@mail.ru

Проведены исследования по изучению возможности повышения показателей флотации малосульфидных золотосодержащих руд с использованием неионогенного аполярного реагента ДК-80, представляющего собой третичный ацетиленовый спирт. Показано, что данный реагент проявляет дополнительное собирательно действие по отношению к мелкому золотосодержащему пириту.

Influence of tertiary acetylenic alcohols on flotation of fine particles of gold-containing pyrite

Fadeeva N.V., Orehova N.N., Malyshev O.A, Shchelkunov S.A.

Studies have been carried out to study the possibility of increasing the flotation performance of low-sulfide gold-bearing ores using the nonionic apolar reagent DK-80, which is a tertiary acetylene alcohol. It is shown that this reagent exhibits an additional collective action in relation to fine gold-containing pyrite.

Качество золотосодержащих руд неуклонно падает: в переработку поступают руды, содержащие золото в количестве, соответствующем его содержанию как попутного элемента в колчеданных рудах [1]. Для таких бедных золотосодержащих руд проблема потери мелкого и тонкого золота с хвостами флотации имеет особенное значение.

Направлениями повышения селективного извлечения тонких частиц являются их контролируемая агломерация, использование мелких пузырьков, синтез селективно действующих реагентов [2].

Для сульфидных золотосодержащих минералов представляет интерес использование реагентных режимов, предусматривающих подачу дополнительных неионогенных аполярных реагентов, способных к комплексообразованию с катионами сульфидных металлов и проявляющих свойства дополнительных селективных по отношению к золоту собирателей [3-5].

Объектом исследования являлась золотосодержащая малосульфидная руда Березняковского месторождения.

Минеральный анализ пробы руды выполнен на дифрактометре SHIMADZU XRD-6000, Cu-анод, графитовый монохроматор; расчет содержаний проведен в программном продукте SIROQUANT V4. По данным рентгенографического количественного фазового анализа (РКФА) проба на 34,5% представлена карбонатами, на 29% кварцем, слюдой - 28,5%, на 5% пиритом, 2,5% плагиоклазом, 1% хлоритом.

По результатам фазового анализа подтверждено, что проба относится к малосульфидному типу руды.

Содержание золота в пробе составило 0,91 г/т. Определение золота в продуктах переработки осуществлялось методом атомно-абсорбционной спектроскопии.

Для изучения действия реагента ДК-80 в качестве дополнительного собирателя при флотации золотосодержащей руды были выполнены флотационные опыты в открытом рудном цикле по схеме с выделением концентрата межциклового флотации.

**«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки
природного и техногенного минерального сырья»**

За основу эксперимента был принят реагентный режим обогатительной фабрики, предусматривающий подачу в измельчение сернистого натрия, во флотацию – медного купороса, бутилового ксантогената калия (БКК), Оксаля Т-92. Крупность измельчения перед межцикловой флотацией составила 71% класса минус 0,071 мм, перед перечисткой концентрата межцикловой флотации – 95% класса минус 0,04 мм.

Для микроскопного изучения качества продуктов использовалась установка Минерал С7 SIAMS Photolab.

Изучено раскрытие зерен минералов, определены размеры зерен и распределение минералов в сростках.

В качестве дополнительного собирателя использовался реагент - индивидуальное соединение ДК-80 ((CH₃)₂C(OH)-C≡CH) производства ООО «БиоХимПром» (Москва).

Реагент получают прямым взаимодействием ацетиленом с ацетоном с последующей дегидратацией продукта реакции на стадии его очистки ректификацией. Реагент показал прирост извлечения золота и цветных металлов при флотации полиметаллических и золотосодержащих руд [1, 6].

Проведенные сравнительные исследования межцикловой флотации по фабричному режиму и режиму с подачей дополнительно ДК-80 при расходе 50 г/т, показали, что при использовании реагента ДК-80 наблюдается активное пенообразование, пена нагруженная, быстрая флотация.

В концентрате межцикловой флотации увеличивается количество извлекаемого пирита и содержание частиц крупностью меньше 0,044 мм (таблица 1).

Таблица 1. Данные по зёрнам пирита в концентрате межцикловой флотации по базовому режиму флотации (I) и с использованием ДК-80 (II) при расходе 50 г/т

№	Масс. %	Абс. раскрытие зёрен, %	Все зёрна		Абс. своб. зёрна		Содержание Au, г/т Извлечение Au, %
			Кол-во	Размеры, мкм	Кол-во	Размеры, мкм	
I	86,1	97,0	516	0x0 - 31x108 74-125=6,9%, 44-74=50,1%, 10-44=37,9%, 0-10=5,2%	462	2x2 - 31x108 74-125=7,1%, 44-74=49,7%, 10-44=38,4%, 0-10=4,9%	<u>7,17</u> 41,76
II	90,4	95,0	1341	1x1 - 39x104 44-74=27,6%, 10-44=60,3%, 0-10=12,1%	1303	2x2 - 38x84 44-74=24,3%, 10-44=63,1%, 0-10=12,6%	<u>7,42</u> 37,76

Реагент ДК-80 позволил получить более высокое содержание золота, что свидетельствует о высокой селективности реагента к золотосодержащему пириту, а падение извлечения свидетельствует о неоптимальном реагентом режиме и расходе реагентов.

Проведение флотационных опытов по схеме с перечисткой концентрата межцикловой флотации показало селективность действия реагента по отношению к золоту (таблица 2). Прирост извлечения драгоценного металла при совместном использовании бутилового ксантогената и ДК-80 составил 6%.

Таблица 2. Результаты флотации золотосодержащей руды

Концентраты	По базовому реагентному режиму			По реагентному режиму с ДК-80		
	Выход, %	Содержание Au, г/т	Извлечение Au, %	Выход, %	Содержание Au, г/т	Извлечение Au, %
Межцикловой флотации	11,47	3,55	44,77	12,21	3,78	50,78
Перечистки	4,73	7,21	37,51	5,1	7,83	43,91

Проведенные исследования показали перспективность использования реагента ДК-80 для повышения извлечения тонких частиц золотосодержащего пирита. Необходимо проведение дальнейших исследований с целью определения оптимальных параметров процесса флотации малосульфидных золотосодержащих руд с использованием дополнительного собирателя - третичного ацетиленового спирта: крупности помола, точек подачи и расходов реагентов.

Список использованных источников

1. Сабанова М.Н., Леонтьева Е.В., Орехова Н.Н., Горлова О.Е. Поисковые исследования собирателя для повышения извлечения золота в медном цикле флотации колчеданных и порфириновых руд // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2020. № 4. С. 239-249.
2. Авдохин В.М. Проблемы и перспективы переработки тонких частиц // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2011. № 1, С. 567-580.
3. Леонтьева Е.В., Медяник Н.Л. Выбор реагентов для хлоридной переработки отходов обогащения медно-колчеданных руд // Актуальные проблемы современной науки, техники и образования. 2016. Т. 1. С. 211-214.
4. Кенжалиев Б.К., Тусупбаев Н.К., Медяник Н.Л., Семушкина Л.В. Изучение физико-химических и флотационных характеристик композиционных флотореагентов // Вестник МГТУ им. Г.И. Носова. 2019. Т. 17. № 3. С. 4-11.
5. Щелкунов С.А., Малышев О.А. Диметил(изопропенил-этинил)карбинол - эффективный неионогенный собиратель-вспениватель // Цветная металлургия. 2008. № 3. С. 7-12.
6. Юшина Т.И., Малышев О.А., Щелкунов С.А. Флотация золотосодержащих руд цветных металлов с применением реагентов на основе ацетиленовых спиртов // Цветные металлы. 2017. № 2. С. 13-19.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ РЕАГЕНТНОГО РЕЖИМА ФЛОТАЦИИ МЕДНО-ПОРФИРОВЫХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ ЭРДЭНЭТИЙН-ОВОО

Юшина Т.И.¹, Пурэв Баянмунх², Д'Элия Янес Калим Себастьян¹

¹ Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Москва, Российская Федерация, *e-mail: rakhimov.khusrav@mail.ru*

² КОО «Предприятие «Эрдэнэт»», Монголия

Изложены результаты исследования факторов, влияющих на эффективность флотации медно-молибденовых руд. Показано, что применение флотореагента ДК-80 в сочетании с основными реагентами базового режима - комбинированным неионогенным собирателем АЕРО МХ-5152, смесевым ионогенным собирателем ВК-901В, дизельным топливом марки «Э»; пенообразователем метилизобутилкарбинолом, модификатором сернистым натрием Na₂S и регулятором рН среды известью СаО, позволяет получать заметное, экономически выгодное дополнительное извлечение как меди, так и молибдена. Разработан оптимальный режим флотации, включающий реагент ДК-80 и базовые собиратели ВК901В и АЕРО МХ5140, применение которого позволит повысить извлечение меди на 0,62% и молибдена на 5,76% в одноименные концентраты, сократить время флотации на 35-40%, улучшить качество получаемых концентратов.

IMPROVEMENT OF THE REAGENT REGIME OF FLOTATION OF PORPHOUS COPPER ORES OF THE ERDENETIIN-OVOO DEPOSIT

Yushina T.I., Purev Bayanmunkh, D'Elia Yanes Kalim Sebastian

The results of the study of factors influencing the efficiency of flotation of copper-molybdenum ores are presented. It is shown that the use of the flotation reagent DK-80 in combination with the main reagents of the basic mode - the combined non-ionic collector AERO MX-5152, the mixed ionic collector VK-901V, diesel fuel of the "E" brand; foaming agent methyl isobutyl carbinol, modifier sodium sulfide Na₂S and regulator of pH of the medium with lime CaO, allows to obtain a noticeable, cost-effective additional extraction of both copper and molybdenum. An optimal flotation mode has been developed, including reagent DK-80 and basic collectors VK901V and AERO MX5140, the use of which will increase the recovery of copper by 0.62% and molybdenum by 5.76% into concentrates of the same name, reduce the flotation time by 35-40%, improve the quality of the resulting concentrates.

Технико-экономические показатели обогащения медно-порфировых руд во многом определяются эффективностью применяемых реагентных режимов флотации, позволяющих достичь наиболее полного и селективного извлечения меди и молибдена в одноименные концентраты. Одним из актуальных направлений совершенствования технологии обогащения медно-порфировых руд является модификация действующих реагентных режимов флотации.

Сложность в обогащении медно-молибденовых руд месторождения «Эрдэнэтийн-Овоо» обусловлена не только особенностями минерального состава

и наличием более четырех типов руды, но также и невысоким содержанием целевых металлов (%) - Cu – 0,522 (доля первичной меди составляет 68,20%, окисленной – 2,30%), Mo – 0,016, и уровнем извлечения (%) - Cu 88,74 и Mo 53,11.

На ОФ КОО «Предприятие Эрдэнэт» применяют следующие реагенты: собиратели - комбинированный неионогенный собиратель AERO MX-5152 (смесь аллиловых эфиров ксантогеновых кислот с n-бутилоксикарбонил-О-n-бутилтионокарбаматом), и смесевой ионогенный собиратель ВК-901В (композиция диалкилдитиофосфата и О,N–диалкилтионокарбамата); дизельное топливо марки «Э»; пенообразователь – метилизобутилкарбинол (МИБК); модификатор сернистый натрий - Na₂S и регулятор pH среды – известь. Минералогический анализ отвальных хвостов ОФ показал, что медь теряется, в основном, в классах крупнее 0,10 мм и на 50-65% в виде сростков сульфидов крупнее 0,02 мм. Это указывает на наличие возможности и целесообразности доизмельчения крупных классов при одновременном выводе уже раскрытых свободных частиц.

Ранее нами было установлено, что применение реагентов на основе третичных ацетиленовых спиртов ДМИПЭК и ДК-80 позволяет повысить извлечение ряда металлов в соответствующие концентраты. Например, при флотации медно-молибденовых руд компании «CODELCO» (Чили), ЗАО «Агаракский медно-молибденовый комбинат», ОФ «Техут» (Армения) третичные ацетиленовые спирты ДМИПЭК и ДК-80, использовавшиеся в качестве дополнительных собирателей, показали хорошие результаты по приросту извлечения меди и молибдена как в коллективном цикле, так и в цикле селекции

При исследовании процесса флотации медно-порфировых руд месторождения «Эрдэнэтийн-Овоо» включение в базовый реагентный режим ацетиленового спирта ДК-80 в количестве 12 г/т позволило получить дополнительное извлечение меди на уровне 1,29 % и молибдена на 5,76 %. Помимо флотационной активности третичные ацетиленовые спирты характеризуются благоприятными для условий промышленного применения показателями токсичности, пожаробезопасности, растворимости в воде. На основании полученных результатов нами были проведены дальнейшие лабораторные исследования флотации сульфидов меди и молибдена с применением третичных ацетиленовых спиртов ДК-80 в качестве дополнительного селективного собирателя, обладающего пенообразующими свойствами, а также обоснование механизма его действия во флотационной системе.

Действующим веществом ДК-80 является диметилэтинилкарбинол, соответствующий химическому названию и имеющий структурную химическую

«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья»

формулу $\text{HC}\equiv\text{C}-\text{C}(\text{CH}_3)_2(\text{OH})$. Помимо флотационной активности третичные ацетиленовые спирты характеризуются благоприятными для условий промышленного применения показателями токсичности, пожаробезопасности, растворимости в воде. На основании полученных результатов нами были проведены дальнейшие лабораторные исследования флотации сульфидов меди и молибдена с применением третичных ацетиленовых спиртов ДК-80 в качестве дополнительного селективного собирателя, обладающего пенообразующими свойствами, а также обоснование механизма его действия во флотационной системе.

Известно, что ацетиленовые π -комплексы переходных металлов (Me), содержащие в качестве лиганда ацетилен или его производные, играют важную роль не только в металлоорганической и органической химии, но, как показано в ряде работ, и в процессе флотации сульфидных минералов, в том числе и окисленных. Связь в комплексе между атомом Me и лигандом осуществляется перекрыванием вакантной орбитали Me со связывающей π -орбиталью ацетилена (связь донорно-акцепторного типа) и заполненной d -орбитали Me с разрыхляющей π -орбиталью ацетилена (дативная связь).

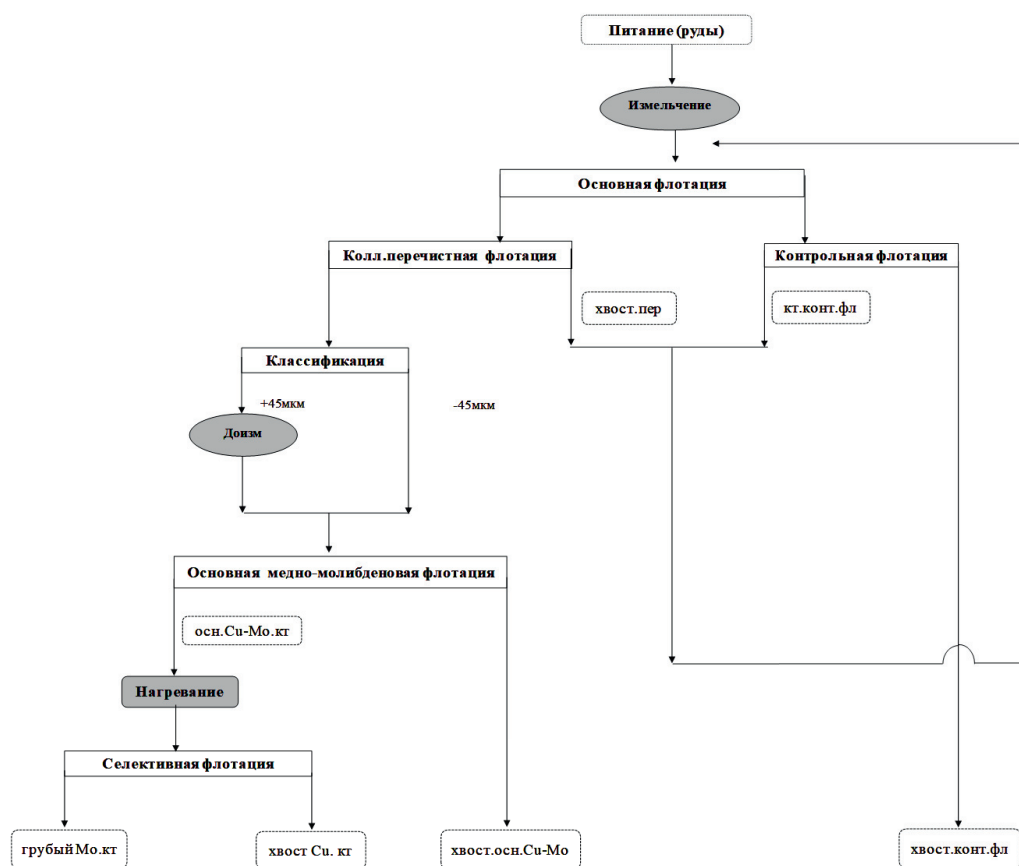


Рисунок 1. Схема проведения флотационных опытов

Исследования проводились по схеме, показанной на рисунке 1, на руде следующего состава: Cu-0,522% и Mo-0,016%. Базовые условия проведения флотации: в мельницу подается - AERO MX5152-8,0 г/т, ВК901В-2,0 г/т, СаО-0,75 г/т, $t_{изм}$ -14 минут; в основную флотацию - МИБК-15,0 г/т; $t_{очн}$ = 5 минут, $t_{конт}$ = 7 минут. В исследуемых режимах применяли третичный ацетиленовый спирт - реагент ДК-80. Результаты исследований приведены на рисунке 2.

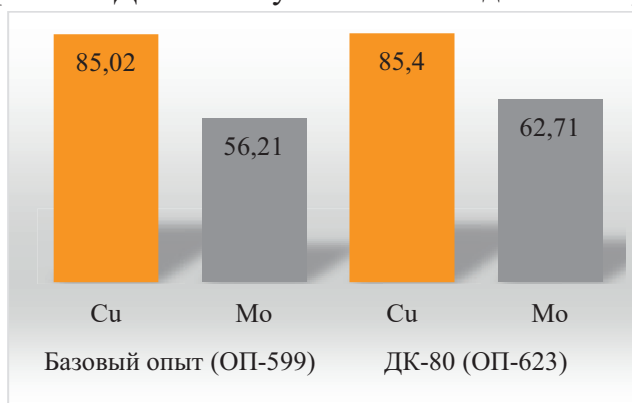


Рисунок 2. Результаты коллективной флотации (извлечение меди и молибдена в коллективный концентрат)

Лабораторные исследования флотации порфирировых медно-молибденовых руд месторождения Эрдэнэтийн-Овоо показали, что применение реагента ДК-80 в сочетании с базовым составом реагентов-собирателей AERO MX-5152, ВК-901В и пенообразователя МИБК позволяет увеличить в коллективный концентрат извлечение Cu на 0,4% и Mo на 6,50%, при общем уровне извлечения Cu – 85,40% и Mo – 62,71%. Необходимо также отметить, что одновременно с извлечением металлов выход концентрата коллективной флотации также вырос с 1,96 до 2,02%.

Селективность ацетиленового реагента ДК-80, определяемая его характерными собирательными свойствами, дает основание предполагать, что это положительно скажется при флотации мелких частиц сульфидных минералов. С этой целью были проведены исследования влияния тонины измельчения руды на распределение минералов по классам в концентратах и показатели коллективной флотации в присутствии реагента ДК-80, при проведении которых наблюдались положительные изменения содержания минералов в диапазоне класса крупности $45 \leq d < 75$ мкм: в руде - 65,84%, в концентратах коллективной флотации с базовым опытом, 85,89%, с реагентом ДК-80 - 92,15%.

При рассмотрении диапазона крупности в пределах $20 \leq d < 45$ мкм становится очевидным факт роста количества мелких частиц в концентратах, получаемых на реагентных режимах флотации, включающих ацетиленовые спирты ДК-80. Повышение извлечения минералов мелких классов в коллективный концентрат при применении реагента ДК-80 вырастает на 6,26%. Очевидно, что оптимальный гранулометрический состав пульпы, обеспечивающий при прочих равных

условиях повышение извлечения Cu и Mo при флотации медно-порфировой руды должен быть смещен в сторону повышения содержания мелких классов, что закономерно связано с содержанием и распределением металлов в руде.

Для подтверждения выявленных фактов были проведены дополнительные исследования по выявлению влияния тонины помола руды (питания флотации) на показатели флотации. Было установлено, что повышение тонины помола руды в питании коллективной флотации всего на 13,8% позволяет получить дополнительное извлечение Cu на 1,29% и Mo на 0,17%. Анализ фракционного распределения минералов показал, что повышение содержания класса крупности -75 мкм в питании флотации с 59.74% до 68.01%, т.е. всего на 13,8%, приводит к повышению содержания фракций -32 мкм на 3%, +20 мкм на 3%, +45 мкм на 3%, в то время как количество фракции +75 мкм снижается на 6%.

Повышение извлечения частиц минералов тонких классов крупности обеспечивается селективностью собирательного действия ацетиленовых реагентов путем адсорбции молекул ацетиленовых спиртов на поверхности сульфидных минералов. Взаимодействие молекул ацетиленовых реагентов с поверхностью минералов тонких классов во флотационном процессе порфириновых медно-молибденовых руд отмечено впервые.

Таким образом, по результатам исследований можно сделать следующие выводы:

- Обоснован и разработан реагентный режим флотации медно-порфириновых руд, с применением третичного ацетиленового спирта - реагента ДК-80, взаимодействующего по механизму образования комплексов на основе π -связей с сульфидной и окисленной поверхностями медных и молибденовых минералов, снижающего смачиваемость поверхности минералов и обеспечивающего их дополнительную гидрофобизацию.
- Обосновано использование ацетиленсодержащего спирта ДК-80 в качестве дополнительного собирателя с пенообразующими свойствами в сочетании с серосодержащими ионогенным собирателем ВК901В и неионогенным собирателем AeroMX5152. Функциональной группой серосодержащих собирателей является атом серы, реакция которой с окисленной поверхностью сульфидных металлов хорошо изучена, различие в их селективности определяется исключительно свойствами структуры молекул этих реагентов.
- Разработан новый режим флотации, включающий реагент ДК-80 при расходе 12 г/т и базовые собиратели ВК901В и AeroMX5140. Улучшение технологических показателей при оптимизации режима флотации заключается в повышении извлечения в коллективный концентрат флотации

меди на 1,29% и молибдена на 5,76%.

- Рекомендовано включить ацетиленовый реагент ДК-80 в состав базового режима флотации для проведения опытно-промышленных испытаний на КОО «Предприятие Эрдэнэт» (Монголия).

ВЛИЯНИЕ ИОННОГО СОСТАВА ТЕХНОГЕННЫХ ВОД НА ОБОГАЩЕНИЕ МЕДНО-ПОРФИРОВЫХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ “ЭРДЭНЭТИЙН ОВОО”

Цэнд-Аюуш Ц., Оюунтунгалаг Х.

Исследовательский Институт предприятия Эрдэнэт, г. Эрдэнэт, Монголия,
e-mail: ts.tsendayush@erdenetmc.mn, oyuntungalag@erdenetmc.mn

В рамках исследовательской работы по определению влияния оборотной воды на процесс флотации изучены несколько видов воды: техническая свежая вода, вода из колодца хвостохранилища, вода из фильтрационных каналов, вода из прудка РОРа, вода очистной станции и оборотная вода. Проведены лабораторные испытания процесса флотации с целью определения влияния оборотной воды на изменение свойств руды и ее флотуемость.

Influence of ionic composition of process water for enrichment of porfire copper "Erdenetiin OVOO" deposits

Tsend-Ayuush T.S., Oyuntungalag KH.

A theoretical analysis of a closed grinding cycle with a flotation classification process has been carried out. The imitation of a closed grinding cycle in modes without and with flotation classification is described. The relevance of the flotation classification in a closed grinding cycle with the enrichment of foam products in tapering troughs is disclosed.

Различие в смачиваемости минералов водой является основой флотационного метода обогащения полезных ископаемых и обусловлено природой химической связи их кристаллической решетки.

Целью данной исследовательской работы является определение влияния показателей воды на изменение свойств руды, характеризующих процесс флотации, а также оценка контроля стабильности технологического процесса.

В центральной химической лаборатории проводились анализы по 11 показателям. Пробы брались из оборотной воды ОФ один раз в месяц. Количество кальция, магния и взвесей в воде определяли ежедневно.

В рамках исследовательской работы по определению влияния оборотной воды на процесс флотации изучены несколько видов воды: техническая свежая вода, вода из колодца хвостохранилища, вода из фильтрационных каналов, вода

«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья»

из прудка РОРа, вода очистной станции и оборотная вода.

Проведены лабораторные испытания процесса флотации с целью определения влияния оборотной воды на изменение свойств руды и ее флототируемость.

Лабораторные исследования предполагается продолжить.

В этой работе содержание элементов в продуктах обогащения определялись с использованием EDXRE (energy dispersive X-ray fluorescence), содержание элементов в оборотной воде установлены методом химического анализа и методом ААС (atomic absorption spectroscopy).

Процесс флотации идет в водной среде с применением реагентов, закрепляющихся на границах раздела фаз: «руда – вода», «воздух-вода» и «воздух –руда» (рисунок 1).

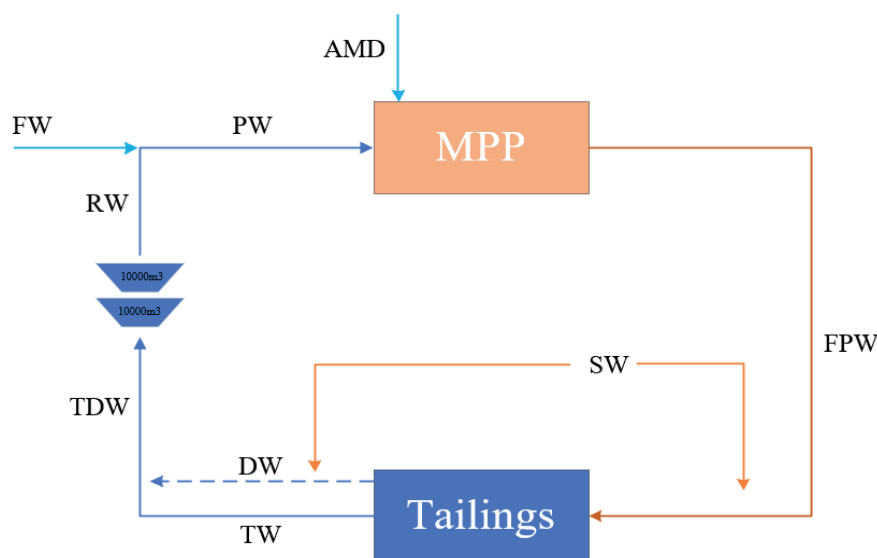


Рисунок 1. Принципиальная схема водооборота для обогатительной фабрики КОО
«Предприятие Эрдэнэт»

AMD	рудная вода
FW	подача хозяйственно-бытовых стоков в прудок хвостохранилища
PW	оборотная вода
RW	циклическая вода (внутри ОФ)
SW	прудок очистных сооружений
TDW	с отдельным смешиванием фильтрата, хозяйственно-бытовых стоков
DW	фильтрационный канал
TW	насосная станция
FPW	прудок хвостохранилища

Целью данной исследовательской работы является определение влияния свойств воды из разных источников на флототируемость руды.

«Предприятия Эрдэнэт» (далее предприятие) перерабатывает медно-

молибденовую руду методом флотации и получает медной и молибденовый, концентраты. В процесс основной флотации подается оборотная вода из хвостохранилища, а в процесс селективной флотации подают техническую воду из реки Сэлэнга.

Для переработки 1 тонны руды на фабрике используется 2,7 м³ оборотной воды, 0,3 м³ технической воды. Дополнительно применяется вода из отстойника РОР и вода из очистных сооружений города.

В рамках работы по изучению влияния воды на процесс флотации приведены результаты анализа воды с 2003 г.

В таблице 1 дается содержание кальциевых магниевых и прочих компонентов, оказывающих сильное влияние на свойства воды.

Таблица 1. Ионный состав оборотных вод по данным опробования ЦХЛ

Год	Mo	Cu	Ca	Mg	Fe	SO ₄	HCO ₃	CO ₃	TDS.	Жест. мг-экв/л	pH
	Концентрация ионов, мг/л										
2003	4.6	0.2	104.0	5.1	0.7	883.2	85.7	9.0	1523.8	5.6	9.3
2020	1.63	0.07	426.4	27.9	0.31	1605.4	80.8	0.14	2667.7	23.6	7.7
Var., %	-64.6	-65.0	310.0	447.8	-55.7	81.8	-5.8	-98.4	75.1	320.9	-16.9

С целью контроля изменения свойств воды и влияния их на процесс флотации проведено множество лабораторных испытаний на нормальных рудах, на которых процесс протекает удовлетворительно.

Пробы руды для лабораторных испытаний подготовлены по стандартной схеме, затем выполнены химические анализы. Содержание в руде: Cu% 0.438, Cu I% 65.3, Cu ок.% 4.79%, Cu II% 29.9, Mo% 0.014, Fe% 2.13

Проведение лабораторных испытаний проводилось на хорошо обогатимой первичной сульфидной руде с целью определения влияния воды из разных источников на процесс флотации.

Условия лабораторных испытаний: на один килограмм руды, 600 мл воды, СаОакт 77.8%, pH 10.5, класс -75 мкм составил 60%. Реагенты: собиратель Монфлот 03- 6г/т, ВК 901В- 3.0 г/т, МИБК- г/т.

В зависимости от вида оборотной воды расходы извести варьировались в разных количествах. Все лабораторные испытания проводились по схеме основная флотация 2 мин+ 3 мин, контрольная флотация 7 мин с получением трёх концентратов (рисунок 2).

В рамках исследовательской работы по изучению влияния воды на процесс флотации проведены лабораторные испытания на хорошо обогатимой сульфидной руде. Усредненные результаты лабораторных испытаний сведены в таблицу 2.

**«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки
природного и техногенного минерального сырья»**

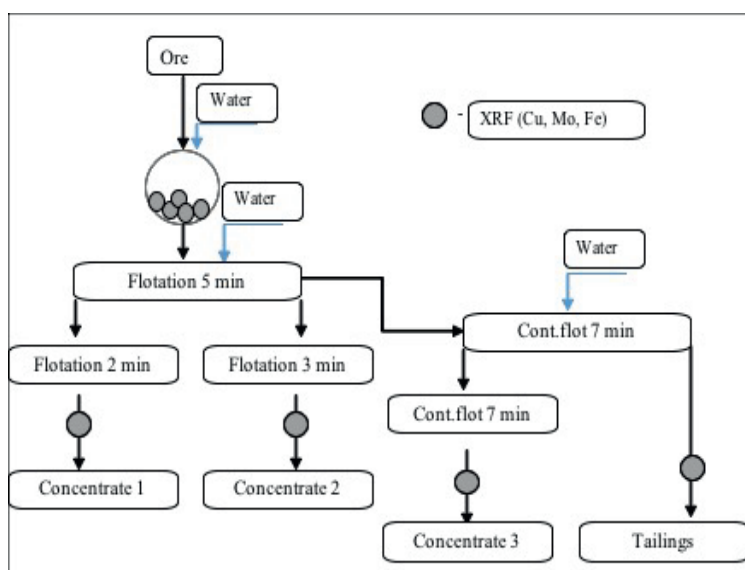


Рисунок 2. Схема лабораторных испытаний

Таблица 2. Технологические результаты с применением разных видов вод

№	Water type	CaO, kg/t	γ , %	β_{Cu} , %	ϵ_{Cu} , %	β_{Mo} , %	ϵ_{Mo} , %	β_{Fe} , %	ϵ_{Fe} , %
1	Tailings water	0.633	5.1	7.05	85.33	0.18	65.90	12.31	27.49
2	Fresh water	0.817	4.8	7.86	84.96	0.23	72.36	13.73	27.24
4	Drainage water	1.046	5.4	6.76	85.78	0.18	68.73	11.80	27.64
5	Composite water	0.729	5.7	6.44	85.11	0.17	66.71	11.61	28.47
6	AMD (open pit)	1.315	5.2	7.14	85.25	0.20	70.65	12.14	26.87
7	Process water	0.709	6.4	6.02	86.66	0.16	66.33	10.86	29.27
8	Sewage water	1.113	5.1	6.97	83.31	0.14	53.25	12.34	27.22

Виды воды и средние результаты испытаний. Из результатов лабораторных испытаний видно влияние разных видов воды на процесс флотации, так при применении вод из разных источников извлечение меди в технологическом процессе снижается на 0,88-3,68% по сравнению с применением оборотной воды. Эти показатели являются усредненными 12 разовых испытаний на каждом из видов воды. Самое высокое значение Mo составило при применении технической воды по сравнению с другими показателями 72,36%.

Расход извести варьировался в пределах 0,633-1,315 кг/т в зависимости от вида воды. Изучалось влияние видов воды на содержание молибдена в руде, извлечение молибдена в концентрат и выход концентрата.

Из таблицы 2 видны обратно-пропорциональная зависимость качественных показателей от видов воды и прямо-пропорциональное влияние на выход концентрата.

Выводы

1. Из результатов анализа воды, содержащей ионы кальция и магния, следует

- прямая связь с ее жесткостью и величиной сухого остатка.
2. Изменение концентрации ионов, содержащихся в воде, не влияет на технологические параметры флотации меди, но, в конечном счете, оказывает отрицательное влияние на обогатимость молибдена.
 3. По результатам анализа воды эти ее показатели приводят к увеличению выхода концентрата, в связи с этим не наблюдается уменьшение извлечения металла, но они определяют условия, при которых уменьшаются качественные показатели концентрата.

ПОИСК ПОВЫШЕНИЯ КОНТРАСТНОСТИ МИНЕРАЛЬНЫХ ПОВЕРХНОСТЕЙ СУЛЬФИДНЫХ МИНЕРАЛОВ В ЦИКЛЕ МЕДНОЙ СЕЛЕКЦИИ

Шенета Е.Д.¹, Рябой В.И.²

¹ Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Хабаровского федерального исследовательского центра Дальневосточного отделения Российской академии наук (ХФИЦ ДВО РАН), г. Хабаровск, Российская Федерация,

²ООО «Механобр-ОР», Санкт-Петербург, Российская Федерация,
e-mail: elenashepeta56@mail.ru

В статье обосновываются результаты исследований по повышению контрастности минеральных поверхностей разделения халькопирита от пирротина и арсенопирита. Предложено использовать селективный реагент БТФ-15221 и селекцию вести с активированным углем и тринатрийфосфатом натрия в щелочной среде pH-10,2 после термообработки.

Search for an increase in the contrast of mineral surfaces of sulfide minerals in the cycle of copper selection

Shepeta E.D., Ryaboy V.I.

Collector BTF-15221 and selection with activated carbon and trisodium phosphate under alkaline conditions (NaOH, pH-10,2) after heat treatment at a temperature of 45⁰ C were offered to increase sorption contrast of collector on mineral surfaces: chalcopyrite, pyrrhotite and arsenopyrite.

Для месторождений скарновых шеелитовых руд характерно наличие сопутствующей сульфидной минерализации. Руды месторождений Приморья (Восток-2, Лермонтовское) относятся к скарновым шеелит – сульфидным и медно-вольфрамовым. Сульфидные рудные минералы представлены халькопиритом, пирротинном, арсенопиритом, пиритом, минералами висмута,

**«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки
природного и техногенного минерального сырья»**

галенитом, сфалеритом. В той или иной мере сульфидная минерализация присутствует во всех типах руд. В кварц-сульфидных жилах наибольшая концентрация меди (1,5-0,8%), золота (2,8-0,7 г/т), серебра (9-4 г/т), мышьяка (5-0,06%), серы (20-10%). Из объема выборки (более 100 проб) прямой корреляции массовой доли золота и серебра с массовой долей меди, либо мышьяка или серы не установлено. При снижении пирротина в руде (основной минерал, определяющий массовую долю серы) отмечается тенденция падения массовой доли меди.

На Приморской обогатительной фабрике (ПОФ) в технологии обогащения используется комбинация сульфидных собирателей диалкилдитиофасфата ИМА-И413п и бутилового ксантогената (БКх), в соотношении 5(3):1. Увеличение доли БКх в смеси осуществляется при снижении массовой доли мышьяка в руде, вследствие чего в медном концентрате повышаются извлечение Cu на 0,8-1,5% и массовая доля As на 0,3-0,5%.

В цикле селекции меди применяется активированный уголь и тринатрий (динатрий) фосфат натрия.

Медные перечистки выполняются в среде железного купороса, рН пульпы 7,5-7,0. Распределение меди и мышьяка в продуктах обогащения ПОФ по средним данным опробований представлено в таблице 1.

Таблица 1. Распределение меди и мышьяка в продуктах ПОФ

Наименование продуктов	Выход %	Массовая доля, %		Извлечение, %	
		Cu	As	Cu	As
Медный концентрат	1,09	19,41	0,54	75,44	11,32
Медные хвосты	4,26	0,95	0,97	14,43	79,5
Итого сульфидный к-т	5,35	4,71	0,88	89,87	90,98
Сульфидные хвосты	94,65	0,030	0,005	10,13	9,11
Руда	100	0,28	0,052	100	100
В т.ч. Питание Cu фл.	17,70	2,38	1,15	150,74	392,7
Медный пр.Ипер.	11,23	1,39	1,22	55,75	263,47
Медный к-т контр.фл. I	1,12	1,28	1,78	19,55	117,19
Медный к-т контр.фл. II	6,92	1,19	1,53	29,41	203,61

Для повышения извлечения меди в кондиционный медный концентрат в схеме допускается высокая доля циркуляции в питании медной селекции: по выходу она составляет 210%, по распределению меди-168%, мышьяка-430%.

В представленной работе выполнены исследования по повышению контрастности минеральной поверхности сульфидов в селекции, с целью увеличения выхода хвостов медной селекции за счет роста эффективности депрессии пирротина и арсенопирита.

Большой вклад в изучении механизма взаимодействия сульфгидрильных

собираателей с сульфидными минералами внесли: Митрофанов С.И., Классен В.И., Мокроусов В.А., Богданов О.С., Плаксин И.Н., Шафеев Р.Ш., Каковский И.А., Абрамов А.А., Сорокин М.М., Чантурия В.А., Рябой В.И., Кондратьев С.А., Бочаров В.А., Соложенкин П.М., Tercero N., Nagaraj D.R., Lewis A., Krausz S. И другие [1-10].

Несмотря на многочисленные исследования, проблема повышения контрастности флотации сульфидов меди, от сульфидов железа и арсенопирита до сих пор остается актуальной.

Исследования проведены по двум направлениям: первое — поиск новых селективных собираателей; второе — с помощью модификаторов среды создание более жестких условий для депрессии пирротина и арсенопирита.

На первой стадии тестирования опыты выполнены на питании сульфидной флотации ПОФ, технической воде (взвеси 5,3 г/л) до получения сульфидных концентратов с использованием всех образцов собираателей, намеченных к испытаниям. Массовая доля основных компонентов в питании флотации, %: Cu – 0,24, As – 0,08, S – 3,14.

На рисунке представлены лучшие результаты из серии по определению оптимального расхода для каждого собираателя.

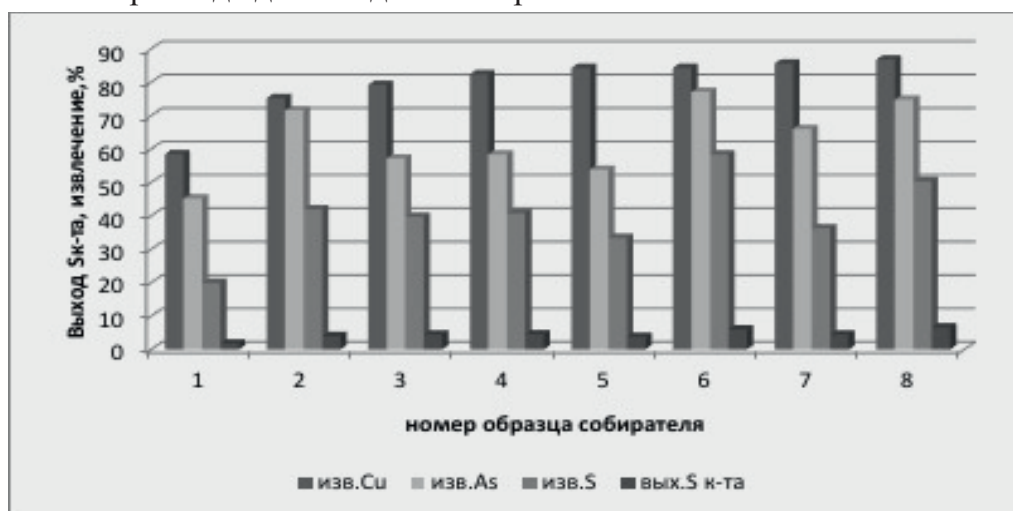


Рисунок. Диаграмма извлечения меди, мышьяка, серы и выхода коллективного концентрата, на исследуемых образцах сульфидных собираателей, г/т:

1 – образец 275 (200 + 80); 2 – образец 276 (200 + 80); 3 – ИМА-И413п (45 + 5); 4 – образец 277 + ИМА-И413п (40 + 10), соотношение 1:1; 5 – образец 277 (45 + 5); 6 – Кх_{бут} (60 + 20); 7 – БТФ-15221 (35 + 5); 8 – БТФ-271 (45 + 5)

На основе результатов теста выбран образец 15221. Сравнительные показатели обогащения в замкнутом цикле представлены в таблице 2.

Снижение извлечения мышьяка при росте извлечения меди и серебра относительно стандартного образца достигнуто при расходе БТФ 15221— 30 г/т.

**«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки
природного и техногенного минерального сырья»**

Таблица 2. Показатели обогащения Си концентрата на разных образцах собирателя

№ опыта	Собиратель, г/т	Медный концентрат								
		Выход, %	Массовая доля, % г/т				Извлечение, %			
			Cu	As	Au	Ag	Cu	As	Au	Ag
Халькопирит-пирротиновая лабораторная руда, водопроводная вода										
<i>Массовая доля в руде Cu – 0,22%, As – 0,007% (Cu:As = 31,4:1), Au – 1,6 г/т, Ag – 1,16 г/т</i>										
1	ИМА-И413п 30	0,84	16,00	0,10	54,20	56,00	61,09	12,00	28,46	40,55
2	БТФ 15221 30	0,90	18,53	0,07	57,80	67,00	75,80	9,00	32,51	51,98
3	БТФ 15221 40	0,95	17,67	0,09	71,70	64,50	76,30	12,21	42,57	52,82

Установлено, что основной прирост извлечения связан со снижением потерь ценных металлов в цикле селекции. Данные по потерям представлены в таблице 3.

Таблица 3. Распределение потерь ценных металлов в отвальных хвостах

№ опыта	Наименование продуктов	Массовая доля, % (г/т)			Извлечение, %			Соотношение потерь в% от общ.		
		Cu	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu	Au	Ag
1	Хвосты S фл.	0,028	1,00	0,45	11,05	55,45	34,53	28,4	77,5	58,1
	Си хвосты	0,63	2,50	2,80	27,86	16,09	24,92	71,6	22,5	41,9
2	Хвосты S фл.	0,029	0,84	0,40	12,34	47,92	30,93	51,0	71,0	64,4
	Си хвосты	0,29	3,57	2,30	11,86	19,57	17,09	49,0	29,0	35,6
3	Хвосты S фл.	0,027	0,73	0,34	10,71	40,38	25,60	45,2	70,3	54,3
	Си хвосты	0,24	2,26	2,10	12,99	17,05	21,58	54,8	29,7	45,7

Второй этап исследований, по усилению депрессии минералов железа и мышьяка, выполнен на циркуляционном продукте медной селекции (промпродукт первой медной перерешетки + концентрат первой контрольной флотации).

Расход активированного угля в питание медной селекции ПОФ составил 50 г/т, тринатрийфосфата натрия - 45 г/т. Результаты лучших тестов на оборотной воде представлены в таблице 4.

Селекция сульфидов с активированным углем и тринатрийфосфатом натрия не позволяет решить вопрос эффективной депрессии пирротина и арсенопирита (опыт 4).

Лучший результат сравнительных опытов 5-10 по усилению контрастности минеральных поверхностей сульфидных минералов получен при термообработке циркуляционной нагрузки медной селекции ПОФ в щелочной среде pH-10,2, созданной гидроокисью натрия (опыт 10).

При снижении циркуляционной нагрузки на 25% относительно стандартной схемы (опыт 5) с дополнительным увеличением расхода реагентов, наблюдается снижение извлечения мышьяка на 58% и прирост извлечения меди на 2,2% (абс).

Таблица 4. Флотуемость сульфидов с разными модификаторами в медной селекции

Переменные условия опытов	Медный концентрат, %				
	Выход	массовая доля		извлечение	
		Cu	As	Cu	As
Опыт 4; Перефлотация исходного продукта	64,0	2,39	2,15	75,10	81,43
Опыт 5; pH-8,0; доп.расход С-50 г/т; ТНФ-50 г/т	13,38	7,00	1,82	42,38	15,21
Опыт 6; Na ₂ S-175 г/т, pH-10,0	11,57	8,28	1,44	43,98	10,47
Опыт 7; Na ₂ S-280 г/т, pH-10,4	9,21	9,48	0,86	40,89	4,88
Опыт 8; СаО -210 г/т, pH- 12,2	14,21	6,83	0,94	45,40	8,66
Опыт 9; СаО -320 г/т, pH- 12,5	7,19	9,57	0,65	31,67	2,82
Опыт 10; NaOH-150 г/т, pH-10,2; Т-45 ⁰ С, t-30 мин	9,98	9,42	1,05	44,55	6,40

Примечание: С - активированный уголь, ТНФ - тринатрийфосфат натрия, доп. - дополнительный расход стандартных реагентов; Т - температура, t - время обработки исходного продукта

Таким образом, для повышения контрастности минеральных поверхностей разделения халькопирита от пирротина и арсенопирита предложено использовать селективный реагент БТФ-15221 и селекцию вести с активированным углем и тринатрийфосфатом натрия в щелочной среде pH-10,2 после термообработки.

Список использованных источников

1. Абрамов А.А. Собрание сочинений: Т.8: Флотация. Сульфидные минералы: учебное пособие. Т. 8. М.: Издательство «Горная книга», 2013. 704 с
2. Сорокин М.М. Флотация. Модификаторы. Физические основы. Практика. М.: МИСиС, 2016. 372 с.
3. Чантурия В.А., Недосекина Т.В., Манцевич М.И. и др. Влияние диметилдитиокарбамата на процесс взаимодействия пирротина с бутиловым ксантогенатом // Цветные металлы. 2002. № 10. С. 19-21.
4. Рябой В.И., Шепета Е.Д. Коллектор флотации медно-мышьяковых руд. Горные науки и технологии = Горная наука и технологии (Россия) . 2020; 5 (4): 297-306.
5. Рябой В.И., Шепета Е.Д. Влияние поверхностной активации и гидрофобизирующих свойств диалкилдитиофосфатов на флотацию медных мышьяксодержащих руд. // Обогащение руд. 2016. № 4 (364) .С. 29–34.
6. Kondratyev S.A. Estimation of Reagents-Collectors Flotation Activity // Обогащение руд. 2010. № 4. С. 24–30.
7. Tercero N., Nagaraj D.R., Farinato R. A critical overview of dithiophosphinate and dithiophosphate interactions with base metal sulfides and precious metals // Mining, Metal. and Explor. 2019. № 1. P. 99–110.
8. Lewis A. Tecflote-novel chemistry for new sulfide collectors. A selective collectors at natural pH for pyrite rich ores and ores containing sulfides, gold, silver and platinum group elements // XXIX IMPC. Moscow. 2018. P. 244
9. Solozhenkin P.M., Krausz S. Study of sulfhydryc flotation reagents isomery // XV Balkan Mineral Processing Congress. Bulgaria. 2013. Vol. 1. P. 429–432.
10. Игнаткина В.А., Бочаров В.А. и др. Новые подходы к изучению механизма действия сульфгидрильных собирателей при флотации сульфидов // Материалы XI конгресса обогатителей стран СНГ, М: МИСиС, 2015. т. II. С. 475-482.

**НАУЧНЫЕ ОСНОВЫ СОЗДАНИЯ ЦЕНТРОБЕЖНЫХ
КОНЦЕНТРАТОРОВ**

Афанасенко С.И.

Закрытое акционерное общество «ИТОМАК», Новосибирск, Российская Федерация,
e-mail: itomak@mail.ru

В настоящей работе приведен качественный анализ поведения минеральных частиц в центробежном поле с флюидизацией для концентратора с вертикальной и горизонтальной осью вращения.

Scientific basis for creating centrifugal concentrators

Aphanasenko S.I.

This work provides a qualitative analysis of the behavior of mineral particles in a centrifugal field with fluidization for a concentrator with a vertical and horizontal axis of rotation.

Развитие методов гравитационного обогащения минерального сырья в последние десятилетия тесно связано с внедрением центробежных концентраторов.

Вопросам теоретического обоснования процессов, происходящих при обогащении минеральных зерен в центробежном поле посвящено множество работ ведущих отечественных ученых. Достаточно отметить наиболее значимые работы А.Г. Лопатина, А.И. Поварова [1, 2], А.В. Богдановича, В.М. Манькова, К.В. Федотова, П.И. Брагина [3-8].

Общим для всех центробежных концентраторов является использование вращающейся вокруг своей оси чаши конической формы с канавками в боковых стенках, служащими для накопления удельно-тяжелых частиц обогащаемого материала.

Процесс обогащения в центробежных концентраторах происходит в водной среде, так как исходный материал подается на обогащение в виде пульпы.

Первые центробежные концентраторы представляли собой вращающуюся чашу с нарифлениями внутри нее. Такая конструкция приводила через короткое время к запрессовке материала в рифлях, и обогащение становилось неэффективным.

По мере совершенствования конструкций, в дальнейших разработках, были предложены разные способы разрыхления спрессованной минеральной постели: подача воды через отверстия извне чаши Кнелсон, Фалкон, Итомак), металлические пальцы, твердосплавные ножи (Орокон, Мезон), струи воды изнутри, вибрация и планетарное движение чаши (Грант, Брагин, КРЦ, ЦВК

Пугачева) деформацией стенок чаши из эластичного материала (Флексикон), наложения на равномерное вращение крутильных колебаний определенной частоты и амплитуды (Шихан Лепехина), пульсаций давления воды с внешней стороны чаши (центробежная отсадочная машина-ЦОМ завода Труд и Иргиредмет).

Наиболее широкое распространение в промышленности получили концентраторы с так называемым «псевдооживленным» слоем, в которых разделение происходит под действием центробежных и гидродинамических сил (создаваемых инъекцией воды в канавки рабочего конуса концентраторов). Knelson, Falcon и Итомак.

Аппараты типа ЦВК, Шихан и Флексикон, несмотря на выдающиеся показатели извлечения, и то что им не требуется чистой воды, используются для исследования проб, но не получили заметного промышленного применения и остаются на лабораторном уровне либо с производительностью не более 10 т/час.

Ключевым фактором для разрыхления минеральной постели является воздействие на неё сил сопоставимых с центробежной силой прижимающих частицу к стенке чаши (1):

$$F = m \omega^2 r; \quad (1)$$

Ускорение при вибрациях должно быть сопоставимым с $\omega^2 r$, сила потока воды из отверстий сопоставима с центробежной силой, периодическое изменение угловой скорости вращения $dv (\omega r)/dt = \omega^2 r$.

Для аппаратов с «псевдооживленным» слоем основными параметрами являются центробежная и гидродинамическая силы.

Отличительной от других особенностью концентраторов ИТОМАК является расположение оси вращения рабочего конуса в горизонтальной плоскости [8]. В этом случае активное участие в действии на частицу начинает оказывать (казалось бы, пренебрежимо малая) сила тяжести, вектор которой вращается с угловой скоростью, совпадающей с частотой вращения рабочего конуса, и оказывает на класс «взвешенных» частиц периодическое силовое воздействие, способствующее дополнительному разрыхлению минеральной постели.

Рассмотрим баланс сил, действующих на твердые частицы в таких аппаратах.

Результирующая сила F , действующая на отдельно взятую частицу будет равна (2,3):

$$F = \underline{E}_ц - F_{гд} = \omega^2 V_T r (\rho_T - \rho) - \psi \rho d^2 v_T^2; \quad (2)$$

$$\underline{E}_ц = F_{цб} - F_{цс} = \omega^2 V_T r (\rho_T - \rho); \quad (3)$$

где $\underline{E}_ц$ - равнодействующая центробежной и центростремительной сил;

$F_{гд} = \psi \rho d^2 v_T^2$; гидродинамическая сила Стокса – сила сопротивления, действующая на частицу при обтекании;

$G' = \rho V_T g$; - сила Архимеда; $G = \rho_T V_T g$, - сила тяжести;

ρ_T – плотность твердых частиц; ρ - плотность жидкости;

ω – угловая скорость вращения потока жидкости;

V_T – объем минеральной частицы; r – радиус вращения;

$F_{цс}$ – центробежная сила (сила Архимеда в центробежном поле);

ψ – коэффициент сопротивления; d – диаметр частицы;

v_T – скорость перемещения частицы относительно жидкости;

g – ускорение свободного падения.

Учитывая то, что действия пар сил $F_{цб}$ и $F_{цс}$, а также G и G' имеют противоположное направление, будем оперировать равнодействующими силами (4,5):

$$\underline{F}_ц = F_{цб} - F_{цс} = \omega^2 V_T r (\rho_T - \rho); \quad (4)$$

$$\underline{G} = G - G' = V_T g (\rho_T - \rho); \quad (5)$$

где $\underline{F}_ц$ - равнодействующая центробежной и центробежной сил;

\underline{G} – равнодействующая сил тяжести и Архимеда.

При этом \underline{G} не оказывает значимого влияния на данный процесс, так как она действует в плоскости, перпендикулярной плоскости действия основных сил.

Условием осаждения частиц тяжелой фракции (в углубления между нарифлениями чаши) является превышение $\underline{F}_ц$ над $F_{гд}$, направленной от оси вращения к стенке, то есть $F > 0$.

При накоплении в углублениях чаши удельно-тяжелых частиц действие $F_{гд}$ ослабевает, что приводит к ухудшению разрыхления «постели» и прекращению проникновения частиц в зону осаждения.

Режим работы таких аппаратов подбирают таким, чтобы для тяжелой фракции соблюдалось указанное условие $F > 0$, а для легкой - $F < 0$, когда она удаляется по внутренней поверхности чаши.

Рассмотрим далее действие сил на примере горизонтального положения ротора с чашей.

Учитывая, что действие гидродинамической силы $F_{гд}$ во всех точках направлено от стенки внутрь чаши, то есть на вытеснение частицы из углубления, результирующая сила F в этом случае будет равна (6):

$$F = \underline{F}_ц - F_{гд} + \underline{G} \sin \omega t; \quad (6)$$

где t – время.

Очевидно, что $\sin \omega t$ с частотой вращения чаши будет принимать значения

от $+1$ до -1 , и тогда результирующая сила F будет периодически изменяться во времени.

Таким образом, результирующая сила F , действующая на частицу и обеспечивающая проникновение ее в зону осаждения тяжелой фракции, дополняется действием периодической силы, обусловленной горизонтальным положением ротора.

В углублениях уплотненный материал находится под воздействием струй воды, подаваемой через отверстия в дне углублений. Сила воздействия воды приводит материал, находящийся в углублениях, в состояние «левитации», когда действие $F_{гд}$ компенсирует действие $F_{ц}$ и приводит частицы в некоторое неустойчивое «подвешенное» состояние.

Для определенной доли частиц (соответствующих размеров и удельного веса) равнодействующая центробежной и центростремительной сил $F_{ц}$ и гидродинамической силы $F_{гд}$ будет равна 0, а воздействие G будет приводить частицы к колебаниям (вибрации), способствующим дополнительному разрыхлению «постели». В этом случае и действие периодической силы приобретает существенное значение для разделения частиц различного удельного веса.

Применение на практике центробежных концентраторов ИТОМАК подтвердило высокую эффективность их работы при улавливании мелкого и тонкого золота.

Список использованных источников

1. Поваров А.И. Гидроциклоны на обогатительных фабриках, М., Недра, 1978
2. Лопатин А.Г. Центробежное обогащение руд и песков, М., Недра, 1987
3. Богданович А.В. Разделение минеральных зерен в центробежных полях – обогатительная технология будущего //Обогащение руд, 1997, №2
4. Маньков В.М., Тарасова Т.Б. Применение центробежно-гравитационного метода для извлечения мелкого золота из россыпей //Обогащение руд, 1999, №6
5. Федотов К.В. и др. Расчет скоростей гидродинамических потоков в центробежном концентраторе //Горный журнал, 1998, № 5
6. Орлов Ю.А., Афанасенко С.И., Лазариди А.Н. Рациональное использование центробежных концентраторов при обогащении золоторудного сырья //Горный журнал, 1997, № 11
7. Афанасенко С.И., Лазариди А.Н., Орлов Ю.А. Использование эффекта и псевдоутяжеления частиц в центробежном поле при создании принципиально новых аппаратов для гравитационного обогащения //Динамика сплошной среды. 2001. Выпуск 117, Акустика неоднородных сред, Сибирское отделение РАН. Институт гидродинамики, с.89-93.
8. Патент РФ на изобретение № 2196004, приоритет от 21.03.2001, авторы: Афанасенко С.И., Лазариди А.Н. и др.

ИССЛЕДОВАНИЕ МЕХАНИКИ БИНАРНЫХ СИСТЕМ МАГНИТНЫХ ЖИДКОСТЕЙ С ЛИНИЕЙ ТРЕХФАЗНОГО КОНТАКТА

Солоденко А.Б., Критская М.Ж., Евдокимов С.И.

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования Северо-Кавказский горно-металлургический институт (государственный технологический университет), г. Владикавказ, Республика Северная Осетия-Алания, Российская Федерация, e-mail: Alex-sol-7@mail.ru, rinka-k@mail.ru, eva-ser@mail.ru

Линейное натяжение является силовым и энергетическим барьером, препятствующим закреплению мелких частиц благородных металлов на межфазной границе, и причиной их эффективного извлечения в тяжелую фракцию при сепарации в бинарных системах магнитных жидкостей с линией трехфазного контакта

Investigation of the mechanics of binary systems of magnetic fluids with a three-phase contact line

Solodenko A.B., Kritskaya M.Zh., Evdokimov S.I.

Linear tension is a force and energy barrier that prevents the fixation of fine particles of precious metals at the interface, and the reason for their effective extraction into a heavy fraction during separation in binary systems of magnetic liquids with a three-phase contact line.

Сепарация золотосодержащих материалов по плотности в размещенной в неоднородном магнитном поле ферромагнитной жидкости (ФМЖ) позволяет выделять металлы платиновой группы (МППГ), шлиховое золото и другие металлы в тяжелую фракцию сепарации. Однако с увеличением производительности процесса точность разделения материала по плотности уменьшается, увеличиваются потери с легкой фракцией сепарации дорогостоящей ФМЖ.

Основной причиной снижения эффективности процесса разделения с ростом концентрации частиц в рабочей зоне является их взаимодействие в условиях стесненного падения.

Качество разделения и полнота извлечения тонких и мелких частиц благородных металлов становятся иными, если в рабочей зоне сепаратора двумя несмешивающимися ФМЖ с разными плотностями будет создана поверхность раздела $A-A'$ (рисунок 1).

Рабочий зазор между полюсными наконечниками 1 магнитной системы заполняют разбавленной ФМЖ на водной основе 2, которая опирается на тонкий слой плотной ФМЖ на основе углеводорода 3, например, керосина.

В случае немагнитной частицы 4, размещенной внутри ФМЖ, выполняется второй закон Ньютона: сумма выталкивающих сил – Архимеда (F_A) и пондеромоторной магнитной (F_M), равна силе тяжести (F_T):

$$\rho_1 g V + \mu_0 M |\nabla H| V = \rho_2 g V, \quad (1)$$

где ρ_1 и ρ_2 – плотности ФМЖ и частицы соответственно, кг/м³; g – ускорение свободного падения, м/с²; V – объем частицы, м³; μ_0 – магнитная проницаемость вакуума, Гн/м; ∇H – вектор градиента напряженности магнитного поля, А/м²; M – вектор намагниченности среды, А/м.

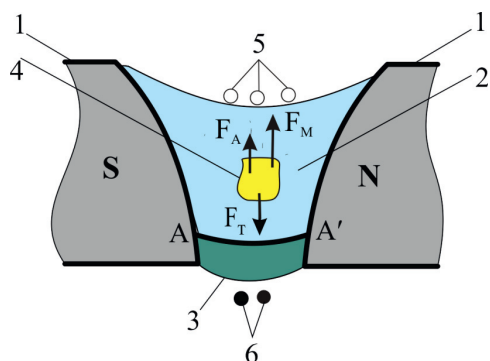


Рисунок 1. Схема способа магнитожидкостной сепарации с двумя несмешивающимися ферромагнитными жидкостями разной плотности:
1 - полюсные наконечники электромагнитной системы; 2, 3 - соответственно слой легкой и плотной ферромагнитной жидкости; 4 - твердое тело

Если сила Архимеда (F_A) и вертикальная составляющая силы тяжести (F_T^y) являются постоянными величинами, то вертикальная составляющая пондеромоторной магнитной силы (F_M^y) может быть изменена, например, за счет силы тока возбуждения в намагничивающей катушке. При надлежащем выборе направления силы F_M^y ферромагнитная жидкость как бы «утяжеляется» до эффективной плотности:

$$\rho_{эф} = \rho_1 + F_M^y / g,$$

что проявляется в изменении суммы выталкивающих сил, действующих на погруженную в нее немагнитную частицу. Горизонтальная составляющая силы F_M^x оказывает влияние на траекторию движения частиц в объеме ФМЖ.

Легкие частицы 5 «всплывают» за счет того, что $(F_A + F_M) > F_T$; для тяжелых частиц 6 сумма выталкивающих сил $(F_A + F_M) < F_T$, и они «тонут». Для частиц, плотность которых равна эффективной плотности $\rho_{эф}$, выполняется равенство (1), и они распределяются поровну по продуктам разделения.

В разработанном способе сепарации к стратификации ФМЖ по плотности добавляется стратификация по смачиваемости. Избирательное смачивание водой минералов пустой породы и золота затрудняет их агрегацию, что повышает эффективность процесса МЖ-сепарации материала с «физически» упорными формами золота (мелким и тонким) и снижает взаимные потери разделяемых частиц с фракциями разной плотности.

Большой объем разбавленной ФМЖ на водной основе позволяет эффективно

выводить из рабочей зоны легкую фракцию, что также повышает производительность процесса МЖ-сепарации.

Уменьшение численной концентрации разделяемых частиц в рабочей зоне после удаления легкой фракции (количественно преобладающей) изменяет стесненное падение частиц на свободное: на плотном слое ФМЖ силы взаимодействия между разнородными частицами не оказывают влияния на разделение по плотности. Тонкий слой плотной ФМЖ сводит к минимуму путь и время удаления из зоны сепарации тяжелой фракции.

Применение ФМЖ на водной основе позволяет исключить операцию обезвоживания (сушки) исходного питания перед магнитожидкостной сепарацией и вести процесс с подачей влажного материала, что уменьшает технологические затраты.

Среда разделения в виде несмешивающихся ФМЖ с разной плотностью позволяет в одном аппарате вести процесс разделения одновременно в двух технологических режимах – «гравитационного решета» и с опорным слоем. Подрешетная фракция, прошедшая через гравитационное решето в виде разбавленной водной ФМЖ, перечищается на плотном опорном слое ФМЖ на углеводородной основе.

Таким образом, при наличии в зоне сепарации разделяющей поверхности процесс магнитожидкостной сепарации приобретает принципиально новые возможности, становится универсальным, а само разделение – более точным.

Поверхностное натяжение между слоями несмешивающихся ФМЖ является причиной искривления разделяющей их поверхности.

В системе с твердой частицей на искривленной поверхности раздела имеет место линейное натяжение f .

Подобно тому, как отклонение от закона Паскаля – анизотропия давления на искривленной поверхности раздела двух фаз – лежит в основе существования поверхностного натяжения σ , так и при искривлении линии трехфазного контакта линейное натяжение f является причиной появления двумерного натяжения (давления) – σ_f .

механического равновесия частицы на плоской поверхности, записанное согласно закону Юнга и правилу Неймана как

$$\sigma_{AB} - \sigma_{AC} \cos \theta - \sigma_{BC} = 0, \quad (2)$$

в случае частицы C на искривленной поверхности раздела несмешивающихся ферромагнитных жидкостей A и B (рисунок 2) должно быть дополнено натяжением σ_f :

$$\sigma_{AB} - \sigma_{AC} \cos \theta - \sigma_{BC} - \sigma_f \cos \psi = 0. \quad (3)$$

К балансу энергий образования поверхности C между жидкими фазами A и B при учете линейного натяжения f следует добавить член $2\pi r f$.

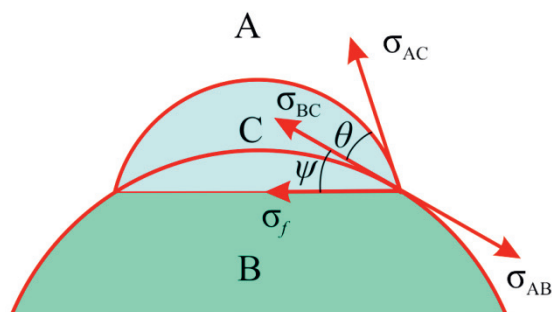


Рисунок 2. Баланс натяжений на искривленной линии трехфазного контакта.

Случай $\psi = 0$ соответствует плоской поверхности подложки B

Введение в уравнение (1) натяжения σ_f аналогично увеличению межфазного натяжения жидкостей σ_{AB} . С уменьшением радиуса периметра смачивания (r) двумерное давление (или натяжение) $\sigma_f = f/r$ увеличивается и становится силовым и энергетическим барьером, препятствующим закреплению мелких частиц на межфазной границе, а также причиной их эффективного извлечения в тяжелую фракцию МЖ-сепарации.

Разработан метод доводки черновых гравитационных концентраторов центробежных сепараторов Knelson-48'. Его технологическая схема включает операции концентрации на столах класса крупности $(-0,9+0,125)$ мм и флотации класса крупности $(-0,125+0)$ мм. Концентрат стола объединяют с продуктом доводки концентрата флотации.

Концентрат флотации после выделения магнитной фракции направляют на магнитожидкостную сепарацию, отличающуюся от известных тем, что в качестве среды разделения применяют ферромагнитные жидкости на основе воды и керосина, причем физическая плотность первой выше, чем второй. При сепарации в несмешивающихся разноплотных ферромагнитных жидкостях извлечение МПГ в тяжелую фракцию составляет 25,89% против 19,73% при сепарации в ФМЖ на основе только керосина (или воды).

При суммарном извлечении МПГ 57,26% качество продукта доводки позволяет сократить число операций при его металлургической переработке, что увеличивает извлечение платиноидов на 5,0 абс.%.

Таким образом, при сепарации в бислойной среде разделения условие равновесия частицы на плоской поверхности, записанное согласно закону Юнга и правилу Неймана, должно быть дополнено линейным натяжением искривленной межфазной поверхности.

Линейное натяжение является силовым и энергетическим барьером, препятствующим закреплению мелких частиц благородных металлов на межфазной границе, и причиной их эффективного извлечения в тяжелую фракцию.

**УСТАНОВКА ДЛЯ ИЗУЧЕНИЯ АГРЕГИРОВАНИЯ ЧАСТИЦ
В ГИДРОДИНАМИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ ФЛОТАЦИИ БЕЗ
ПРИМЕНЕНИЯ ФЛОКУЛЯНТОВ**

Рахимов Х.К.

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Москва, Российская Федерация, *e-mail: rakhimov.khusrav@mail.ru*

Предложена установка для изучения процесса агрегирования частиц в гидродинамических условиях, аналогичных условиям флотации. Установка позволяет изучать эффективность селективного агрегирования частиц рудных минералов.

**Installation for studying particle aggregation in hydrodynamic conditions of
flotation without the use of flocculants**

Rakhimov Xh.K.

A device is proposed for studying the process of particle aggregation under hydrodynamic conditions similar to those of flotation. The installation allows you to study the efficiency of selective aggregation of particles of ore minerals.

В ходе флотации частицы, гидрофобизированные реагентами, не только прилипают к пузырькам, но и агрегируют между собой. Причиной агрегирования при этом является гидрофобное взаимодействие поверхностей. Агрегирование частиц также имеет место при флотации материалов, содержащих намагниченный магнетит.

Агрегирование частиц за счет гидрофобного взаимодействия селективно – в нем участвуют преимущественно частицы, избирательно гидрофобизированные соответствующим реагентным режимом. Тонкие частицы имеют низкую вероятность соударения с пузырьками, тогда как агрегаты, образующиеся из тонких частиц – большую вероятность. Возможно закрепление гидрофобизированных тонких частиц на других частицах, уже находящихся на пузырьке, приводящее к возрастанию минерализации. Эти явления положительно сказываются на извлечении.

Селективное агрегирование гидрофобизированных частиц, возможно, является одним из механизмов действия так называемой струйной флотации. Струйная флотация в ряде случаев эффективна для обогащения весьма бедных материалов, например, хвостов. Струйная флотация проводится в непрерывном режиме, при этом часть полученного готового концентрата возвращают в основную флотацию, объединяя с исходным питанием.

Агрегирование является процессом второго порядка, то есть количество

частиц, попадающих в агрегаты в единицу времени, пропорционально квадрату их концентрации. Следовательно, повышение эффективности струйной флотации по сравнению с обычной, в том числе, может быть связано с тем, что, при возврате концентрата, в объеме пульпы увеличивается содержание гидрофобизированных частиц ценных минералов, что интенсифицирует образование агрегатов.

Агрегирование намагниченных частиц, напротив, может снижать эффективность флотационного обогащения, например, при доводке железорудных концентратов обратной флотацией. Так как магнитные силы притяжения намагниченных частиц дальнего действия, в агрегаты могут за счет механического захвата попадать частицы примесных минералов, не позволяя получить необходимое качество продукта.

Процесс агрегирования определяется не только гидрофобными или магнитными силами, но и гидродинамическими условиями.

Гидродинамика процесса, в зависимости от степени турбулентности, может, как интенсифицировать сближение частиц и увеличивать скорость агрегирования, так и разрушать образовавшиеся флокулы. Поэтому при изучении процесса агрегирования, происходящего в ходе флотации, необходимо создать гидродинамические условия, аналогичные флотационной камере, и обеспечить в определенных пределах их регулирование.

В известных установках для изучения процесса агрегирования [1, 2] агрегирование осуществляется в зумпфонасосе, подающем пульпу с агрегатами в наклонную камеру разделения частиц (агрегатов частиц) по крупности.

Камера фактически представляет собой элемент пластинчатого сгустителя, с восходящим потоком пульпы и разделителем слоев. Однако в таком устройстве, как зумпфонасос, трудно гарантировать соответствие гидродинамических условий флотационным. Возможно, что в улите насоса турбулентность существенно выше, чем во флотационной камере.

В предлагаемой установке в качестве емкости, где происходит взаимодействие частиц, предлагается камера, аналогичная флотационной, с импеллером.

В качестве импеллера используется мешалка Раштона, конструкция которой фактически является мировым стандартом. Это турбинная открытая мешалка с прямыми лопатками (рисунок 1).

Гидродинамические характеристики потоков в цилиндрической емкости с мешалкой Раштона хорошо изучены и имеются в опубликованных источниках, например в [3 - 4].

Предлагаемая в нашей работе установка (рисунок 2) включает рабочую емкость с мешалкой Раштона с регулируемой скоростью вращения по тахометру,

разделительную камеру для выделения тонкой и грубой фракций частиц (агрегатов), перистальтические насосы для перекачивания пульпы из рабочей емкости в разделительную камеру и ее продуктов обратно.

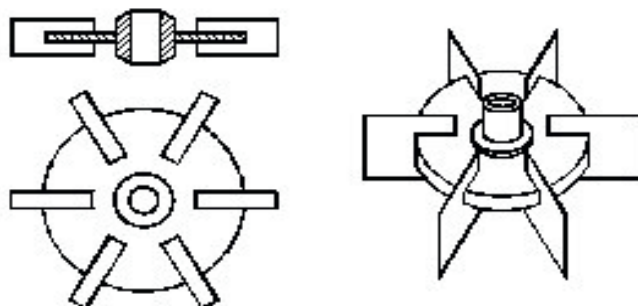
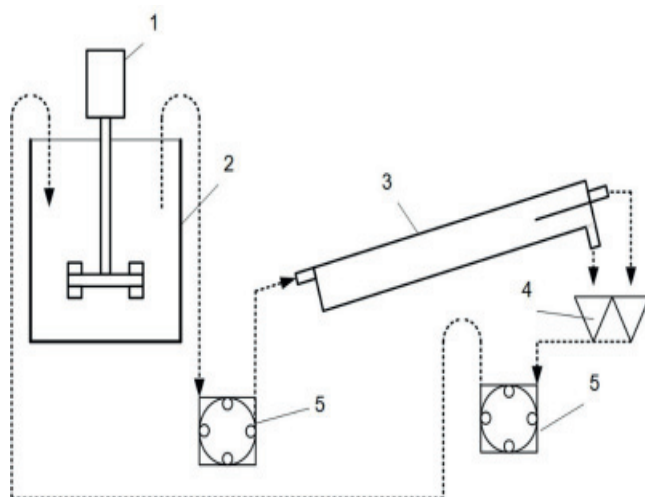


Рисунок 1. Турбинная открытая мешалка Раштона с прямыми лопатками



*Рисунок 2. Схема установки для изучения агрегирования частиц:
1 - мешалка Раштона с регулируемой скоростью вращения и тахометром;
2 - цилиндрическая емкость; 3 - наклонная разделительная камера с угломером; 4 - приемные воронки с разрывом потоков для отбора проб; 5 - перистальтические насосы с регулируемой производительностью. Пунктиром показаны гибкие шланги.*

Наклон разделительной камеры регулируется по угломеру. Расход пульпы регулируется частотой вращения ротора перистальтических насосов. В отличие от центробежного насоса, перистальтика не разрушает агрегаты.

Установка позволяет, регулируя частоту вращения мешалки, моделировать гидродинамические условия во флотационной камере в широких пределах. Это дает возможность изучать зависимость процесса агрегирования от степени турбулентности, концентрации агрегируемых части и концентрации нейтральных частиц минералов породы.

Установка успешно испытана в лабораторных условиях, что позволило провести ряд исследований на различных типах материалов и смоделировать процесс струйной флотации.

Список использованных источников

1. Самыгин В.Д., Лившиц А.К., Алимова Р.Э. Прибор для изучения селективной флокуляции. – «Разработка флотационных режимов и оптимальных условий флотационного обогащения руд цветных металлов». – М., Цветметинформация,

- 1970, с.56-59
2. Ковалев А.А., Мязин В.П. Устройство для исследований параметров флокуляции суспензий. А.с. СССР SU 1089061 А от 30.04.84
 3. Newell, R. and Grano, S.R., (2007). Hydrodynamics and Scale up in Rushton Turbine Flotation Cells: Part 1 – Cell Hydrodynamics. International Journal of Mineral Processing, Vol 81, 224-236.
 4. Newell, R. and Grano, S., (2006). Hydrodynamics and Scale up in Rushton Turbine Flotation Cells: Part 2 – Flotation Scale-up for laboratory and pilot cells. International Journal of Mineral. Processing Vol 81 pp 65-78
 5. Cudak M. Hydrodynamic characteristics of mechanically agitated air - aqueous sucrose solutions. Chem. Process Eng., 2014, 35 (1), 97-107

МОДЕЛИРОВАНИЕ И ОПТИМИЗАЦИЯ ЗАМКНУТОГО ВОДООБОРОТА В ЦИКЛЕ ПЕННОЙ СЕПАРАЦИИ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩИХ КИМБЕРЛИТОВ

Коваленко Е.Г.

Научно-исследовательский и проектный институт "Якутнипроалмаз"
АК «АЛРОСА» (ПАО), г. Мирный, Республика Саха-Якутия, Российская Федерация,
e-mail: kovalenkoeg@alrosa.ru

Результаты моделирования показывают возможность увеличения степени локального водооборота пеной сепарации и доведения доли оборотной воды до 80-90%, что снизит расход собирателя и депрессора на 25-40%.

Modeling and optimization of closed water circulation in the cycle of foam separation of diamond-bearing kimberlites

Kovalenko E.G.

The simulation results show the feasibility of increasing the degree of closure of the local water cycle of the foam separation cycle and bringing the share of recycled water to 80-90%, which will reduce the consumption of the collector and depressor by 25-40%.

На алмазоизвлекающих фабриках АК «АЛРОСА» используется технология комбинированной флотации крупнозернистого материала, совмещающая процессы пенной сепарации и пенной флотации алмазосодержащего материала с применением флотационных машин типа ПФМ-10.

Фракция алмазосодержащего сырья крупностью -2+1 мм в обезвоженном (сгущенном) виде подается на пенный слой, в котором осуществляется процесс пенной сепарации минеральных частиц. Мелкозернистый продукт крупностью менее 1 мм подается на флотационное разделение в объем аэрированной пульпы

«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья»

в виде гидросмеси, насыщенной тонко диспергированными воздушными пузырьками.

Полученные при пенной сепарации пенный и камерный продукты удаляются при одновременном раздельном их обезвоживании с получением твердой и жидкой фаз. Жидкая фаза (оборотная вода) подвергается осветлению в конусном осветлителе с целью снижения массовой доли шламов, а жидкую фазу от обезвоживания пенного продукта подают в операцию кондиционирования исходного сырья с реагентами и частично в пневмогидравлические аэраторы. Обратные воды, полученные при обезвоживании пенного продукта, содержащие собиратель и вспениватель, подаются непосредственно во флотационную машину, что способствует тонкому диспергированию пузырьков.

Для повышения эффективности обесшламливания специалистами АК «АЛРОСА» реализована обработка оборотных вод флокулянтами полиакриламидного типа. Также предложено применение азот-фосфорсодержащего комплексона как ингибитора отложения минеральных солей.

Учеными ИПКОН РАН разработана технология бездиафрагменной электрохимической обработки оборотной воды при расходе электроэнергии от 0,5 до 1,5 кВтч/м³, обеспечивающая повышение эффективности пенной сепарации.

Предложенные режимы обеспечивают повышение эффективности пенной сепарации. Однако остается нерешенным вопрос определения оптимального соотношения оборотной и технической воды, что приводит к колебаниям технологического процесса пенной сепарации и снижению технико-экономических показателей обогащения.

Для повышения эффективности пенной сепарации была поставлена задача оптимизации режима водооборота в цикле указанного процесса.

Схема цикла пенной сепарации с замкнутым водооборотом (рисунок 1) включала классификатор КГД-0,7 (1), выделяющий из исходного питания крупный класс (+1 - 2 мм), классификатор дешламатор КГК-0,7 (2), выделяющий класс +0,5 - 1 мм, обезвоживающий классификатор 1КСН-15 (3), кондиционер крупного класса 1КСН-12 (4), пенный сепаратор – флотационную машину ПФМ-10М (5). Импульсные дозаторы ПРИУ-5М (6) и АДИ-1 (7,8) обеспечивали подачу мазута флотского Ф5 и аэрофлота бутилового в кондиционер крупного класса (4). Импульсный дозатор АДИ-1 (9) обеспечивал подачу вспенивателя ОПСБ в подаваемый в камеру флотационной машины класс +0,5 – 1 мм.

Получаемый концентрат перечищается на пленочном сепараторе 6, обезвоживается на грохоте 10 и направляется на доводку. Хвосты пенной сепарации обезвоживаются в две стадии и направляются в отвал.

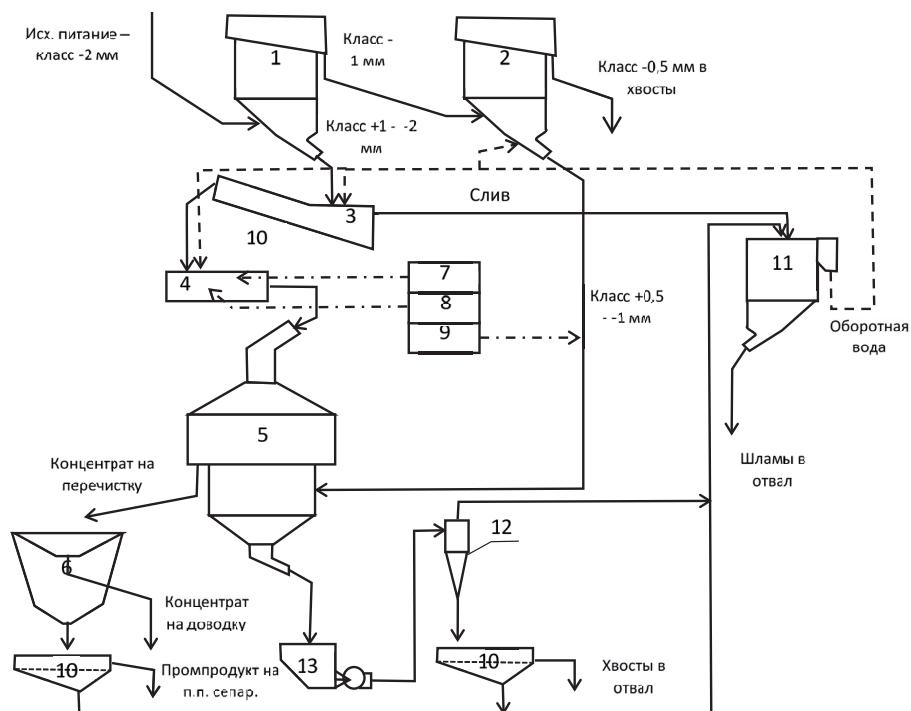


Рисунок 1. Схема цикла пенной сепарации с замкнутым водооборотом на обогатительной фабрике №3

Схема замкнутого водооборота цикла пенной сепарации включает проводимую в сгущающей воронке 11 операцию осветления (обесшламливания) слива классификатора 3 и подрешетных продуктов операций обезвоживания концентрата и хвостов, проводимых на грохотах 10 и гидроциклонах 12. В воронке осуществляется распределение осветленной оборотной воды по операциям обесшламливания и реагентного кондиционирования класса +1 - 2 мм, разгрузки и транспортирования класса +0,5 и 1 мм (рисунок 1). В зумпф 13 оборотной воды и концентрата пенной сепарации добавляется свежая вода. Основным подходом при выборе режима кондиционирования оборотной воды было определение характера формирования ионно-молекулярного состава оборотной воды с целью поддержания оптимальных и стабильных характеристик процесса пенной сепарации.

Построение и анализ водно-шламовой схемы проводились методом графов, позволяющим определить степень концентрирования подаваемых реагентов в оборотной воде при варьировании параметров процесса.

При проведении расчетов учитывалось отличающееся поглощение собирателя мазута Ф-5 ($P_{Ф5}$) и полифосфата натрия ($P_{ПФН}$) твердой фазой пульпы, описываемое в рабочем интервале концентраций ($C_{Ф5}$ и $C_{ПФН}$) линейными уравнениями:

«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья»

$$П_{Ф5} = 0,28 + 0,63C_{Ф5} / C_{Ф5}^{\max} \quad (1)$$

$$П_{ПФН} = 0,26 + 0,36C_{ПФН} / C_{ПФН}^{\max} \quad (2)$$

Диапазон изменения концентраций собирателя и депрессора, полученный по данным опробования и используемый при расчетах представлен в таблицах. В качестве переменной процесса использовалось соотношение технической и оборотной воды в цикле пенной сепарации.

Таблица. Основные характеристики оборотной воды (ОВ) цикла пенной сепарации

Операция	Параметры				
	Расход, м ³ /ч	Доля ОВ, min-max, %	С _{Ф5} , min-max, мг/л	С _{ПФН} , min-max, мг/л	С _{ПФН} /С _{Ф5} min-max,
Свежая вода	50 -96	67-78	-	-	15-24
Оборотная вода	150-280		3,5-18,5	80-180	

Результаты моделирования и экспериментальной проверки, представленные на рисунке 2а в виде зависимостей концентрации в водной фазе пульпы основных флотационных реагентов – собирателя мазута Ф-5 и депрессора – полифосфата натрия, показывают, что повышение степени замыкания водооборота существенно увеличивает остаточные концентрации реагентов.

Результаты опробования технологического процесса показали возрастание массовой доли шламов и минерализации при увеличении доли оборотной воды более 80% (рисунок 2а). При этом наблюдается снижения извлечения алмазов на 5-7%.

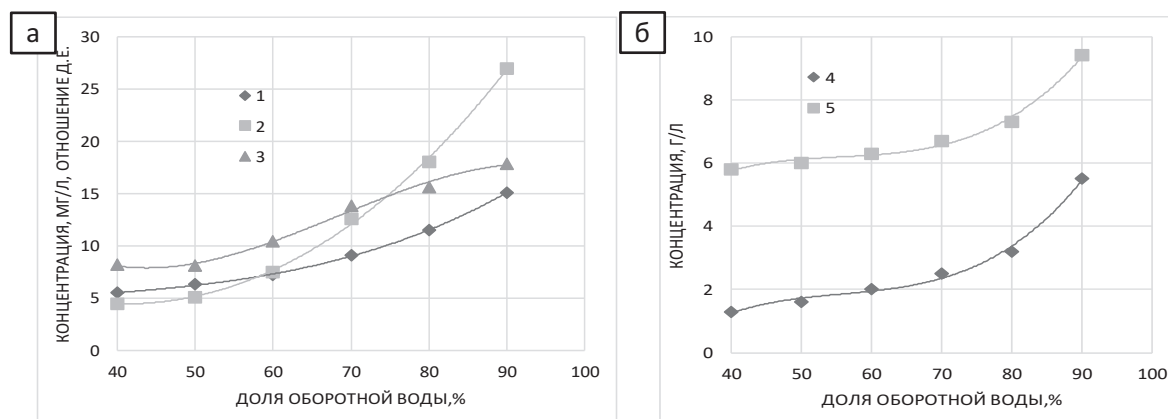


Рисунок 2. Влияние доли оборотной воды на концентрацию реагентов (а) и шламов (б) в оборотной воде пенной сепарации:

1- собиратель Ф-5, 2 – полифосфат натрия (деленное на 10), 3 - соотношение концентраций депрессора и собирателя, 4 – масс. доля шламов, 5- общая минерализация

Анализ полученных результатов позволяет заключить, что увеличение доли оборотной воды приводит к росту концентраций собирателя и депрессора в водной фазе пульпы на 25-40%, что является благоприятным фактором,

позволяющим уменьшить в аналогичной пропорции расход реагентов. Однако при этом происходит возрастание соотношения концентраций депрессора и собирателя и общей минерализации.

На практике это означает увеличение стабилизирующего действия на шламовые классы полифосфата натрия и других ионов и ухудшение показателей операции дешламации оборотных вод. Резкое увеличение массовой доли шламов в оборотной воде при доведении доли оборотной воды до 90 является негативным фактором и приводит к снижению извлечения алмазов.

Полученные результаты дают основание для выбора путей оптимизации режима локального водооборота цикла пенной сепарации и доведения доли оборотной воды до 80-85%. Согласно данным расчетов повышение доли оборотной воды позволит сократить расход собирателя и депрессора на 25-40% без снижения технологических показателей.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ОБОГАЩЕНИЯ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД МЕТОДОМ РЕНТГЕНОРАДИОМЕТРИЧЕСКОЙ СЕПАРАЦИИ

Куликов В.И.¹, Федоров Ю.О.¹, Чикин А.Ю.²

¹ Акционерное общество «Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов» (АО «Иргиредмет»),

² Федеральное государственное образовательное учреждение высшего образования «Иркутский государственный университет»,
г. Иркутск, Российская Федерация, e-mail: rrs@irgiredmet.ru

В статье раскрыты новые возможности рентгенорадиометрической сепарации (PPC) для повышения эффективности предварительного обогащения золотосодержащих руд. Дано описание разработанного АО «Иргиредмет» нового способа PPC золотосодержащих руд, приведены результаты проведенных испытаний.

Technological improvements in preconcentration of gold-bearing ores by X-ray radiometric separation

Kulikov V.I., Fedorov Yu.O., Chikin A.Yu.

The paper presents new features of X-ray radiometric separation (XRRS) that improve efficiency of preconcentration of gold-bearing ores. It also describes a new approach to X-ray radiometric separation of gold-bearing ores developed by JSC Irgiredmet, and provides the results of carried out tests.

Современная концепция эффективной переработки бедных труднообогатимых руд заключается в реализации технологии предварительного обогащения на основе крупнокусковой сепарации радиометрическими методами.

Применение данных методов позволяет значительно повысить содержание ценных компонентов и резко снизить затраты на основные процессы обогащения [1, 2].

Это в полной мере относится и к золотодобывающим предприятиям, разрабатывающим все большее количество золоторудных месторождений с низким содержанием золота в исходной руде, при этом необходимость предварительного обогащения, безусловно, возрастает [3].

В «Иргиредмете» почти 40 лет назад была разработана эффективная технология предварительного обогащения золотосодержащих и редкометалльных руд, основанная на кусковой сортировке рентгенофлуоресцентным методом (РФМ), которая получила название – рентгенорадиометрическая сепарация (РРС).

Многочисленными исследованиями, испытаниями и внедрениями, выполненными институтом вместе с партнерами, показано, что для самого широкого круга полезных ископаемых при решении различных технологических задач рентгенофлуоресцентный метод по сравнению с другими радиометрическими методами является наиболее эффективным [4–6].

Основным оборудованием для РРС являются рентгенофлуоресцентные сепараторы типа СРФ.

В последнее время благодаря модернизации существенно улучшены технические характеристики сепараторов СРФ [7]. Прежде всего, повышены чувствительность и селективность определения химических элементов за счет оснащения сепараторов полупроводниковыми детекторами высокого разрешения, что позволяет обнаруживать в кусковом материале различные элементы при их содержании в руде на уровне тысячных долей процента.

Усовершенствованная измерительно-управляющая система современных сепараторов СРФ позволяет одновременно использовать при сепарации до трех разделительных признаков.

Все это значительно расширило технологические возможности РРС для интенсивного поиска и изучения новых разделительных признаков для золотосодержащих руд.

Работы в этом направлении ведутся в технологическом центре РРС АО «Иргиредмет».

На основании анализа результатов исследований и испытаний, проведенных за последние 7 лет на золотосодержащих рудах более 70 месторождений, установлено, что большинство из них могут эффективно сортироваться по трем

основным разделительным признакам [8].

Сульфидные и кварц-сульфидные золотосодержащие руды с любым наличием в руде генетических спутников золота (информативные элементы сульфидных минералов, например, Fe, As, Cu, Pb, Sb и др.) сортируют ранее разработанным в Иргиредмете способом [9] по известному критерию обогащения – отношению характеристического рентгеновского излучения (ХРИ) (K- или L-серии) сопутствующего элемента (N_{Cs}) к рассеянному излучению (N_s).

Золотокварцевые и золото-кварц-сульфидные руды можно сортировать по разделительному признаку Fe, минимальное содержание которого соответствует кварцевым кускам, которые в большинстве своем являются золотосодержащей вмещающей средой.

Для выделения золотосодержащего кварца, находящегося в окисленной форме (при повышенном содержании Fe в кварце), или рудных кусков с наличием окварцевания (мелкая вкрапленность, зерна, жилы, прожилки, прослой), разработан новый способ с использованием отношения интенсивности ХРИ элемента Sr (N_{Sr}), входящего в состав кусков, не содержащих золото, к интенсивности рассеянного излучения (N_s). В кварцевом материале и в окварцованных кусках стронций содержится в минимальных количествах по сравнению с его содержанием в кусках руды, не содержащих золото (в породных кусках) [10].

На основе полученных результатов в Иргиредмете разработан новый способ рентгенорадиометрической сепарации золотосодержащих руд с использованием одновременно трех, двух или одного критерия сортировки в зависимости от типа, геолого-минералогических свойств и вещественного состава обогащаемых руд [11].

Тройная логика является универсальной для большинства золотосодержащих руд, но в зависимости от конкретной руды могут использоваться упрощенная двойная или одинарная логика.

Для некоторых руд сортировка по одному кварцевому признаку Sr является весьма эффективной. Например, при проведении исследований на забалансовой руде одного из месторождений Казахстана было выявлено, что сульфидные элементы не имеют какой-либо близкой корреляции с Au, ведут себя хаотично и не могут быть использованы для сортировки руды.

Только один элемент (Sr) в данной руде обладает природной обратной корреляцией (достаточно тесной связью) с Au. Это было подтверждено лабораторными и укрупненными испытаниями РРС по одному разделительному признаку Sr.

Результаты укрупненных испытаний приведены в таблице 1.

**«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки
природного и техногенного минерального сырья»**

Таблица 1. Результаты укрупненных испытаний РРС по разделительному признаку Sr

Класс крупности, мм	Наименование продуктов	Выход, %	Содержание золота, г/т	Извлечение золота, %
-150+20	Концентрат РРС	17,4	1,33	56,0
	Хвосты РРС	82,6	0,22	44,0
	Исходный	100,0	0,41	100,0

На основании полученных результатов непосредственно на месторождении были проведены опытно-промышленные испытания (ОПИ) на крупнообъемных технологических пробах общей массой около 9 000 тонн.

Результаты РРС машинного класса руды по одинарной логике с разделительным признаком Sr приведены в таблице 2.

Таблица 2. Результаты опытно-промышленных испытаний РРС

Класс крупности, мм	Наименование продуктов	Выход, %	Содержание золота, г/т	Извлечение золота, %
-150+40	Концентрат РРС	10,7	1,41	29,2
	Хвосты РРС	89,3	0,41	70,8
	Исходный	100,0	0,52	100,0

В результате ОПИ из забалансовой руды получен концентрат РРС с содержанием золота 1,45 г/т (коэффициент обогащения 2,7).

В данной руде несортируемый класс -40+0 мм обладает природным обогащением (это характерно для золотосодержащих руд многих месторождений), что позволяет объединять его вместе с концентратом РРС в общий обогащенный продукт предварительного обогащения.

С учетом этого содержание золота в общем обогащенном продукте составило 1,25 г/т при извлечении от исходной руды на уровне 79%.

Хвосты РРС с содержанием золота 0,4 г/т являются отвальным продуктом.

На основании результатов ОПИ для данного месторождения АО «Иргиредмет» разработал технологический регламент для проектирования комплекса предварительного обогащения на основе РРС.

Применение технологии РРС позволит вовлечь в переработку хранящиеся в спецотвалах бедные и забалансовые руды месторождения.

Приведенный пример подтверждает эффективность РРС золотосодержащих руд по способу с использованием нового разделительного признака, разработанному в АО «Иргиредмет» [11].

Исследования в области поиска и изучения новых эффективных разделительных признаков для золотосодержащих руд различного типа в институте продолжаются.

Список использованных источников

1. Чантурия В.А., Козлов А.П. Современные проблемы комплексной переработки труднообогатимых руд и техногенного сырья // Современные проблемы комплексной переработки труднообогатимых руд и техногенного сырья (Плаксинские чтения – 2017): матер. Междунар. конф. - Красноярск, 2017. С. 3–6.
2. Чантурия В.А. Инновационные процессы комплексной и глубокой переработки минерального сырья сложного вещественного состава // Инновационные процессы комплексной переработки природного и техногенного минерального сырья (Плаксинские чтения – 2020): матер. Междунар. конф. Апатиты, 2020. С. 3–4.
3. Войлошников Г.И., Дементьев В.Е. Разработка и использование новых технологий и оборудования для извлечения золота // Проблемы и перспективы эффективной переработки минерального сырья в 21 веке (Плаксинские чтения – 2019): матер. Междунар. Совещ. - Иркутск, 2019. С. 25–27.
4. Основы рентгенорадиометрического обогащения полезных ископаемых: монография / под ред. В.С. Шемякина. Екатеринбург: Форт Диалог-Исеть, 2015.
5. Шемякин В.С., Цыпин Е.Ф., Федоров Ю.О. и др. Теория и практика рентгенорадиометрического обогащения: монография. Екатеринбург: Форт Диалог-Исеть, 2013. 255 с.
6. Цыпин Е.Ф., Ефремова Т.А., Овчинникова Т.Ю. Экономическая эффективность предварительной концентрации с использованием рентгенофлуоресцентной сепарации // Известия вузов. Горный журнал. 2020. № 6. С. 66–74.
7. Вишняков А.В., Фёдоров Ю.О. Модернизация оборудования и совершенствование методов исследований и испытаний технологии рентгенорадиометрической сепарации руд // Проблемы и перспективы эффективной переработки минерального сырья в 21 веке (Плаксинские чтения): Иркутск, 2019. С. 98–101.
8. Куликов В.И., Фёдоров Ю.О., Чикин А.Ю., Вишняков А.В. Новые возможности технологии рентгенорадиометрической сепарации для повышения эффективности переработки золотосодержащих руд // Инновационные процессы комплексной переработки природного и техногенного минерального сырья (Плаксинские чтения 2020): матер. Междунар. конф. Апатиты. 2020. С. 191–194.
9. Развозжаев Ю.И., Федоров Ю.О., Довгань В.Н., Баранчук Л.П. Способ рентгенорадиометрического обогащения полезных ископаемых Авторское свидетельство СССР № 952384, Оpubл. 23.08.1982. Бюл. № 31
10. Куликов В.И., Федоров Ю.О., Чикин А.Ю. Совершенствование технологии рентгенорадиометрической сепарации золотосодержащих руд // Известия вузов. Горный журнал. 2021. № 3. С. 88–96 (In Eng.).
11. Способ рентгенорадиометрической сепарации золотосодержащих руд: пат. Рос. Федерация. № RU 2700816 С1, заявл. 13.04.2018; опубл. 23.09.2019. Бюл. № 27

**ПОВЫШЕНИЕ УСТОЙЧИВОСТИ ЛЮМИНОФОРСОДЕРЖАЩИХ
ЭМУЛЬСИЙ НА ОСНОВЕ ХИМИЧЕСКОГО РЕГУЛИРОВАНИЯ
СОСТАВА ПОВЕРХНОСТИ И ОЛЕОФИЛЬНОСТИ НЕОРГАНИЧЕСКИХ
ЛЮМИНОФОРОВ***

Морозов В.В., Чантурия Е.Л., Ковальчук О.Е.

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр имени академика Н.В. Мельникова Российской академии наук, Москва, Российская Федерация, e-mail: dchmggu@mail.ru

Обоснована возможность гидрофобизации люминофора ФЛ-530 олеатом натрия или изобутилксантогенатом калия для повышения стабильности люминофорсодержащего состава с целью изменения спектрально-кинетических характеристик алмазов в процессе рентгенолюминесцентной сепарации алмазов.

Increasing the stability of phosphor-containing emulsions based on chemical control of the surface composition and oleophilicity of inorganic phosphors

Morozov V.V., Chanturiya E.L., Koval'chuk O.E.

The possibility of hydrophobization of phosphor FL-530 with sodium oleate or potassium isobutyl xanthogenate to increase the stability of the phosphor-containing composition for modifying the spectral-kinetic characteristics of diamonds in the process of X-ray-luminescent separation of diamonds is substantiated and determined.

Для модифицирования спектрально-кинетических характеристик слабо и аномально люминесцирующих алмазов предлагается использовать нанесение на их поверхность композиции органических и неорганических люминофоров со спектральными характеристиками, близкими к природным алмазам.

Если органический люминофор антрацен имеет высокую олеофильность (смачиванием органической фазой), то неорганический люминофор ФЛ-530 характеризуется меньшей олеофильностью и со временем смачивается водной фазой, что приводит к его потерям. Поэтому задачей настоящего исследования был выбор способа дополнительной гидрофобизации люминофора ФЛ-530.

Люминофор ФЛ-530 представляет собой силикат цинка, активированный марганцем, и имеет сравнимые значения смачиваемости в органической и водной фазах. Способность люминофоров удерживаться в органической среде определяется экспериментально по распределению люминофора между органической и водной фазами.

При проведении исследований 200 мг растертого люминофора ФЛ-530

* Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда № 21-17-00020, <https://rscf.ru/project/21-17-00020/>

смешивались с 5 мл органической фазы – дизельного топлива (ДТ). Смесь встряхивалась 1 мин. Далее органоминеральная смесь переносилась в колбу и смешивалась с 50 мл воды. Полученная встряхиванием эмульсия отстаивалась, после чего проводили визуальный и УФ-анализ распределения люминофора. Затем полученную люминофорсодержащую эмульсию переносили в делительную воронку и отделяли водную фазу. Визуально определяли структуру масляного слоя, присутствие в нем люминофора и наличие осадка люминофора в водной фазе. Водную фазу отстаивали, сливали осветленную часть, высушивали, твердый остаток взвешивали. По отношению масс осадка и исходной пробы рассчитывали переход люминофора в водную фазу.

Анализ изображений на рисунке 1 показывает, что органическая фаза, всплывающая на поверхность воды, состоит из отдельных капель, на поверхности которых концентрируются частички люминофора.

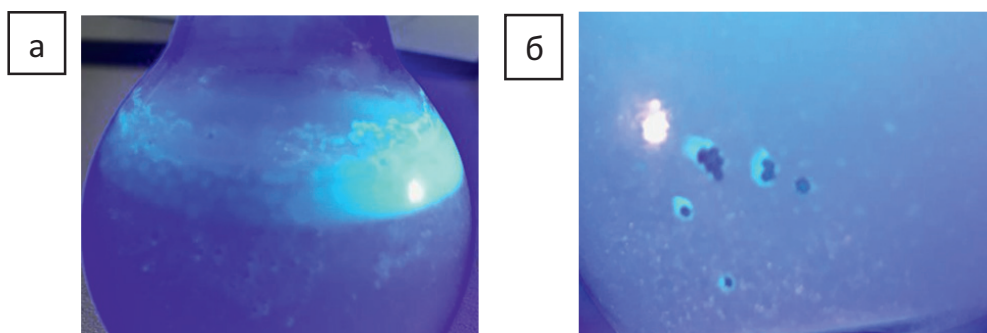


Рисунок 1. Фотоизображения эмульсии в УФ свете:

а – всплывшие капли, образующие капельный слой; б – алмазы с закрепившимися каплями люминофорсодержащей эмульсии

Для решения поставленной задачи была разработана методика гидрофобизации люминофора ФЛ-530, предусматривающая обработку непредельными жирными кислотами и ксантогенатами с хемосорбцией соответствующих анионов или с образованием олеатов или ксантогенатов цинка на поверхности по реакциям 1 и 2:



Для решения задачи снижения потерь неорганического люминофора ФЛ-530 был выполнен комплекс исследований, на основании которых дана оценка распределения люминофора между органической и водной фазами водоорганической эмульсии в исследуемых условиях. При проведении исследований использовались растворы изобутилового ксантогената калия и олеата натрия с концентрацией от 0,1 до 1,0%. Обработка проводилась в течение

**«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки
природного и техногенного минерального сырья»**

15-60 мин при комнатной и повышенной (40-50⁰С) температуре. После обработки избыток раствора удалялся, осадок люминофора высушивался.

Полученные результаты показали, что наилучшим режимом гидрофобизации является обработка в течение 60 мин при повышенной температуре (40-50⁰С) в растворах с концентрацией 0,1-0,2% (для олеата натрия) и до 0,5% (для изопрпилового ксантогената натрия). Существенного различия между удерживанием (извлечением) в органической фазе люминофора ФЛ-530, гидрофобизированного олеатом натрия и ксантогенатом калия, не было обнаружено.

Как видно из представленных в таблице 1 данных люминофор ФЛ-530 удерживается органической фазой (извлечение 92,5%).

Таблица 1. Распределение люминофора ФЛ-530 в органической (ДТ) и водной фазах люминофорсодержащей эмульсии

№	Условия опыта	Доля удерживаемого в ДТ люминофора, мг/%
1	ФЛ-530 в ДТ	92,5
2	Измельч. ФЛ-530 после обработки 0,5% р-ром изобутилового ксантогената калия	99
3	Измельч. ФЛ-530 после обработки 0,2% р-ром олеата натрия	98,5
4	Измельч. ФЛ-530 после обработки 0,2% р-ром олеата натрия с добавкой в воду алкилсульфоната натрия	99
5	Измельч. ФЛ-530 после обработки 0,5% р-ром изобутилового ксантогената калия с добавкой в воду алкилсульфоната натрия	99,25

Гидрофобизация измельченного люминофора ФЛ-530 0,5% раствором изопрпилового ксантогената или 0,2% раствором олеата натрия приводит к преимущественному сохранению люминофора в слое органической фазы (ДТ). Увеличение устойчивости эмульсии добавками алкилсульфоната натрия не снижает эффективности удерживания органической фазой гидрофобизированного люминофора.

Для оценки изменения эффективности закрепления люминофоров применялась методика визиометрического измерения люминесценции в ультрафиолетовых лучах. Использовалась способность исследуемых люминофоров светиться при облучении ультрафиолетом с длиной волны 253 и 365 нм. Подсчет светящихся кристаллов алмазов и зерен минералов кимберлита проводился по данным визуального анализа и предполагал условное деление

кристаллов на светящиеся и не светящиеся.

Результаты проведенного визиометрического анализа обработанных синтетических алмазов позволяют оценить эффективность исследованных составов эмульсии и режимов обработки.

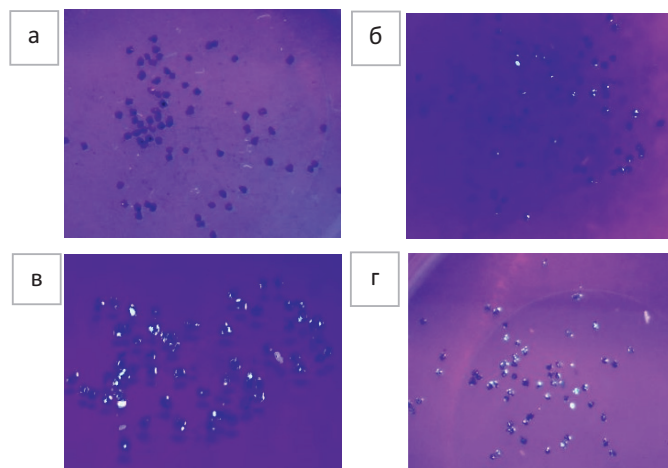


Рисунок 2 – Светимость синтетических алмазов после обработки люминофорсодержащей эмульсией: а – исходные алмазы; б – после обработки люминофорсодержащей эмульсией с антраценом и не гидрофобизированным ФЛ-530; в, г – после обработки эмульсией с антраценом и гидрофобизированным ФЛ-530

Таблица 2. Эффективность закрепления обычного и гидрофобизированного люминофора ФЛ-530 на алмазах

№	Тип люминофора, добавка	Доля алмазов с закрепившимся люминофором, %	Доля зерен кимберлита с люминофором, %
1	Исходный люминофор ФЛ-530	45	15
2	ФЛ-530 исходный		
3	ФЛ-530 гидрофобизированный олеатом натрия	80	22,5
4	ФЛ-530 гидрофобизированный изопропиловым ксантогенатом калия	90	35

Результаты визиометрического контроля интенсивности закрепления, проведенные с использованием аппарата «Луч-1Ф» показали, что доля светящихся алмазов при использовании гидрофобизированного люминофора увеличивается на 35-55% (рисунок 2, таблица 2).

Полученные результаты обосновывают целесообразность гидрофобизации люминофора ФЛ-530 олеатом натрия или изобутиловым ксантогенатом калия при подготовке люминофорсодержащей композиции для модифицирования спектрально-кинетических характеристик алмазов в процессе рентгенолюминесцентной сепарации алмазов.

**ОБОСНОВАНИЕ СОВОКУПНОСТИ СПЕКТРАЛЬНО-КИНЕТИЧЕСКИХ
ПАРАМЕТРОВ РЕНТГЕНОЛЮМИНЕСЦЕНТНЫХ СЕПАРАТОРОВ
ДЛЯ СЕЛЕКТИВНОГО ИЗВЛЕЧЕНИЯ АЛМАЗНЫХ КРИСТАЛЛОВ**

Подкаменный Ю.А.^{1,2}, Макалин И.А.³

¹ Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр имени академика Н.В. Мельникова Российской академии наук, Москва, Российская Федерация

² Политехнический институт (филиал) федерального государственного автономного образовательного учреждения высшего образования "Северо-Восточный федеральный университет имени М.К.Аммосова" в г. Мирном, Российская Федерация,

³ Научно-исследовательский и проектный институт "Якутнипроалмаз" АК «АЛРОСА» (ПАО), г. Мирный, Республика Саха-Якутия, Российская Федерация,
e-mail: mirniy.yuriy@mail.ru

В статье приведены обобщение и анализ показателей люминесценции алмазов и минералов, показано обоснование совокупности спектрально-кинетических параметров рентгенолюминесцентных сепараторов для селективного извлечения алмазных кристаллов

**Substantiation of the collection of spectral-kinetic parameters of X-ray
luminescent separators for selective extraction of diamond crystals**

Podkamenny Yu.A., Makalin I.A.

The generalization and analysis of the results of the analysis of the luminescence indices of diamonds and minerals, as well as the selective criteria for the separation of the X-ray luminescence of diamond-containing raw materials are present.

Выбор технологии обогащения зависит от вещественного состава алмазосодержащего сырья, контрастности механических, физических и физико-химических свойств ценного компонента и вмещающих пород, крупности алмазов и содержания полезного компонента в общем объеме добываемой руды.

В настоящее время эффективно применяются информационный, гравитационный, флотационный и адгезионный методы обогащения.

Опытом обогащения алмазосодержащей руды крупностью -50+6 мм и доводкой гравитационных концентратов класса крупности -6+1 мм подтверждено, что одним из наиболее экономически целесообразных методов является рентгенолюминесцентная сепарация.

Исследование рентгенолюминесцентных свойств алмазов и сопутствующих минералов для научного обоснования значений критериев разделения рентгенолюминесцентной сепарации алмазосодержащего сырья является актуальной задачей, имеющей важное отраслевое значение.

Преобразование выборок характеристик рентгенолюминесценции алмазов и сопутствующих минералов в выборки критериев разделения алмазосодержащего сырья выполнялось в следующей последовательности:

- выборка критерия разделения алмазосодержащего сырья по амплитуде рентгенолюминесценции через заданное время после возбуждающего импульса принимается без изменения.

Для сравнительного анализа эффективности работы сепараторов в различных условиях эксплуатации применяются статистические характеристики: математическое ожидание, дисперсия, среднеквадратическое отклонение, закон распределения вероятностей случайной величины рентгенолюминесценции алмазов и сопутствующих минералов;

- выборка критерия разделения по отношению компонент сигнала люминесценции (рисунок 1) с учетом амплитуды люминесценции воздуха формируется по значениям, рассчитанным по формуле (1) для каждого минерала:

$$K = \frac{BK + MKP - U_B}{MKЗ} \quad (1)$$

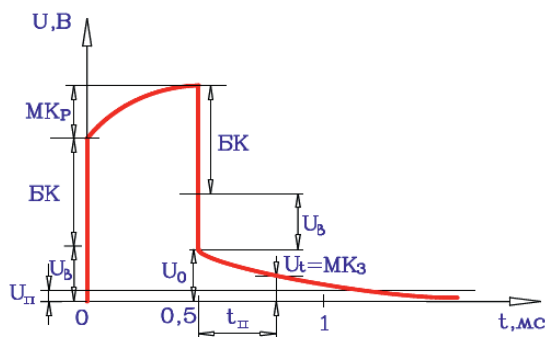


Рисунок 1. График сигнала рентгенолюминесценции алмаза

Обнаружению соответствует выполнение для рассчитанной величины условия $K_{\min} < K < K_{\max}$;

- выборка критерия по постоянной времени затухания сигнала рентгенолюминесценции формируется по следующей формуле (2):

$$\tau = \frac{t}{\ln \left[\frac{U_0}{U(t)} \right]} \quad (2)$$

где U_0 – сигнал люминесценции от минерала в момент сразу после окончания импульса рентгеновского облучения, $U(t)$ – сигнал люминесценции минерала через заданное время порога t_p после окончания импульса рентгеновского облучения ($U(t) \geq U_p$).

Значение постоянной времени затухания сигнала люминесценции минерала находится по определяемым экспериментальным данным U_0 и $U(t)$.

Условию обнаружения при этом соответствует $t_{\min} < \tau < t_{\max}$;

- выборка критерия по свертке сигнала рентгенолюминесценции вычисляется по формуле (3), как отношение интеграла от произведения функции этого сигнала $U(t)$ на ее сдвинутую копию $U(t-t_{sv})$ к интегралу от квадрата функции сигнала $U(t)$:

$$Sv = \frac{\int_0^T U(t) \cdot U(t-t_{sv}) dt}{\int_0^T [U(t)]^2 dt}, \quad (3)$$

где T – период следования импульсов возбуждения; t_{sv} – сдвиг копии сигнала, значение которого выбирается во временном интервале, где Sv сигналов рентгенолюминесценции алмазов максимально отстоит от Sv сигналов рентгенолюминесценции сопутствующих минералов.

На рисунке 2 приведена иллюстрация зависимостей свертки сигнала рентгенолюминесценции различных минералов от времени.

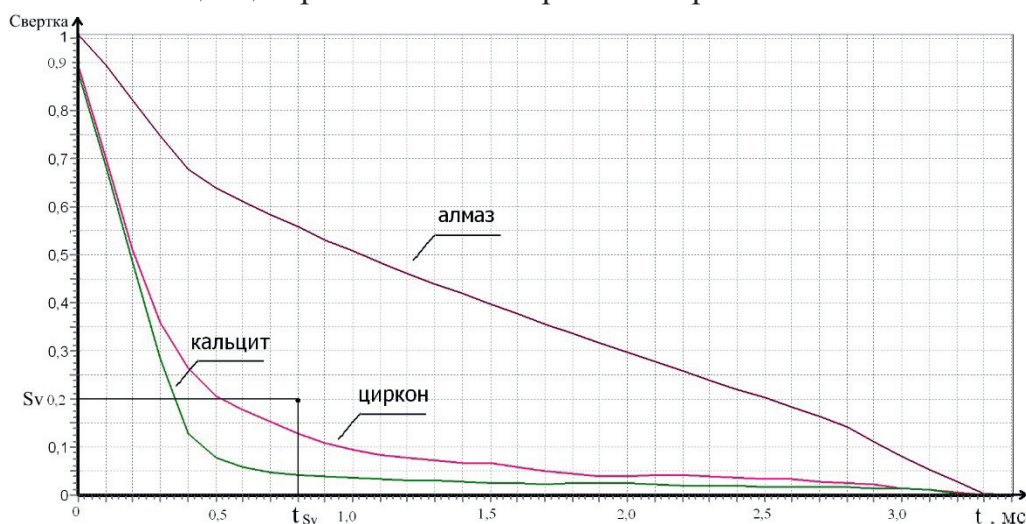


Рисунок 2. Иллюстрация к разделению по свертке сигнала рентгенолюминесценции

Условие обнаружения для конкретного минерала: значение свертки больше заданного параметра Sv в момент времени T_{sv} .

Таким образом, для выбора оптимальных критериев разделения необходимо исследовать характеристики люминесценции алмазосодержащего сырья и для заданных условий принять из всех критериев технологически целесообразный.

Приведены результаты исследований по обоснованию критериев разделения алмазосодержащего сырья и выбору режимов работы и параметров настройки

рентгенолюминесцентных сепараторов на базе обработки эмпирических и статистических данных, анализа и обобщения характеристик рентгенолюминесценции алмазов и сопутствующих минералов. При этом последовательно исследовались критерии порогового и селективного режимов работы рентгенолюминесцентных сепараторов.

По результатам обработки выборок характеристик рентгенолюминесценции алмазов построены графики распределения интенсивности рентгенолюминесценции $F(I_{рл})$, которые приведены на рисунке 3а, графики распределения характеристик рентгенолюминесценции алмазов и сопутствующих минералов $W(Sv)$, $W(K)$, $W(\tau)$, которые соответственно представлены на рисунках 3б, 3в, 3г.

При исследовании критерия разделения порогового и селективного режимов работы рентгенолюминесцентных сепараторов – интенсивности люминесценции алмазов, значение которой определялось по кривым функции распределения интенсивности люминесценции (рисунок 3а) установлено, что наименьшее количество слабо люминесцирующих алмазов содержится в трубке «Интернациональная», для которых уровень разделения сепараторов по сигналу рентгенолюминесценции устанавливался на уровне не менее 0,01 мкА ($5,0 \cdot 10^{-12}$ Вт/ср/(Р/с)), для двух других месторождений на уровне не менее 0,002 мкА ($1,0 \cdot 10^{-12}$ Вт/ср/(Р/с)).

При исследовании характеристик рентгенолюминесценции алмазов и сопутствующих минералов каждой кимберлитовой трубки использовался метод наложения графиков распределений критериев разделения $W(Sv)$, $W(K)$ и $W(\tau)$.

Так, для распределений свертки сигналов рентгенолюминесценции алмазов и сопутствующих минералов трубок «Юбилейная» и «Удачная» точкой разделения алмазосодержащих руд на концентрат и хвосты служит значение 0,1, для трубки «Интернациональная» значение 0,2 (рисунок 3б).

Установлено, что свыше указанных значений свертки потери алмазов минимальны, а содержание сопутствующих минералов увеличивается и их количественные характеристики составят:

$W(Sv) > 0,2$ – потери алмазов,

$W(Sv) > 0,01$ – повышение выхода сопутствующих минералов в концентрат.

Для распределений отношения компонент сигнала люминесценции алмазов и сопутствующих минералов трубок «Интернациональная», «Юбилейная», «Удачная» точки разделения алмазосодержащей руды на концентрат и хвосты имеют значения соответственно 6, 12, 12 (рисунок 3в), а количественные характеристики в области точек разделения $W(K) > 1,5$ – потери алмазов, $W(K) > 0,5$ – повышение выхода сопутствующих минералов в концентрат.

«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья»

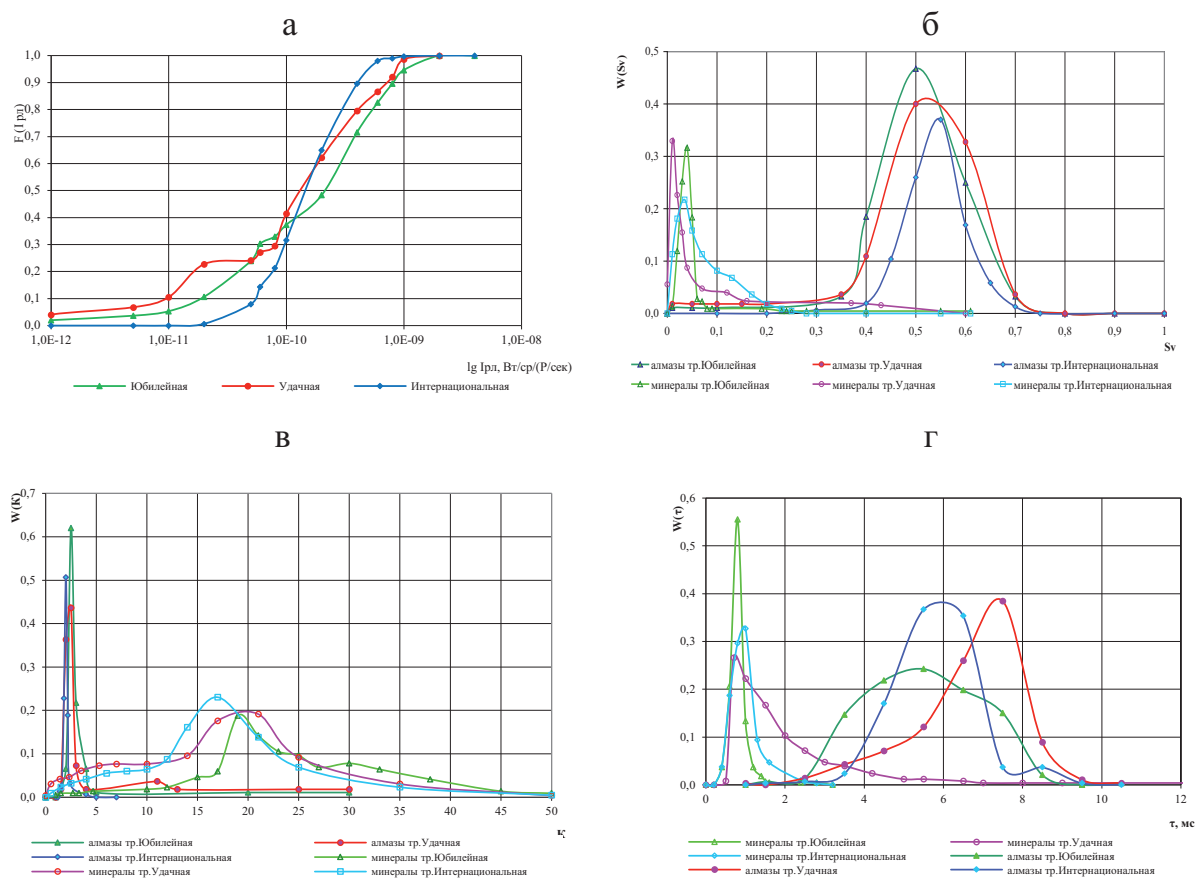


Рисунок 3. Графики распределения:

а - функции распределения интенсивности люминесценции алмазов; б - свертки люминесценции алмазов и сопутствующих минералов; в - отношения компонент люминесценции алмазов и сопутствующих минералов; г - постоянной времени затухания люминесценции алмазов и сопутствующих минералов

Для распределений постоянной времени затухания сигнала люминесценции алмазов и сопутствующих минералов для всех трубок точкой разделения алмазосодержащей руды на концентрат и хвосты является $\tau=3$ мс (рисунок 3г), а количественные характеристики в области точек разделения $W(\tau)>1,1$ – потери алмазов, $W(\tau)>0,5$ – повышение выхода сопутствующих минералов в концентрат.

Таким образом, результаты обработки выборок характеристик рентгенолюминесценции алмазов и сопутствующих минералов трубок «Интернациональная», «Удачная», «Юбилейная» по свертке $W(Sv)$, отношению компонент $W(K)$, времени затухания $W(\tau)$ сигнала люминесценции позволили определить значения критериев разделения алмазосодержащего сырья, при которых достигаются максимальные показатели извлечения алмазов и селективности процесса, т.е. минимальный выход сопутствующих минералов в концентрат.

**ПРИМЕНЕНИЕ ИНСТРУМЕНТОВ СТАТИСТИЧЕСКОГО АНАЛИЗА
ДЛЯ ОБРАБОТКИ ДАННЫХ ОБОГАЩЕНИЯ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО
СЫРЬЯ МЕТОДОМ ОТСАДКИ В ЦЕНТРОБЕЖНОМ ПОЛЕ**

Лучко М.С.¹, Федотов П.К.², Лукьянов Н.Д.²

¹ Акционерно общество «Иркутский научный исследовательский институт редких металлов и алмазов», г. Иркутск, Российская Федерация

² Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Иркутский национальный исследовательский технический университет», г. Иркутск, Российская Федерация, e-mail: maxuse@gmail.com

С целью подтверждения значимых технологических параметров, влияющих на интенсификацию процесса обогащения в центробежной отсадочной машине разработана регрессионная модель.

Processing of data of gold bearing material concentration by jigging in a centrifugal field using statistical analysis tools

Luchko M.S.¹, Fedotov P.K.², Lukyanov N.D.²

A regression model has been developed to confirm significant process parameters that have an effect on intensification of gold-bearing material concentration using a centrifugal jigging machine.

Благодаря работам Аллена, Ньютона, Риттенгера, Стокса, Эйнштейна и других учёных науке давно известны принципы и закономерности свободного падения частиц шарообразной формы в условиях земного притяжения. Закономерности падения частиц в искусственно созданном гравитационном поле центробежных концентраторов детально не изучались. А принципы падения частиц при обогащении методом отсадки частиц в стеснённых условиях с одновременным наложением в центробежном поле не изучались совсем.

Успешность процесса обогащения полезного ископаемого в центробежной отсадочной машине (ЦОМ) зависит от правильности выбора и применения основных технологических параметров, к которым относятся: частота вращения отсадочной камеры, частота и амплитуда пульсации постели ЦОМ.

Ввиду скоротечности физических процессов, возникающих в центробежном поле при сепарации минеральных частиц, считается, что оптимизация параметров обогащения в центробежных аппаратах является одной из самых сложных задач [1].

Целью данной работы было создание математической модели с применением статистического анализа, которую в дальнейшем можно было бы использовать для оптимизации технологических параметров ЦОМ. Построение

математических моделей процессов обогащения возможно несколькими методами.

Наиболее распространёнными являются подходы, основанные на использовании дифференциальных уравнений (ДУ) и методах регрессионного анализа. Однако, для применения ДУ при построении математической модели ЦОМ необходимо наличие большого числа значений содержания ценного компонента в исходном питании [2]. Отбор проб исходного питания и проведение пробирных анализов даже с частотой один раз в минуту является весьма трудозатратным и дорогим способом.

С другой стороны, построение регрессионной модели является простым, понятным способом описания поведения аппарата на макроуровне и не требует определения большого количества показателей содержания. Данный метод был неоднократно использован при построении математической модели, в том числе и для гравитационного аппарата – центробежного концентратора Knelson KC-CVD6 [3].

Для решения задачи построения регрессионной модели естественным представляется использование метода наименьших квадратов для поиска функциональной зависимости между исследуемыми параметрами аппарата и значениями выхода концентрата и хвостов.

Наиболее важными параметрами для процесса переработки и обогащения золотосодержащих материалов являются содержание ценного компонента в концентрате и хвостах, обозначаемые в расчётах как y_1 и y_2 соответственно. Настраиваемыми параметрами для ЦОМ: частота вращения отсадочной камеры, частота колебаний и амплитуда колебаний постели, и расход подрешётной воды, обозначены в расчётах как x_i , где $i = 1(1)4$.

Для корректной оценки количественного влияния параметра x_i на выходной параметр y_j применена процедура нормировки данных.

Основным инструментом нахождения коэффициентов уравнения регрессии выбран метод наименьших квадратов (МНК) сущность которого заключается в поиске параметров настраиваемых технологических показателей ЦОМ, при которых сумма квадратов отклонений (ошибок) будет минимальна. Для этого найдена зависимость параметров y_1 и y_2 в виде линейной функции от x_1, \dots, x_4 .

Критерий для оценки получаемых регрессионных моделей (I) определен по формуле:

$$I = \frac{\alpha}{R^2} + \beta \cdot \sum (\tilde{y} - y_B)^2 \rightarrow \min \quad (1)$$

где α и β весовые коэффициенты, $\alpha + \beta = 1$, \tilde{y} – значение, рассчитанное на основании модели для данных из проверочной выборки, y_B – истинное значение

параметра из проверочной выборки.

Коэффициенты α и β позволяют изменять модель, как в сторону увеличения прогностической способности, так и в сторону увеличения адаптивности модели.

Ввиду наличия нескольких технологических параметров центробежной отсадки, изменяя которые можно влиять на получаемые результаты обогащения, необходимо определить значимые параметры.

Для этой цели были применены парные коэффициенты корреляции. Так если парный коэффициент больше 0,5 то параметр значим, а если меньше, то не значим. Однако он может быть значим при совместном влиянии с другим параметром.

Значения расчёта парных коэффициентов корреляции приведено в таблице 1.

Таблица 1. Результаты расчёт парных коэффициентов корреляции.

Наименование показателя	Частота вращения отсадочной камеры, мин ⁻¹ , x_1	Частота колебаний подвижного конуса, мин ⁻¹ , x_2	Длина хода подвижного конуса, мм, x_3	Расход подрешётной воды, м ³ /ч, x_4
Содержание золота в концентрате, г/т (β), y_1	0,69	0,24	-0,44	-0,54
Содержание золота в хвостах, г/т (β), y_2	0,47	0,13	-0,2	-0,25

Конструирование регрессионной модели осуществлялось в виде упрощённого ряда Винера, общая формула которого может быть представлена в виде:

$$y = b_0 + \sum_{i=1}^4 b_i x_i + \sum_{i=1}^k \sum_{j=1}^l b_{ij} x_i x_j \quad (2)$$

где k , l определяют порядок модели.

Ввиду ограниченного числа опытов, а также в связи с тем, что количество наблюдений незначительно превосходит число параметров, было введено ограничение максимума порядка модели единицей.

Ниже приведён конечный результат представленного алгоритма и получено уравнение регрессии с минимальным значением критерия $I = 0,92$, соответствующий следующему уравнению регрессии:

$$\begin{aligned} y_1 = & 1,18 + 12,49x_1 + 3x_2 - 17,8x_3 + 1,25x_4 - 2,68x_1x_2 \\ & - 1,64x_1x_3 - 8,72x_1x_4 + 15,53x_2x_3 - 3,0x_2x_4 \\ & + 6,75x_3x_4 - 1,66x_1^2 - 10,15x_2^2 - 0,51x_3^2 \\ & + 5,21x_4^2 \end{aligned} \quad (3)$$

**«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки
природного и техногенного минерального сырья»**

При этом $R^2 = 0,99$, что говорит об очень высоком качестве полученной модели.

Вероятности для коэффициентов регрессии уравнения, определенные при помощи расчета t-статистики, равны соответственно и могут быть представлены в табличной форме (таблица 2).

Таблица 2. Вероятности для коэффициентов регрессии

Коэффициент регрессии	Значение коэффициента регрессии	Значение вероятности коэффициента регрессии
b_0	1,18	$5,5 \cdot 10^{-7}$
b_1	12,49	1,95
b_2	3	10^{-6}
b_3	-17,8	0,00064
b_4	1,25	$1,07 \cdot 10^{-7}$
b_5	-2,68	0,002
b_6	-1,64	0,1
b_7	-8,72	0,0003
b_8	15,53	$1,09 \cdot 10^{-5}$
b_9	-3	0,0004
b_{10}	6,75	0,0005
b_{11}	-1,66	0,12
b_{12}	-10,15	$7,22 \cdot 10^{-5}$
b_{13}	-0,51	0,021
b_{14}	5,21	0,0013

Анализируя полученные результаты, можно заключить, что содержание ценного компонента в концентрате зависит в большей степени от длины хода подвижного конуса, при этом данная зависимость носит обратно пропорциональный характер.

Далее по степени влияния выделено произведение частоты колебаний подвижного конуса и длины хода подвижного конуса, что говорит о взаимозависимости данных параметров.

Наконец, третьим наиболее влиятельным параметром является частота вращения отсадочной камеры, которая входит в уравнение регрессии с положительным коэффициентом.

Выводы

Содержание ценного компонента в концентрате зависит, в порядке значимости, от: длины хода подвижного конуса, при этом данная зависимость носит обратно пропорциональный характер; произведения частоты колебаний подвижного конуса и длины хода подвижного конуса, что говорит о взаимозависимости данных параметров; частоты вращения отсадочной камеры, которая входит в уравнение регрессии с положительным коэффициентом.

Список использованных источников

1. Федотов К.В, Тютюнин В.В. Динамика стеснённого движения минеральных частиц в центробежном поле // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. 2010. №5. 133-136.
2. Стрижова В.В., Крымова Е.А. Методы выбора регрессионных моделей. М. Вычислительный центр РАН, 2010, 60 с.
3. Пелих В.В., Салов В.М., Бурдонов А.Е., Лукьянов Н.Д. Установление технологических зависимостей работы концентратора КС-CVD6 с помощью методом группового учёта аргументов // Известия Томского политехнического университета. Инжиниринг госресурсов. 2020. Т. 331. №2. 139-150.

**ПЕРСПЕКТИВЫ ПРИМЕНЕНИЯ ВИНТОВОЙ СЕПАРАЦИИ В
ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЕ СОКОЛОВСКО-САРБАЙСКОГО
ГОРНО-ОБОГАТИТЕЛЬНОГО ПРОИЗВОДСТВЕННОГО
ОБЪЕДИНЕНИЯ**

*Емельянова К.К.¹, Прокопьев С.А.^{1,2,3}, Прокопьев Е.С.^{1,2}, Кадесников И.В.^{1,2},
Копылов С.А.¹, Турецкая Н.Ю.¹, Шилкин А.Н.⁴*

¹ ООО НПК «Спирит», г. Иркутск, Российская Федерация, *e-mail: ikk@spirit-irk.ru*

² Институт земной коры СО РАН, г. Иркутск, Российская Федерация,

³ Инжиниринговый центр по переработке техногенного сырья Иркутского государственного университета, г. Иркутск, Российская Федерация,

⁴ ERG (Евразийская Группа), г. Нур-Султан, Республика Казахстан

В статье содержатся результаты исследований по обогащению методом винтовой сепарации продуктов технологической схемы фабрики рудоподготовки и обогащения АО «Соколовско-Сарбайского горно-обогатительного производственного объединения». Авторами определены перспективные для применения винтовой сепарации продукты.

**Prospects of spiral separation application in the technological scheme of
The JSC Sokolov-Sarybai mining production association**

*Emelianova K.K., Prokopiev S.A., Prokopiev E.S., Kadesnikov I.V.,
Kopylov S.A., Turetskaia N.Y., Shilkin A.N.*

The article contains the results of research on enrichment products of the technological scheme ore processing and enrichment factory of The JSC Sokolov-Sarybai mining production association by spiral separation. Perspective products for the use of spiral separation have been identified by authors.

Винтовая сепарация (ВС) широко применяется в практике обогащения руд и россыпей [1] и является одним из перспективных методов гравитационного

обогащения железосодержащего сырья [2].

АО «Соколовско-Сарбайское горно-обогатительное производственное объединение» (АО «ССГПО») – ведущее предприятие по добыче и обогащению железных руд в Казахстане, на фабрике рудоподготовки и обогащения (ФРПО) перерабатываются руды Соколовского, Сарбайского, Качарского, Куржункульского карьеров и шахты Соколовская. Главным рудным минералом железа является магнетит.

Технология переработки руды включает несколько основных процессов: дробление, сухую магнитную сепарацию, измельчение в стержневых и шаровых мельницах, мокрую магнитную сепарацию (ММС), фильтрование, окомкование и обжиг [3]. Основной продукцией является товарный железорудный концентрат (66-67% Fe_{общ.}).

Испытания по изучению перспективности применения ВС в технологической схеме ФРПО АО «ССГПО» проведены специалистами ООО НПК «Спирит» на территории предприятия с использованием Опытной установки винтовой сепарации (ОУВС-2 ИКС) производства ООО НПК «Спирит», изготовленной на базе промышленных винтовых сепараторов СВШ-10/7,5Б типа «Каскад» и СВШ-2-750.

Испытания проводились на различных продуктах технологической схемы ФРПО АО «ССГПО»: питание и слив I стадии измельчения, концентрат и хвосты I стадии ММС, питание и слив II стадии измельчения, концентрат и хвосты II стадии ММС, питание III стадии ММС, технологические хвосты ФРПО.

Одним из путей повышения эффективности схем обогащения является стадийное выведение готового концентрата [4]. Выведение из слива мельниц ФРПО АО «ССГПО» кондиционного магнетитового концентрата в перспективе позволит увеличить производительность по исходной руде и снизить потери, вызванные переошламованием магнетита.

Ситовой анализ слива I и II стадий измельчения по ныне действующей на предприятии технологической схеме, проведённый специалистами ООО НПК «Спирит» в ходе испытаний ВС, показал, что выход трудноизвлекаемого класса крупности менее 20 мкм находится на уровне 18-20% при распределении в него порядка 20% Fe_{общ.}. В связи с чем наибольший интерес для дальнейшего изучения представляют результаты опытов ВС на сливах I и II стадий измельчения.

Слив I стадии измельчения является исходным материалом технологического процесса ФРПО АО «ССГПО». Испытания ВС на сливе I стадии измельчения проводились по схеме, включающей одну операцию ВС на винтовом сепараторе СВШ-2-750 (рисунок 1, таблица 1).

Для демонстрации повторяемости получаемых результатов на данном

продукте технологической схемы проведён повторный опыт ВС на навеске, отобранной в другой день. Результаты опыта представлены в таблице 2.

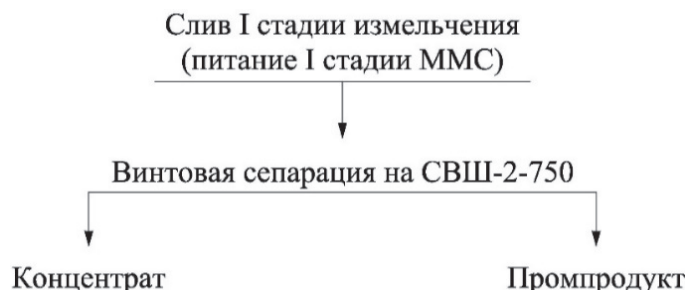


Рисунок 1. Технологическая схема испытаний на сливе I стадии измельчения

Таблица 1. Результаты опыта ВС пробы слива I стадии измельчения

Наименование продукта	Выход, %	Массовая доля Fe _{общ.} , %	Извлечение Fe _{общ.} , %
Концентрат	8,79	68,40	15,45
Промпродукт	91,21	36,06	84,55
Исходный продукт: Слив I стадии измельчения	100,00	38,90	100,00

Таблица 2. Результаты повторного опыта ВС пробы слива I стадии измельчения

Наименование продукта	Выход, %	Массовая доля Fe _{общ.} , %	Извлечение Fe _{общ.} , %
Концентрат	8,05	68,00	14,58
Промпродукт	91,95	34,88	85,42
Исходный продукт: Слив I стадии измельчения	100,00	37,55	100,00

Выполненная оценка возможности извлечения железа методом ВС из пробы слива I стадии измельчения свидетельствует о том, что по простой схеме в одну операцию ВС возможно выделить качественный концентрат с содержанием Fe_{общ.} 68,00-68,40% при выходе 8,05-8,79% и извлечении от исходной руды – 14,58-15,45%.

Испытания ВС на сливе II стадии измельчения проводились на винтовом сепараторе СВШ-10/7,5Б типа «Каскад», конструкция которого объединяет операцию основной и перечистой ВС в одном аппарате. Схема испытаний приведена на рисунке 2, результаты – в таблице 3.

Для демонстрации повторяемости получаемых результатов на данном продукте технологической схемы проведён повторный опыт ВС на навеске, отобранной в другой день, результаты представлены в таблице 4.

Выполненная оценка возможности извлечения железа методом ВС из пробы слива II стадии измельчения свидетельствует о том, что на винтовом сепараторе СВШ-10/7,5Б возможно выделить концентрат с содержанием Fe_{общ.} 67,8-69% при

**«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки
природного и техногенного минерального сырья»**

выходе 26-32,77% и извлечении 30,43-35,91%.

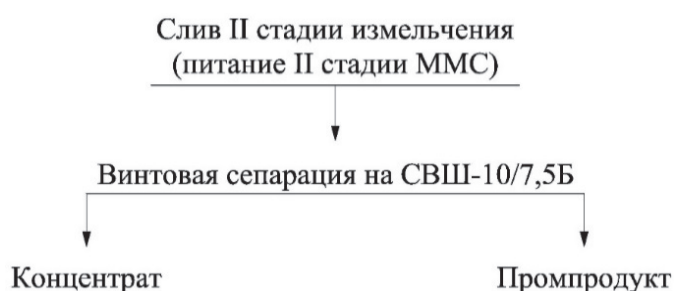


Рисунок 2. Технологическая схема испытаний на сливе II стадии измельчения

Таблица 3. Результаты испытаний ВС пробы слива II стадии измельчения

Наименование продукта	Выход, %	Массовая доля Fe _{общ.} , %	Извлечение Fe _{общ.} , %
Опыт 1. Винтовая сепарация на СВШ-10/7,5Б			
Концентрат	28,78	68,10	31,67
Промпродукт	71,22	59,37	68,33
Исходный продукт: Слив II стадии измельчения	100,00	61,88	100,00
Опыт 2. Винтовая сепарация на СВШ-10/7,5Б			
Концентрат	32,77	67,80	35,91
Промпродукт	67,23	58,99	64,09
Исходный продукт: Слив II стадии измельчения	100,00	61,88	100,00

Таблица 4. Результаты повторного опыта ВС пробы слива II стадии измельчения

Наименование продукта	Выход, %	Массовая доля Fe _{общ.} , %	Извлечение Fe _{общ.} , %
Концентрат	26,00	69,00	30,43
Промпродукт	74,00	55,43	69,57
Исходный продукт: Слив II стадии измельчения	100,00	58,96	100,00

Полученные результаты подтвердили перспективность слива I и II стадий измельчения как объекта для обогащения методом ВС:

1. Выявлена возможность получения качественного железорудного концентрата в «голове» процесса.
2. Прогнозируется снижение потерь, связанных с переошламованием магнетита.
3. Выведение в «голове» процесса методом ВС кондиционного по качеству концентрата и существующий в настоящее время резерв производительности I стадии измельчения позволят увеличить производительность предприятия по исходной руде не менее, чем на 20-25%, что обеспечит получение дополнительного концентрата.

Список использованных источников

1. Шохин В.Н., Лопатин А.Г. Гравитационные методы обогащения. М.: Недра, 1993.
2. Ашитков Ю.Р. Применение винтовых сепараторов для обогащения железных руд (обзор) // Обогащение руд. – 1965. – № 4 – С. 50-54.
3. Кротов С.Г., Габдуллин Р.М., Олейничук Н.И. Фабрика рудоподготовки и обогащения // Горный журнал. – 2014. – № 6 – С. 38-42.
4. Щербаков А.В., Опалев А.С. Внедрение энергосберегающей технологии обогащения железистых кварцитов на АО «Олкон» // Материалы международного совещания «Плаксинские чтения 2015». – 2015. – С. 141-144.

**ВЛИЯНИЕ УСЛОВИЙ СОЛЯНОКИСЛОТНОЙ ОБРАБОТКИ
КРАСНОЦВЕТНЫХ ПЕСКОВ ПИЖЕМСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ НА
ИХ ОБОГАЩЕНИЕ МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИЕЙ**

Анисонян К.Г., Копьев Д.Ю., Заблоцкая Ю.В., Олюнина Т.В., Садыхов Г.Б.

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт металлургии и материаловедения им. А.А. Байкова РАН, Москва, Российская Федерация,
e-mail: kanisonyan@imet.ac.ru

В работе исследовано влияние условий солянокислотной обработки красноцветных песков Пижемского месторождения на их обогащение с применением магнитной сепарации для получения ильменит-псевдорутилового концентрата.

**Influence of conditions of hydrochloric acid treatment of red sands of the
Pizhema deposit on their beneficiation by magnetic separation**

Anisonyan K.G., Kop'ev D.Yu., Zablotskaya Yu.V., Olyunina T.V., Sadykhov G.B.

The paper investigates the influence of the conditions of hydrochloric acid treatment of red sands of the Pizhema deposit on their beneficiation using magnetic separation to obtain ilmenite-pseudorutile concentrate.

В Пижемском месторождении ильменит-лейкоксовых руд заключена значительная часть титановых запасов России [1]. Содержание TiO_2 в песчаниках составляет от 3 до 10%. При этом, главным порообразующим минералом песчаников является остроугольный неокатанный зернистый кварц. Основными титансодержащими фазами являются псевдорутил ($Fe_2O_3 \cdot 3TiO_2$) и лейкоксен, которые образовались в результате выветривания ильменита ($FeTiO_3$). Побочными продуктами этого процесса также являются сидерит ($FeCO_3$), гетит ($FeO(OH)$) и гематит (Fe_2O_3). В песчаниках присутствуют в значительном количестве глинистые минералы – калиевая слюда мусковит ($KAl_2(AlSi_3O_{10})(OH)_2$) и каолинит ($Al_2O_3 \cdot 2SiO_2 \cdot 2H_2O$). По глубине залегания руды

условно разделяют на два типа: верхняя часть – сероцветные песчаники, и нижняя – красноцветные. Красноцветные песчаники отличаются более высоким содержанием железа (порядка 10-20% в пересчете на Fe_2O_3).

Для разработки технологии переработки руд Пижемского месторождения в ИМЕТ РАН проводятся исследования по комплексному использованию руды с получением богатых титановых продуктов.

Разрабатываемая схема обогащения предполагает применение магнитной сепарации рудных песков с целью разделения ильменит-псевдуритовой (магнитная) и кварц-лейкоксеновой (немагнитная) фракций. В случае магнитной сепарации красноцветных песков, в магнитную фракцию совместно с псевдуритом переходит значительное количество свободных зерен кварца, по поверхности которых тонко распределены вкрапления сидерита. Кроме этого, в магнитную фракцию переходят отдельные железистые агрегаты, которые, согласно РФА, состоят из смеси тонкодисперсного кварца, гематита и глинистых минералов. Их магнитные свойства близки к свойствам продуктов выветривания ильменита, что не позволяет разделить их на отдельные фракции при магнитной сепарации.

Наличие железистых агрегатов, совместно с зернами свободного кварца с тонковкрапленным сидеритом не позволяет получить богатый псевдуритовый концентрат, который в дальнейшем предполагается направить на химическое обескремнивание. В связи с этим, для удаления железосодержащих минералов предложена кислотная обработка красноцветных песков.

Задачей настоящей работы являлось изучение условий разложения (температура, продолжительность, концентрация кислоты) железосодержащих минералов в процессе обработки соляной кислотой агитационным методом при атмосферном давлении в интервале температур 40-90°C.

Установлено, что практически полное растворение сидерита 5%-м раствором HCl обеспечивается при 60°C.

При магнитной сепарации песочной фракции, выщелоченной в этих условиях, достигается максимальное отделение свободных зерен кварца в немагнитную фракцию.

Следует отметить, что растворение железистых агрегатов требует повышения температуры процесса до 80°C и концентрации до 10-15% HCl. Полученный ильменит-псевдуритовый концентрат содержит 50-55% TiO_2 и до 25% SiO_2 . Остаточный кварц находится в виде тонкого срастания с титансодержащими минералами и его дальнейшее удаление может быть осуществлено лишь с применением химического обогащения [2].

Список использованных источников

1. Разработка крупнейшего в России Пижемского месторождения титана планируется с 2026 года. ТАСС. URL: <https://tass.ru/ekonomika/10247289>.
2. Садыхов Г.Б.О., Заблоцкая Ю.В., Анисонян К.Г. и др. Получение игольчатого волластонита при каталитическом автоклавном выщелачивании лейкоксенового концентрата известковым молоком //Перспективные материалы. 2015. № 1.

**ОБОГАЩЕНИЕ ПРОДУКТОВ ВОССТАНОВИТЕЛЬНОГО ОБЖИГА
ЛЕЙКОКСЕНОВОГО КОНЦЕНТРАТА МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИЕЙ***

Копьёв Д.Ю., Анисонян К.Г., Олюнина Т.В., Садыхов Г.Б.

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт металлургии и материаловедения им. А.А. Байкова РАН, Москва, Российская Федерация,
e-mail: kopievd@yandex.ru

В работе было исследовано влияние условий восстановительного обжига лейкоксенового концентрата на магнитную сепарацию полученных продуктов. В результате было установлено, что наилучшими магнитными свойствами обладают аносовитовые продукты, восстановленные при 1400-1450°C и добавке восстановителя более 3%.

**Benefication of products of reduction roasting of leucoxene concentrate by
magnetic separation**

Kop'ev D. Yu., Anisonyan K. G., Olyunina T.V., Sadykhov G.B.

In this work, the influence of the conditions of the reduction roasting of the leucoxene concentrate on the magnetic separation of the obtained products was investigated. As a result, it was found that the best magnetic properties are possessed by anosovite products reduced at 1400-1450 ° C and the addition of a reductant of more than 3%.

Одним из наиболее распространенных белых пигментов является диоксид титана. Производственные мощности по диоксиду титана в мире (по оценке USGS) составляют около 8,4 млн.т / год [1]. Его основными потребителями являются: производство красок (60%), пластмасс (20%), бумаги (5%). Также он используется в производстве катализаторов, керамики, текстильных волокон, чернил, напольных и кровельных покрытий и пр.

Основной производитель диоксида титана в России – предприятие ООО “Титановые инвестиции” (г. Армянск, Республика Крым). Завод работает по сернокислотному способу и является одним из крупнейших в Восточной Европе

* Работа выполнена по государственному заданию № 075-00746-19-00.

по объемам производства (около 100 тыс.т) [2]. В качестве сырья предприятие потребляет около 300 тыс.т. ильменитового концентрата в год [3]. Потребности в данном виде сырья удовлетворяются за счет импортных поставок.

Очевидно, что существует необходимость в использовании собственных сырьевых источников титана в России. В связи с этим в ИМЕТ РАН проводятся исследования по переработке лейкоксеновых концентратов Ярегского месторождения (состав, %: 53,8 TiO_2 , 37,86 SiO_2 , 3,47 Al_2O_3 , 1,67 Fe_2O_3 и пр.). Целью исследований являлось получение аносовитового продукта, который легко разлагается серной кислотой в стандартных условиях производства пигментного TiO_2 [4,5].

В результате проведенных исследований [4,5] было изучено влияние параметров восстановительного обжига на степень вскрытия продуктов восстановления в серной кислоте. Влияние температуры изучали в интервале 1300-1450 $^\circ\text{C}$, а расхода углерода (в виде сажи) - от 0,6 до 7,5%, при продолжительности процесса 60 мин. Было установлено, что аносовитовые продукты, полученные при 1350-1450 $^\circ\text{C}$ в присутствии 2,5-7,5% С, успешно разлагаются в серной кислоте и могут быть переработаны сернокислотным способом с получением пигментного TiO_2 . Однако, одним из препятствий для этого является высокое содержание кварца (около 40%), половина которого находится в виде отдельных зерен. Наличие в концентрате отдельных зерен кварца затрудняет проведение их сернокислотного разложения. В связи с этим в настоящей работе нами было исследовано обогащение аносовитовых продуктов магнитной сепарацией, в зависимости от условий их восстановления.

В работах [6,7] был изучен вопрос применения магнетизирующего обжига к лейкоксеновому концентрату и его обогащения магнитной сепарацией в температурном интервале 1200-1500 $^\circ\text{C}$ при расходе восстановителя 0,15-1,3%. В результате было показано, что при магнитной сепарации достигается высокое извлечение TiO_2 (94% и более) в магнитную фракцию (м.ф.). При этом её выход составил 80-85% (при напряженности магнитного поля 3-5 кЭ), а обогащенный титановый концентрат содержал до 65% TiO_2 .

В настоящей работе магнитную сепарацию продуктов восстановления проводили при напряженности магнитного поля 4кЭ. Было показано, что у образцов, восстановленных в присутствии 0,6 и 2,5% С при повышении температуры обжига более 1350 $^\circ\text{C}$ происходит ослабление магнитных свойств. При этом для образцов с добавкой 0,6% С выход м.ф. снижается с 75 (1300-1350 $^\circ\text{C}$) до 60% (1400-1450 $^\circ\text{C}$), а для образцов с 2,5% С выход м.ф. падает с 60 до 30% (при 1400 $^\circ\text{C}$). При расходе восстановителя от 5 до 7,5% повышение температуры от 1300 до 1450 $^\circ\text{C}$ не оказывает значительного влияния на выход м.ф., и он

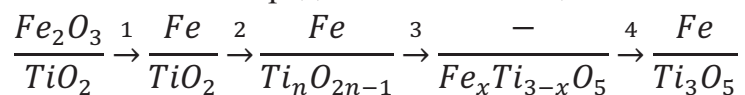
составляет 80-85%.

Для образцов, восстановленных при 1450С° влияние расхода восстановителя на магнитные свойства продуктов обжига было изучено более детально (в интервале 0,3-7,5%), т.к. полученные в этих условиях аносовитовые продукты обладают наибольшей химической активностью по отношению к серной кислоте [5]. Было показано, что ослабление магнитных свойств аносовитовых продуктов наблюдается при расходе С от 0,6 до 2,5%. Выход м.ф. при этом уменьшается с 60 до 40%, но уже при 3%С достигает около 80%. Дальнейшее увеличение количества восстановителя не оказывает значительного влияния на выход м.ф.

На основании полученных данных, можно сделать вывод, что ослабление магнитных свойств восстановленных продуктов отмечается для температур обжига 1400-1450 С° при расходе С менее 3%.

В исследованиях [6, 7] было показано, что магнитные свойства зернам лейкоксена придает мелкодисперсное металлическое железо, которое образуется при восстановительном обжиге из присутствующих оксидов железа (содержание в концентрате составляет менее 3%). Оксиды железа связаны с TiO₂ и равномерно распределены в объеме зёрен лейкоксена.

В соответствии с работами [8,9], процесс совместного восстановления оксидов железа и титана можно представить состоящим из 4 этапов:



Согласно схеме, первоначальное появление магнитных свойств у восстановленных образцов связано с восстановлением оксидов железа до металлического состояния (этап 1). Далее (на 2 этапе) начинается восстановление оксидов титана с образованием ряда фаз Магнели с формулой Ti_nO_{2n-1} (где n ≥ 4). На 3 этапе происходит резкое снижение выхода м.ф. (при 1400-1450 С° и расходе углерода от 0,6 до 3%) из-за образования ряда парамагнитных твёрдых растворов с формулой Fe_x·Ti_{3-x}O₅ (где 0 < x < 3). Увеличение количества восстановителя до 3% и более, приводит к выделению из твердых растворов аносовита, а также железа в виде тонких вкраплений, что приводит к восстановлению магнитных свойств титансодержащих фаз (этап 4).

В результате проведённых исследований установлено, что магнитная сепарация аносовитовых продуктов может быть успешно проведена при восстановлении лейкоксенового концентрата в температурном интервале 1400-1450°С и расходе восстановителя более 3%.

Список использованных источников

1. U.S. Geological Survey [Электронный ресурс] // URL: <https://pubs.usgs.gov/periodicals/mcs2021/mcs2021-titanium.pdf>.

**«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки
природного и техногенного минерального сырья»**

2. Новости Крыма. "Завод «Титановых инвестиций» в Крыму увеличит производство диоксида титана в 1,5 раза" [Электронный ресурс] // URL: <https://crimea-news.com/economy/2020/12/28/743249.html>.
3. ТАСС. "Завод украинского бизнесмена Фирташа в Крыму полностью обеспечен собственным сырьем" [Электронный ресурс] // URL: <https://tass.ru/ekonomika/1123584>.
4. Копьёв Д.Ю., Анисонян К.Г., Гончаров К.В. и др. Изучение фазовых превращений при восстановительном обжиге лейкоксенового концентрата с углеродом // *Металлы*. – 2017. – №3. – С.3-7.
5. Копьёв Д.Ю., Анисонян К.Г., Олюнина Т.В. и др. Влияние условий восстановительного обжига лейкоксенового концентрата на его вскрываемость при сернокислотном разложении // *Цветные металлы*. 2018. № 11. С. 56-61
6. Анисонян К.Г., Садыхов Г.Б., Олюнина Т.В. и др. Исследование процесса магнетизирующего обжига лейкоксенового концентрата // *Металлы*. 2011. № 4. С. 62-66.
7. Садыхов Г.Б., Заблоцкая Ю.В., Анисонян К.Г. и др. Получение высококачественного титанового сырья из лейкоксеновых концентратов Ярегского месторождения // *Металлы*. 2018. - №6. С. 3-8.
8. Резниченко В.А., Аверин В.В., Олюнина Т.В. Титанаты: научные основы, технология, производство. – М.: Наука, 2010. -267 с.
9. Lowrie W. *Fundamentals of Geophysics*, 2007, 393p.

КОМПЛЕКСНАЯ ПЕРЕРАБОТКА МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ, ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ



ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ РЕДКИХ И РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ ИЗ УПОРНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ И НЕТРАДИЦИОННОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ В УСЛОВИЯХ ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ ВОЗДЕЙСТВИЙ*

*Чантурия В.А., Бунин И.Ж., Миненко В.Г., Рязанцева М.В., Самусев А.Л.,
Кожевников Г.А., Копорулина Е.В.*

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр имени академика Н.В. Мельникова
Российской академии наук, e-mail: vladi200@mail.ru

На основе современных методов анализа (рентгенофлуоресцентного анализа (РФЛА), аналитической растровой электронной микроскопии (РЭМ – РСМА) и масс-спектропии (МС-ИСП)) вскрыт механизм интенсификации процесса азотно-кислотного выщелачивания редких и редкоземельных элементов из эвдиалитового концентрата и золы ТЭЦ в результате использования мощных (высоковольтных) наносекундных импульсов и диэлектрического барьерного разряда в воздухе при атмосферном давлении за счет изменения морфологии поверхности и физико-химических свойств минеральных частиц. Установлены рациональные параметры энергетических воздействий для повышения эффективности процесса автоклавного выщелачивания.

Leaching of rare and rare earth elements from refractory concentrates and unconventional mineral raw materials under energetic influences

*Chanturiya V.A., Bunin I.Zh., Minenko V.G., Ryzantseva M.V., Samusev A.L.,
Kozhevnikov G.A., Koporulina E.V.*

The intensification mechanism of the acid leaching of REE from eudialyte concentrate and ash due to the use of high – power electromagnetic pulses (HPEMP) and dielectric barrier discharge (DBD) was determined. The changes in the surface morphology (SEM) and physicochemical properties of mineral particles were defined. Rational parameters of HPEMP and DBD for the intensification of leaching process were determined.

* Работа выполнена при финансовой поддержке проекта Российской Федерации в лице Министерства науки и высшего образования РФ № 13.1902.21.0018 (соглашение 075-15-2020-802)

В настоящей работе представлены экспериментальные результаты по изучению влияния мощных (высоковольтных) наносекундных электромагнитных импульсов (МЭМИ) и диэлектрического барьерного разрядов (ДБР) на воздухе при атмосферном давлении на изменение морфологии поверхности и физико-химических свойств минеральных компонентов эвдиалитового концентрата Ловозерского месторождения и золы ТЭЦ-9 (Иркутскэнерго), а также технологические показатели процесса автоклавного азотно-кислотного выщелачивания редких и редкоземельных элементов.

Исследования проводили на эвдиалитовом концентрате Ловозерского ГОКа крупностью -630 мкм (химический состав, %: Si – 22,7; ZrO₂ – 8,3; TiO₂ – 4,0; Fe – 3,2; Ca – 3,3; Al – 3,0; Mn – 1,42; SrO – 1,95; Nb₂O₅ – 0,94; Mg – 0,2; BaO – 0,15; Hf – 0,15 сумма РЗЭ – 1,6, из которых, %_{отн.}: Ce – 27,3; Y – 22,3; La – 14,3; Nd – 14,0; Dy – 3,9; Sm – 3,9; Pr – 3,5; Gd – 3,3; Er – 2,2; Yb – 2,1; Eu – 1,1; Ho – 0,8; Tb – 0,6; Tm – 0,4; Lu – 0,3) и золы ТЭЦ-9 (Иркутскэнерго) крупностью -200 мкм (химический состав, %: SiO₂ – 58,87; Al₂O₃ – 29,35; Fe₂O₃ – 5,71; CaO – 4,30; MgO – 1,24; TiO₂ – 0,68; K₂O – 0,67; Na₂O – 0,13; P₂O₅ – 0,13 и др.; сумма РЗЭ – 0,061, из которых, %_{отн.}: Ce – 29,0; Y – 20,7; Nd – 15,6; La – 14,4; Pr – 4,0; Sm – 3,6; Gd – 3,2; Dy – 3,2; Er – 2,0; Yb – 1,9; Eu – 0,7; Ho – 0,7; Tb – 0,5; Lu – 0,3; Tm – 0,3).

Обработку минеральных проб высоковольтными наносекундными импульсами (МЭМИ) осуществляли на воздухе при стандартных условиях и следующих электрофизических параметрах импульсного воздействия: длительность импульса ~ 30 – 50 нс; амплитуда напряжения импульса ~ 75 кВ; напряженность электрического поля в межэлектродном пространстве ~ 1,1 10⁷ В/м; частота повторения импульсов 375 Гц; энергия в импульсе ~ 0.125 Дж; диапазон изменения времени обработки образцов – 15–90 с. Перед электромагнитным импульсным воздействием образцы эвдиалитового концентрата и золы увлажняли дистиллированной водой в отношении Т:Ж = 6:1.

Параметры генератора высоковольтных субнаносекундных импульсов, инициирующих диэлектрический барьерный разряд (ДБР) в воздухе при атмосферном давлении: напряжение на электродах в ячейке барьерного разряда – 20 кВ; длительность переднего фронта импульса – 250 – 300 нс; длительность импульса – 8 мкс; частота повторения импульсов – 16 кГц; межэлектродное расстояние – не более 5 мм. Пробы эвдиалитового концентрата и золы перед обработкой в условиях ДБР не увлажняли; время обработки образцов 15 – 90 с.

Параметры выщелачивания в автоклаве TOP120: время выщелачивания – 1 ч.; температура – 80°C; соотношение Т:Ж при выщелачивании эвдиалитового концентрата – 1:20, золы – 1:10; концентрация азотной кислоты – 450 г/дм³; частота перемешивания – 500 мин⁻¹.

Элементный состав исследуемых растворов и минеральных продуктов определяли методом масс-спектропии с индуктивно-связанной плазмой (МС-ИСП) (ELAN 6100 DRC-е, «Perkin Elmer», США) и рентгенофлуоресцентного анализа (РФЛА) (ARL ADVANT'X, «Thermo Scientific», США) в аналитических центрах НИЦ «Курчатовский институт» - ИРЭА, Стюарт Геокемикл энд Эссей и ИПКОН РАН. Содержание редкоземельных элементов определяли с использованием сплавления минеральных проб с боратами лития, последующим кислотным растворением и ИСП-МС измерением.

Морфологию и элементный состав поверхности осадков исследовали методом аналитической растровой электронной микроскопии (АСЭМ) на микроскопе LEO 1420VP («JEOL», Япония), оснащенном энергодисперсионным микроанализатором Oxford INCA Energy («Carl Zeiss», Великобритания) в аналитическом центре ИПКОН РАН.

По данным АСЭМ микроскопии после обработки МЭМИ происходит разрушение поверхности значительной части минеральных частиц с формированием новых форм рельефа: от параллельно-трещиноватого, наблюдающегося уже при 30 секундах обработки, до полигонально-трещиноватого, появляющегося при 60 и 90 секундах обработки.

Отличительной особенностью микроморфологии минеральных зерен после обработки ДБР во всех использовавшихся режимах обработки является появление различного числа отпечатков токовых микроканалов электрического пробоя размером до 3-4 мкм. На большей части зерен их проявления носят единичный характер. Тем не менее, среди изученных проб отмечены отдельные частицы, содержащие значительное количество таких дефектов. Трещиноватость, присущая образцам после воздействия МЭМИ, развита слабее или вовсе отсутствует.

Взаимодействие минеральных зерен, предварительно обработанных МЭМИ с раствором азотной кислоты приводит к сглаживанию их поверхности, в первую очередь, ранее растрескавшегося поверхностного слоя. В результате чего, внешний вид частиц становится близким к исходному. Полученные данные по эвдиалитовому концентрату хорошо согласуются с предложенным в работе [1, 2] преобладающим тангенциальным (послойным) механизмом растворения эвдиалита в растворе HNO_3 . Результаты морфологических исследований минеральных зерен, предварительно обработанных ДБР и после последующего взаимодействия с раствором HNO_3 , в целом, аналогичны описанным для МЭМИ. Тем не менее, отмечено незначительное количество зерен (например, эвдиалита) с глубокими трещинами вплоть до отделения от них целых минеральных фрагментов. По всей вероятности, обнаруженное на ряде частиц большое

количество микроканалов пробоя облегчает проникновение выщелачивающих растворов вглубь зерна, что способствует более интенсивному объемному растворению и разрушению зерен.

В работе изучено влияние МЭМИ и ДБР на эффективность выщелачивания редких и РЗЭ из эвдиалитового концентрата и золы в определенных ранее рациональных режимах [3, 4].

Установлено, что предварительная обработка минеральных проб воздействиями МЭМИ и ДБР за счет изменения структурно-химического состояния поверхности минералов обеспечивает примерно равнозначное повышение извлечения в продуктивный раствор РЗЭ в среднем на 1,4 – 1,6%, Zr – на 4 – 4,2%, Hf – на 4,5 – 4,9%, Nb – на 1,5 – 1,8%.

Установлены рациональные параметры энергетических воздействий для повышения эффективности процесса азотно-кислотного выщелачивания редких и РЗЭ из эвдиалитового концентрата и золы, обеспечивающие извлечение до 86–92,8% редких и РЗЭ в продуктивный раствор:

- для МЭМИ): длительность импульса ~ 30 – 50 нс; амплитуда напряжения импульса, $U \sim 75$ кВ; напряженность электрического поля в межэлектродном пространстве ~ $1,1 \cdot 10^7$ В/м; частота повторения импульсов – 375 Гц; энергия в импульсе ~ 0.125 Дж; Т:Ж – 6:1; продолжительность обработки образцов – 60 с.
- для ДБР: напряжение на электродах в ячейке барьерного разряда – 20 кВ; длительность переднего фронта импульса ~ 250 – 300 нс; длительность импульса – 8 мкс; частота повторения импульсов – 16 кГц; межэлектродное расстояние – не более 5 мм; продолжительность обработки образцов – 30 с.

Выводы

Вскрыт механизм преобразования структурно-химических свойств минеральной поверхности и установлены рациональные параметры энергетических воздействий МЭМИ и ДБР, обеспечивающие интенсификацию азотно-кислотного выщелачивания редких и редкоземельных элементов из эвдиалитового концентрата и золы с повышением извлечения в продуктивный раствор РЗЭ на 1,4–1,6%, Zr – на 4 – 4,2%, Hf – на 4,5–4,9%, Nb – на 1,5–1,8% при суммарном извлечении редких и РЗЭ в продуктивный раствор до 92,8%.

Список использованных источников

1. Chanturia V.A., Minenko V.G., Koporulina E.V., Ryazantseva M.V., Samusev A.L. Influence of Acids on Extraction Efficiency of Zirconium and Rare Earth Metals in Eudialyte Concentrate Leaching // Journal of Mining Science. 2019. 55(6), pp. 984-994.
2. Chanturia V.A., Koporulina E.V., Minenko V.G., Samusev A.L. Energy Effects on Structural and Chemical Transformations of Base Minerals of Eudialyte Concentrate in Nitric Acid Leaching // Journal of Mining Science. 2019. 55 (4), pp. 634-642.

3. Chanturiya V.A., Minenko V.G., Samusev A.L., Chanturia and etc. The Effect of Energy Impacts on the Acid Leaching of Eudialyte Concentrate // Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review. 2020. pp. 1-12
4. Chanturiya V.A., Chanturiya E.L., Minenko V.G., Samusev A.L. Acid leaching process intensification for eudialyte concentrate based on energy effects // Obogashchenie Rud. 2019. (3), pp. 29-36.

ПРОБЛЕМЫ И ПЕРСПЕКТИВЫ ПЕРЕРАБОТКИ ВТОРИЧНОГО СЫРЬЯ РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ МЕТАЛЛОВ

Юшина Т.И.¹, Петров И.М.², Черный С.А.³, Петрова А.И.⁴

¹ Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Москва, Российская Федерация, *e-mail: blacks862@yandex.ru*,

² ООО «Исследовательская группа «Инфомайн», Москва, Российская Федерация, *e-mail: igo382@yandex.ru*,

³ Березниковский филиал федерального государственного автономного образовательного учреждения высшего образования «Пермский национальный исследовательский политехнический университет», г. Березники, Российская Федерация,

⁴ Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр имени академика Н.В. Мельникова Российской академии наук, Москва, Российская Федерация, *e-mail: Aleks.pet.93@mail.ru*

Авторы проанализировали существующие технологии утилизации редкоземельных металлов. Проведенная систематизация сырых вторичных источников редкоземельных металлов показала наиболее перспективные виды извлечения этих металлов.

Problems and prospects for processing secondary raw materials of rare earth metals

Yushina T.I., Petrov I.M., Cherny S.A., Petrova A.I.

The authors have analyzed the available technologies for recycling rare earth metals. The carried-out systematization of raw secondary sources of rare earth metals showed the most promising types for the extraction of these metals.

Актуальность изучения возможностей рециклинга редкоземельных металлов (РЗМ) обусловлена тем обстоятельством, что они выступают материально-технической основой передовых технологий в различных отраслях промышленности. Их уникальные свойства критически важны для достижения высоких прочностных, тепловых, энергетических и оптических параметров инновационных разработок. При этом эффективной и полноценной альтернативы РЗМ на сегодня не найдено.

«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья»

Спрос на РЗМ постоянно растет на 4-7% в год в зависимости от сферы использования, и в настоящее время он превышает 200 тыс.т. в пересчете на оксиды. РЗМ остаются достаточно дорогими и редкими ресурсами, лишь немногие страны имеют собственные экономически перспективные месторождения редких земель.

Страны, не имеющие внутренних источников сырья, вынуждены импортировать редкоземельную продукцию.

К дисбалансу спроса и предложения РЗМ приводит стремительное развитие ряда технологий, избирательно потребляющих определенный вид этих металлов. В частности, бурный рост производства гибридных двигателей автомобилей и ветроустановок формирует «непокрытый» приоритетный спрос на неодим и диспрозий. Все это создает трудности с обеспечением редкоземельной продукцией потребителей и делает приоритетной задачу поиска новых источников РЗМ.

Перспективным направлением является разработка схем рециклинга РЗМ как непосредственно из отходов производства, так и из товаров конечного использования, отслуживших свой срок. Последнее направление представляется весьма целесообразным исходя из объемов РЗМ, переходящих в отходы.

Результаты анализа жизненного цикла РЗМ показывают, что вместе с конечными товарами в них переходит около 35% общего произведенного за год количества РЗМ.

По оценкам специалистов, в США подвергается переработке около 25% бытовой электроники, 30% компьютеров, 17% телевизоров, 10% сотовых телефонов. Из этого количества утилизируемых изделий возвращается к полезному использованию 1% РЗМ.

Наибольшее развитие рециклинг отслуживших изделий (EOL товаров) получил в Японии, ЕС и Китае. При переработке EOL товаров наибольшее распространение получила утилизация РЗМ из NdFeB-магнитов из электронных устройств, люминесцентных ламп, никель-металл-гидридных (NiMH) аккумуляторов.

По оценкам специалистов, в 600 млн штук жестких дисках (HDD), производимых в мире за год, содержится от 6 до 12 тыс.т NdFeB магнитов. Подобный объем вторичных ресурсов редких земель представляет серьезный коммерческий интерес.

Следует отметить, что основной проблемой для рециклинга магнитов из отслужившей электроники является их большое разнообразие по составу, а также малая масса магнитов во многих современных устройствах.

Большое количество отработанных HDD, попадая с прочим электронным

ломом на переработку, подвергается измельчению, отчего хрупкие магниты дробятся в пудру. Впоследствии эта магнитная пудра прилипает к ферромагнитным компонентам лома, для их отделения необходимо использовать магнитную и электростатическую сепарацию отходов.

Для обработки мелкой магнитной фракции при утилизации HDD более применима технология декрипитации в водородной среде, которая позволяет получать размагниченный NdFeB порошок, а затем с высокой эффективностью отделять его от никелевого покрытия дисков. Этот порошок может быть в дальнейшем использован напрямую для изготовления новых магнитов разных типов.

Компания Geomega Resources прогнозирует рост объема рынка по переработке редкоземельных магнитов до 1,8 млрд \$ к 2030 г. По сведениям компании, ежегодно в мире производится 160 тыс.т NdFeB магнитов, используемых в электро- и гибридных двигателях и ветровых турбинах. В среднем в 1 электродвигателе содержится до 3 кг NdFeB магнитов, а в 3-х турбине мощностью МВт - до 2 т. В отходы переходят 15-30% магнитов, что позволяет получать объем NdFeB до 21 тыс т в год.

Специалистами Geomega Resources разработана низкочатратная технология ISR для переработки NdFeB магнитов - при прямых операционных расходах 3\$/кг оксидов РЗМ она позволяет получать до 4,5 т/сут продукта рециклирования магнитов, содержащего до 30% неодима, празеодима, диспрозия, тербия.

Другим важным направлением рециклинга редких земель из EOL-товаров является переработка флуоресцентных ламп.

По оценкам, в отслуживших лампах содержится свыше 20 тыс. т редких земель.

Проекты извлечения редких земель из отработанных флуоресцентных ламп реализуются в настоящее время фирмами Solvay и OSRAM. Solvay при переработке люминофоров производит редкоземельный концентрат, содержащий La, Ce, Eu, Gd, Tb и Y, который затем разделяется на отдельные оксиды РЗМ. На последующем этапе из них изготавливают новые люминофоры (в основном красные и зеленые) для флуоресцентных ламп.

Специалисты OSRAM разработали процесс извлечения РЗМ из люминофоров, разлагаемых селективным выщелачиванием, с последующим осаждением оксалатов редких земель, и получением из них РЗ-оксидов.

Следует подчеркнуть, что в связи с развитием технологий люминесцентные лампы постепенно вытесняются светодиодными, содержащими в сотни раз меньше РЗМ. Тем не менее, утилизировать люминесцентные лампы с целью извлечения РЗМ, по оценкам специалистов, можно будет еще около 30 лет.

Третьим направлением рециклинга EOL товаров с целью извлечения редких земель является переработка никель-металл-гидридных аккумуляторов. Отработанные NiMH аккумуляторы содержат 36-42% Ni, 3-4% Co, 8-10% мишметалла. Однако редкие земли бесполезно терялись при утилизации подобных аккумуляторов, т.к. их перерабатывали исключительно как дешевый источник никеля.

подавляющее число фирм используют пирометаллургические технологии для переработки батарей, в частности, этим занимаются компании Umicore и Rhodia (была построена пилотная фабрика в г. Хобокен, Бельгия). Ее мощность позволяет перерабатывать 250 млн. мобильных телефонов и 150 тыс. двигателей от гибридных автомобилей в год.

Японские компании Honda и Japan Metals Chemicals (JMC) внедряют переработку NiMH-батарей для извлечения редких земель с помощью электролиза в расплаве солей.

В последние годы разработаны технологии гидрометаллургической переработки NiMH-батарей с извлечением кобальта, никеля и редких земель, причем уровень восстановления РЗМ из хлоридных растворов достигает около 98%.

Несмотря на усовершенствование технологий переработки, реализация рециклинга имеет целый ряд трудностей. Прежде всего, это – масштабная рассеянность РЗМ в товарах и прочих изделиях ввиду их малого содержания на каждую потребительскую единицу, что существенно затрудняет их извлечение. Кроме того, имеется сложный и многокомпонентный состав материалов, отправляемых на переработку.

Дополнительным сдерживающим фактором является определенная токсичность применяемых химико-металлургических схем утилизации потребительских и производственных РЗМ-содержащих отходов и необходимость сведения к минимуму ущерба от них окружающей природной среде.

Прогнозные показатели развития рециклинга Nd и Dy показали, что доминирующая составляющая извлечения РЗМ будет приходиться на HDD.

Обеспечение мировой промышленности Nd и Dy на уровне нескольких процентов за счет рециклинга магнитов из гибридных двигателей будет обеспечено уже в ближайшие годы, а при переработке турбин это произойдет только через 5 лет. При этом через 10 лет рециклируемый из вторичного сырья объем Nd и Dy не превысит 10% от общего объема этих металлов в товарах конечного использования.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПОЛУЧЕНИЯ СОЕДИНЕНИЙ ЛАНТАНА ИЗ ГРУППОВОГО РЕДКОЗЕМЕЛЬНОГО КОНЦЕНТРАТА

Богатырева Е.В.¹, Шиманец А.С.¹, Семенов А.А.^{2,3}, Кулагин Б.Р.^{2,4}

¹ Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Москва, Российская Федерация, *e-mail: sasha.shimanecz@mail.ru*

² ООО «ЛИТ», г. Королев, Российская Федерация

³ Федеральное государственное бюджетное учреждение «Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья им. Н.М. Федоровского», Москва, Российская Федерация,

⁴ ООО «ЛАНХИТ», Москва, Российская Федерация

Подтверждена возможность получения азотнокислого раствора лантана для производства катализаторов крекинга нефти экстракционным методом из группового редкоземельного концентрата. Обоснованы оптимальные режимы осаждения карбоната лантана из азотнокислых растворов для получения легкофильтруемых суспензий.

Investigation of the production of lanthanum compounds from a group rare earth concentrate

Bogatyreva E.V., Shimanets A.S., Semenov A.A., Kulagin B.R.

The possibility of obtaining a lanthanum nitric acid solution for the production of oil cracking catalysts by extraction method from a group of rare earth concentrate is confirmed. Optimal modes of precipitation of lanthanum carbonate from nitric acid solutions for the production of easily filtered pulps are justified.

В настоящее время актуальна проблема возрождения полного производственного цикла переработки редкоземельного сырья РЗЭ в России от исходного группового концентрата до готовой продукции на основе индивидуальных элементов. ООО «ЛИТ» (ГК «Скайград») является единственным производителем соединений разделенных РЗЭ, полученных из группового концентрата (ГК) РЗЭ, выделенного из отечественного сырья.

На предприятии ООО «ЛИТ» производят следующую La-содержащую продукцию:

- азотнокислый раствор лантана марки «А» (ТУ 20.13.65-001-92697718-2018), пригодный для производства катализаторов, получение которого характеризуется высоким расходом реагентов и трудоемкостью процесса;
- карбонат лантана – еще один продукт действующего производства, который осаждают из азотнокислого раствора лантана карбонатом аммония, но эта технология требует оптимизации режимов осаждения из-за низкой скорости фильтрования суспензии.

Альтернативным методом получения азотнокислого раствора лантана марки «А» может стать экстракционный способ, относительно легко поддающийся моделированию, контролю и автоматизации.

В качестве объекта исследований в настоящей работе использовался полупродукционный La-содержащий раствор (90% La_2O_3 от $\Sigma\text{PЗЭ}_2\text{O}_3$) и растворы после его упаривания и нейтрализации аммиаком.

Экстрагент – 75 об.% раствор ТБФ (ТУ 2435–305–05763–458–01) в разбавителе РЭД-3М (ТУ 0255–028–33014052–06).

Реэкстрагирующий раствор – деионизированная вода, подкисленная азотной кислотой до $\text{pH} = 1,5$.

Эксперименты по исследованию равновесного распределения лантана и сопутствующих РЗЭ в процессах экстракции-реэкстракции проводились без нагрева (20-25 °С) при перемешивании контактирующих фаз в течение 10 мин.

В результате проведенных исследований установлено, что за 6 ступеней экстракции при О:В = 2,5:1 и за 9 ступеней реэкстракции при О:В = 2:1 из предварительно упаренного La-содержащего раствора может быть получен азотнокислый раствор лантана, соответствующий ТУ 20.13.65-001-92697718-2018 и пригодный для производства катализаторов.

Предварительный экономический расчет показал, что затратность экстракционного способа в 2,6 раза меньше по сравнению с применяемой схемой получения азотнокислого раствора лантана марки «А», реализуемой на экспериментальном производстве ООО «ЛИТ».

На основе анализа существующей технологии получения карбонатов редкоземельных элементов (Патент РФ № 2693176) и методов математического планирования эксперимента выполнена оптимизация режимов осаждения карбоната лантана.

Установлена зависимость скорости фильтрования суспензии карбоната лантана от исходной концентрации лантана в азотнокислом растворе (X_1 , г/л), величины избытка осадителя (20%-ного раствора $(\text{NH}_4)_2\text{CO}_3$) от стехиометрически необходимого количества (X_2 , %) и скорости ввода осадителя в раствор лантана (X_3 , л/ч).

Зависимости изменения скорости фильтрования суспензии карбоната лантана от перечисленных режимов приведены на рисунке.

Результаты экспериментов показали, что производительность фильтрования полученной суспензии 2,77–3,32 $\text{м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$ достигается при концентрации лантана в растворе 60 г/л, избытке $(\text{NH}_4)_2\text{CO}_3$ менее 15% и скорости ввода осадителя в раствор не более $18 \cdot 10^{-3}$ л/ч.

Определены режимы, позволяющие увеличить скорость фильтрования

карбоната лантана в 2,5 раза без предварительного нагрева по сравнению с технологией, реализуемой на предприятии ООО «ЛИТ» (Патент РФ № 2693176).

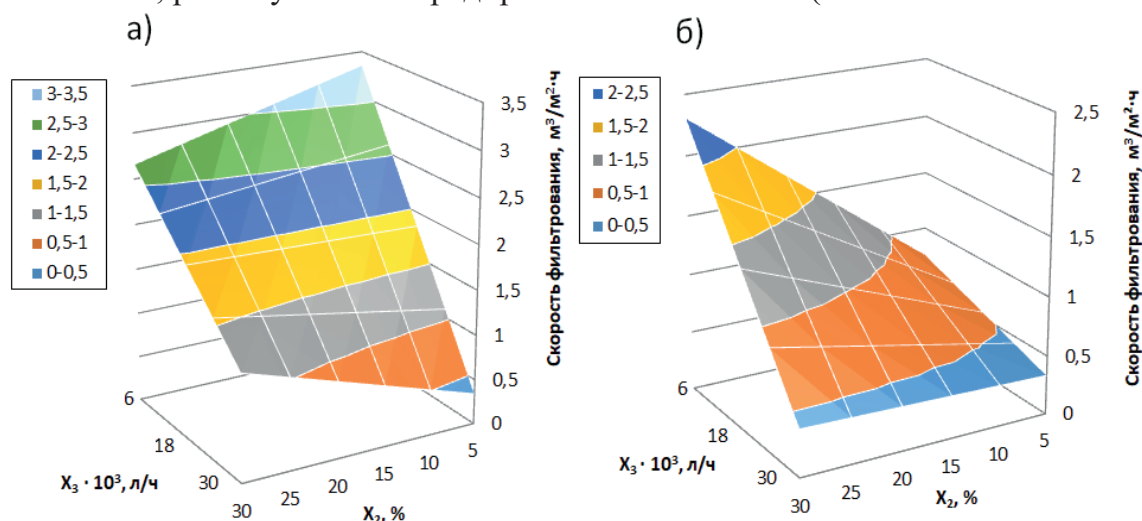


Рисунок. Поверхность изменения скорости фильтрования пульпы карбоната лантана от величины избытка $(\text{NH}_4)_2\text{CO}_3$ (X_2 , %) и скорости введения его в раствор лантана (X_3 , л/ч) при концентрации лантана в растворе:
а) 60 г/л; б) 180 г/л

Таким образом, установлена возможность экстракционного получения азотнокислого раствора лантана марки «А» из полупродукционного La-содержащего раствора экспериментального производства ООО «ЛИТ», рассчитана экономическая эффективность предлагаемого способа, а также уточнены режимы осаждения карбоната лантана.

ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ХИМИКО-ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТА ИЗ УПОРНОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

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

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр имени академика Н.В. Мельникова Российской академии наук, Москва, Российская Федерация, e-mail: andrey63vzm@mail.ru

На основе оценки эффективности насыщения электрохимически активным хлором хлоридных растворов и изучения изменения морфологии поверхности, элементного, фазового и гранулометрического составов концентрата определен механизм интенсификации процесса выщелачивания и установлены рациональные параметры ультразвуковой обработки минеральной суспензии, обеспечивающие повышение извлечения золота за 5 ч на 39%.

**Stimulation of chemical and electrochemical leaching of gold from rebellious
minerals**

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

From the assessed efficiency of saturation of chloride solutions with electrochemically activated chlorine and the analysis of change in the surface morphology and in the composition of elements, phases and particle sizes in concentrates, the leaching stimulation mechanism is determined and the efficient ultrasonic treatment parameters are found for a mineral suspension to ensure higher gold recovery by 39% in 5 h.

В предыдущих исследованиях был научно обоснован и апробирован метод химико-электрохимического выщелачивания золота из упорного концентрата, основанный на использовании в качестве растворителя электрохимически обработанного в бездиафрагменном электролизере раствора хлорида натрия, характеризующегося после обработки содержанием активного хлора до 2 г/дм³. Процессы электрохимического получения активного хлора и растворения золота совмещены в одном технологическом аппарате, определены параметры химико-электрохимического выщелачивания упорного золотосодержащего концентрата, обеспечивающие максимальное извлечение золота (59.8%) за 10 ч.

Перспективные методы интенсификации выщелачивания упорного золотосодержащего сырья — применение различных видов энергетических воздействий: электрохимической, ультразвуковой и ультрафиолетовой обработки суспензий, энергии ускоренных электронов, мощных электромагнитных импульсов и др.

Ультразвук используется в разных гидрометаллургических процессах: при вскрытии упорных руд, активации реагентов-растворителей, выщелачивании концентратов, экстракции и электролизе металлов и др. Воздействие ультразвуковых волн на суспензию вызывает гидродинамические возмущения в виде микроударных волн, кумулятивных струек и микропотоков жидкости, способствуя высокоскоростным столкновениям твердых частиц, увеличению количества микропор на поверхности минералов и ускорению диффузии раствора. Данные процессы повышают скорость протекания химических процессов. Интенсивность ультразвуковой обработки и температура суспензии влияют на эффективность выщелачивания.

Цель настоящей работы — исследование влияния ультразвуковых воздействий на механизм и эффективность химико-электрохимического выщелачивания упорного золотосодержащего концентрата.

Исследования проводились на флотационном золотосодержащем концентрате Васильковского месторождения (Казахстан). Основной компонент

концентрата — арсенопирит (60–65%), среднее содержание золота — 52.5 г/т. Золото в концентрате находится в тесной ассоциации с арсенопиритом, входя в его структуру в виде тонковкрапленных или эмульсионных включений, поэтому при прямом цианировании уровень извлечения благородного металла не превышает 60–65% за 20 ч. Выщелачивание золота выполнялось в лабораторной установке, обеспечивающей комбинированные ультразвуковые и электрохимические воздействия.

В результате исследований установлено, что кратковременная ультразвуковая обработка в течение 20–40 с приводит к повышению температуры суспензии до 30–35 °С, что способствует разложению хлорноватистой кислоты по кислородному механизму, хлоратному разложению гипохлорит-иона и снижению растворимости свободного хлора, концентрации активного хлора и эффективности растворения ценных компонентов. При температуре выше 32–37 °С происходит резкое снижение выхода по току активного хлора более чем на 25–40%. Увеличение удельной мощности с 0.42 до 1.25 Вт·ч/г обеспечивает повышение извлечения золота за 5 ч выщелачивания с 40.1 до 79.0%. При увеличении с 1.25 до 1.67 Вт·ч/г извлечение золота уменьшается с 79.0 до 75.1% из-за температуры суспензии более 37 °С после 1.5–2 ч выщелачивания и снижения эффективности образования активного хлора.

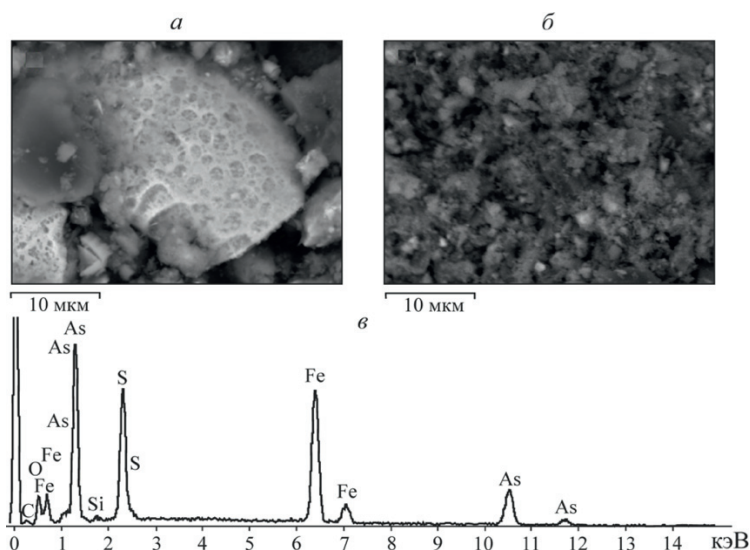


Рисунок 1. Изображение (а, б) и энергодисперсионный спектр (в) поверхности частиц арсенопирита после выщелачивания с ультразвуком 1.25 Вт·ч/г

На поверхности арсенопирита после выщелачивания с ультразвуком обнаружены многочисленные микропоры, дефекты и зоны травления (рисунок 1а). Элементный состав поверхности близок к исходному состоянию

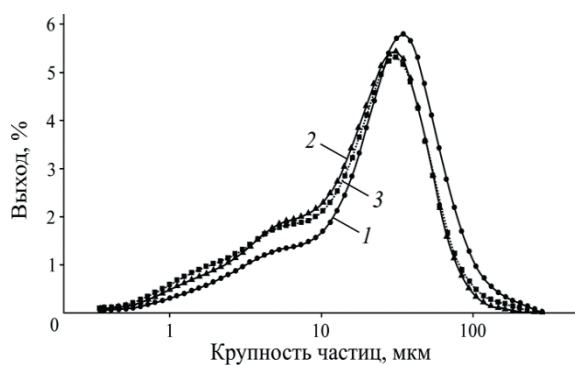
арсенопирита (рисунок 1в).

Отсутствие окисленных пленок и многочисленные дефекты связаны с ультразвуковой обработкой суспензии в процессе выщелачивания.

Изменение крупности отдельных зерен арсенопирита в результате выщелачивания с ультразвуковой обработкой методом РЭМ не наблюдается.

При выщелачивании золотосодержащего концентрата образуется взвесь тонкодисперсных частиц менее 1 мкм, элементный состав которых близок к исходному арсенопириту, с примесями Si и Al (рисунок 1б).

Согласно кривым распределения частиц по размерам (рисунок 2), крупность частиц исходного концентрата составляла 0.3 – 300 мкм.



*Рисунок 2. Распределение по крупности частиц концентрата:
1 — исходный; 2 — после 5 ч выщелачивания без ультразвука; 3 — после 5 ч выщелачивания с ультразвуком 1.25 Вт·ч/г*

Кривые распределения образцов концентрата после стандартного выщелачивания и с ультразвуковым воздействием на минеральную суспензию выявили уменьшение количества частиц размером 30–300 мкм и увеличение доли частиц крупностью 0.4–20 мкм, что обусловлено растворением зерен арсенопирита при выщелачивании и измельчением концентрата при ультразвуковой обработке и перемешивании минеральной суспензии.

Поскольку диапазон измерений по крупности лазерного анализатора Analysette 22, Fritsch составляет 0.3–300 мкм, коллоидные частицы в образцах концентрата после выщелачивания с ультразвуковой обработкой не фиксируются. Выявленные частицы методом РЭМ позволяют предположить о сильном разрушении минеральных частиц при ультразвуковой обработке суспензии.

На рисунке 3 представлена зависимость извлечения золота от продолжительности химико-электрохимического выщелачивания концентрата с ультразвуковой обработкой суспензии.

Увеличение продолжительности процесса выщелачивания с ультразвуковой обработкой минеральной суспензии с 5 ($I_{\text{уз}} = 1.25 \text{ Вт}\cdot\text{ч/г}$) до 10 и 20 ч повышает извлечение золота с 79.0% до 82.5 и 86.4% соответственно. Но это экономически нецелесообразно, так как увеличивается удельный расход электроэнергии в 2–4 раза. Рациональная величина интенсивности ультразвуковой обработки

минеральной суспензии, обеспечивающая повышение извлечения золота за 5 ч выщелачивания на 39% (с 40 до 79%), соответствует 1.25 Вт·ч/г.

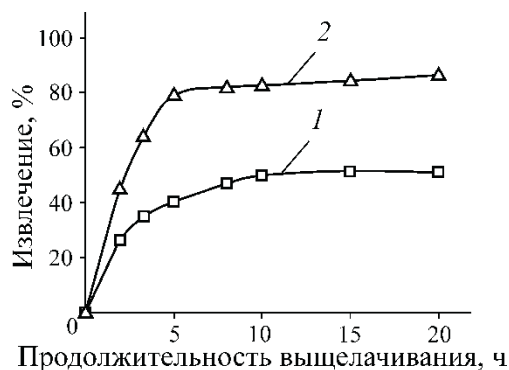


Рисунок 3. Влияние продолжительности химико-электрохимического выщелачивания на извлечение золота: 1 — исходное выщелачивание; 2 — выщелачивание с ультразвуком

Таким образом, получены новые научные данные о механизме интенсификации химико-электрохимического выщелачивания упорного золотосодержащего концентрата при ультразвуковых воздействиях, заключающемся в удалении окисленных пленок и интенсивном растворении частиц арсенопирита за счет образования на их поверхности многочисленных микропор и зон травления.

Установлена рациональная величина интенсивности ультразвуковой обработки минеральной суспензии (1.25 Вт·ч/г), обеспечивающая повышение извлечения золота за 5 ч с 40 до 79%.

ИЗВЛЕЧЕНИЕ ИОНОВ МАРГАНЦА (VII) ИЗ ВОДНЫХ РАСТВОРОВ АКТИВИРОВАННЫМ КОСТНЫМ УГЛЕМ (АУ)

Гагиева Ф.А.^{1,2}, Пухова В.П.¹, Гагиева З.А.²

¹ Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Северо-Кавказский горно-металлургический институт (государственный технологический университет)», г. Владикавказ, Российская Федерация,
e-mail: fatima.gagieva.80@mail.ru, puhova-vikochka@mail.ru,

² Центр инженерного сопровождения производства ПАО Заполярный филиал ОАО ГМК «Норильский никель», г. Норильск, Российская Федерация,
e-mail: gagievaza@nk.nornik.ru

Выбор оптимального, экологически безопасного технологического процесса концентрирования ионов тяжелых металлов – достаточно сложная задача. Исследована возможность применения активированного костного угля для извлечения и концентрирования ионов марганца. Предложен эффективный и относительно недорогой способ извлечения марганца из водных растворов.

Extraction of manganese (VII) ions from aqueous solutions by activated bone carbon (AC)

Gagieva F.A., Pukhova V.P., Gagieva Z.A.

The choice of the optimal, environmentally friendly technological process for the concentration of heavy metal ions is a rather difficult task. The possibility of using activated bone carbon for the extraction and concentration of manganese ions has been investigated. An efficient and relatively unexpensive method for extracting manganese from aqueous solutions has been proposed.

Марганцевые руды в России в настоящее время относятся к группе особо дефицитных видов полезных ископаемых. На территории страны к настоящему времени не выявлено крупных богатых месторождений марганца. Небольшие и средние по запасам месторождения расположены на Урале, в Западной Сибири, Прибайкалье, Республике Коми. Среди них преобладают (~90%) трудно-обогатимые карбонатные руды. Среднее содержание марганца в разведанных запасах России составляет 20%, тогда как в месторождениях основных зарубежных производителей товарных марганцевых руд оно достигает 41-50%.

Потребность России в марганцевых рудах по-прежнему удовлетворяется за счет импорта ферромарганца и товарной марганцевой руды в основном из Украины, а также из Казахстана и Грузии [1]. До сих пор в России не существует ни одного современного горно-обогатительного предприятия по добыче и переработке марганцевых руд. Это объясняется в том числе тем, что основные месторождения марганца расположены в труднодоступных районах, лишенных необходимой инфраструктуры.

Разработка месторождений и производство металлического марганца требуют комплексного подхода и значительных вложений, однако конечная продукция играет важную роль в развитии тяжелой промышленности страны.

Химические методы извлечения марганца из бедных руд, некондиционных концентратов, шламов обогащения, металлургических шламов, побочных продуктов смежных производств очень разнообразны, а повышенный интерес к поискам новых химических и гидрометаллургических методов обогащения бедных руд и шламов в последнее десятилетие отмечается и за рубежом в связи с решением проблемы ресурсосбережения.

Существует несколько типов процессов переработки бедных руд, некондиционных концентратов, шламов обогащения, металлургических шламов, побочных продуктов смежных производств: гидрометаллургическая переработка или пирометаллургическая переработка. Некоторые технологии используют комбинацию этих двух методов.

Известно, что из растворов соединения марганца извлекаются осаждением труднорастворимых соединений (MnO_2 , $MnPO_4$ и др.), экстракцией органическими растворителями, сорбцией на ионообменных смолах и угле [2-5].

В данной работе исследована сорбция ионов $Mn(VII)$ из водных растворов на активированном костном угле (АУ) полученном карбонизацией костей домашних животных (отход мясоперерабатывающей промышленности) с последующей активацией водяным паром.

Таблица 1. Результаты сорбции $Mn(VII)$ в зависимости от рН, времени сорбции τ , мин и способа обработки активированного костного угля (АУ)

рН	Остаточная концентрация С (мг/дм ³) для времени сорбции τ (мин)						
	0	2	15	30	60	90	120
Кислая обработка АУ							
2	927	863	515	387	193	129	75
3	927	901	644	593	381	245	146
4	927	915	515	438	412	348	284
5	927	901	798	721	451	419	297
6	927	901	695	689	541	515	503
7	927	798	683	580	490	464	400
8	927	875	728	650	580	554	515
9	927	850	798	631	593	451	438
Водная обработка АУ							
1,5	979	851	581	465	311	311	311
2	979	876	735	645	479	434	362
3	979	876	785	748	717	619	619
4	979	876	798	774	619	568	504
5	979	954	786	780	696	666	594
6	979	954	774	733	645	594	594
7	979	954	876	876	825	748	671
8	979	928	928	902	851	851	774
Щелочная обработка АУ							
2	953	927	541	400	245	95	66
3	953	824	528	490	220	149	109
4	953	875	798	631	490	400	297
5	953	927	824	798	695	618	535
6	953	901	837	760	644	618	593
7	953	824	785	773	721	695	528
8	953	953	824	773	695	683	670
9	953	888	850	811	798	715	618

**«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки
природного и техногенного минерального сырья»**

В таблице 1 даны результаты сорбции ионов Mn(VII) для активированного костного угля, в 0,1 н растворе серной кислоты (H₂SO₄), в дистиллированной воде (H₂O) или в 0,1 н растворе щёлочи (NaOH) [5].

Из данных таблицы 1 следует, что результаты сорбции Mn (VII) на активированном костном угле (АУ) зависят от величины рН раствора, способа обработки активированного костного угля и времени сорбции.

Для времени сорбции 60 мин и C₀ = 800-1000 мг/дм³ получены следующие результаты:

Обработка сорбента	рН	СОЕ, мг/г	извлечение, %
H ₂ SO ₄	3	55	59
H ₂ O	2	67	68
NaOH	3	73	77

Экспериментальные данные, полученные в результате сорбции ионов Mn (VII) на активированном костном угле, свидетельствуют о том, что изменение рН среды в процессе сорбции обуславливает изменение состояния ионов в растворе, и условий его взаимодействия с сорбентом в процессе сорбции, что отражается на кинетике процесса и величине сорбционной обменной емкости сорбента.

Коррекция величины рН в процессе сорбции до оптимальных значений приводит к улучшению кинетических параметров процесса и увеличению сорбционной обменной ёмкости сорбента, так как способствует образованию наиболее благоприятной для сорбции структуры иона.

Таблица 2. Кинетический анализ процесса сорбции марганца(VII) по уравнениям плёночной и гелевой кинетики для АУ по данным таблицы 1

рН	Кислая обработка сорбента		Водная обработка сорбента		Щелочная обработка сорбента	
	плёночная кинетика $\ln(1-F) = f(\tau)$	гелевая кинетика $B\tau = f(\tau)$	плёночная кинетика $\ln(1-F) = f(\tau)$	гелевая кинетика $B\tau = f$	плёночная кинетика $\ln(1-F) = f(\tau)$	гелевая кинетика $B\tau = f(\tau)$
АУ						
2	0,998	0,998	0,994	0,991	0,992	0,962
3	0,984	0,97	0,981	0,952	0,962	0,947
4	0,995	0,979	0,984	0,945	0,999	0,962
5	0,983	0,946	0,994	0,895	0,997	0,980
6	0,975	0,933	0,988	0,987	0,994	0,983
7	0,985	0,984	0,996	0,995	0,932	0,877
8	0,986	0,978	0,997	0,987	0,940	0,894
9	0,87	0,799	0,985	0,907	-	-
10			0,991	0,979		

В таблице 2 приведены кинетические параметры сорбции Mn(VII) при исходных концентрациях, мг/дм³: 798-1004 Mn (VII) от величины рН, времени сорбции τ (мин) и предварительной водной, кислой и щелочной обработки активированного костного угля. Из данных таблицы 2, а также по данным автора [3-5] следует, что коэффициент корреляции, в основном, значительно выше при использовании для АУ уравнения (пленочной) кинетики.

Таким образом, исходя из физико-химических особенностей сорбционного извлечения ионов марганца из водных растворов сложного состава, учитывая химический состав сточных вод металлургической, горнодобывающей и перерабатывающей промышленности, целесообразно применять сорбционный метод извлечения ионов марганца из водных растворов с использованием в качестве сорбента активированного костного угля, что позволяет достигать высоких показателей извлечения ионов марганца.

Список использованных источников

1. Государственный доклад «О состоянии и использовании минерально-сырьевых ресурсов Российской Федерации в 2012 г.» /Под ред. Хромова Д.Г. М.: ИАЦ «Минерал», 2014.
2. Свойства элементов. Справочник в двух книгах. Под ред М.Е. Дрица. Книга 2. М.: Металлургия. ГУП «Журнал Цветные металлы». 1997. С. 448.
3. В.Ф. Гиллебранд и др. Практическое руководство по неорганическому анализу.- М.: Химия, 1966. С.494-497, 503-505
4. Патент 2183686 Россия, Опубл. 20.06.2002 // Способ извлечения анионов марганца из водных растворов /Воропанова Л.А., Лихачева Е.С.
5. Патент РФ 2288291 от 27.11.06, БИ № 33. Воропанова Л.А., Гагиева З.А., Гагиева Ф.А. Способ извлечения ионов марганца (VII) из водного раствора.

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ЩЕЛОЧНОЙ ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ТЕХНОЛОГИИ ДЛЯ ПЕРЕРАБОТКИ СВИНЕЦ И ЦИНКСОДЕРЖАЩИХ ОКСИДНЫХ МАТЕРИАЛОВ

Зароченцев В.М., Кондратенко Т.В., Макоева А.К.

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Северо-Кавказский горно-металлургический институт (государственный технологический университет)», г. Владикавказ, Российская Федерация,
e-mail: makoeva_alla@mail.ru

Предложен щелочной метод для гидрометаллургической переработки возгонов вельц-процесса, где осаждение свинца происходит из щелочных растворов при электролизе с фильтрующим слоем катодной губки. Продукты электролиза можно перерабатывать двумя способами.

The use of alkaline hydrometallurgical technology for the processing of lead and
zinc-containing oxide materials

Zarochentsev V.M., Kondratenko T.V., Makoeva A.K.

An alkaline method is proposed for the hydrometallurgical processing of sublimates of the Waelz process, where the precipitation of lead occurs from alkaline solutions during electrolysis with a filtering layer of a cathode sponge. Electrolysis products can be processed in two ways.

Вельц-процесс практически можно считать безотходным. Образующиеся при вельцевании вельц-окись и клинкер являются сырьем для получения цинка, свинца, меди и др. металлов, а также для строительной индустрии.

Гидрометаллургическая переработка вельц-возгонов включает в себя следующие стадии: отмывку или прокалку от ионов хлора во избежание их попадания на электролиз; выщелачивание сернокислыми растворами с концентрацией 35-55 г/дм³ при температуре 80-90°C; отмывку и сушку свинцового кека. Для переработки возгонов вельц-процесса возможно применение щелочной гидрометаллургической технологии, где осаждение свинца происходит из щелочных растворов с концентрацией 70-100 г/л NaOH при электролизе с фильтрующим слоем катодной губки (рисунок 1).

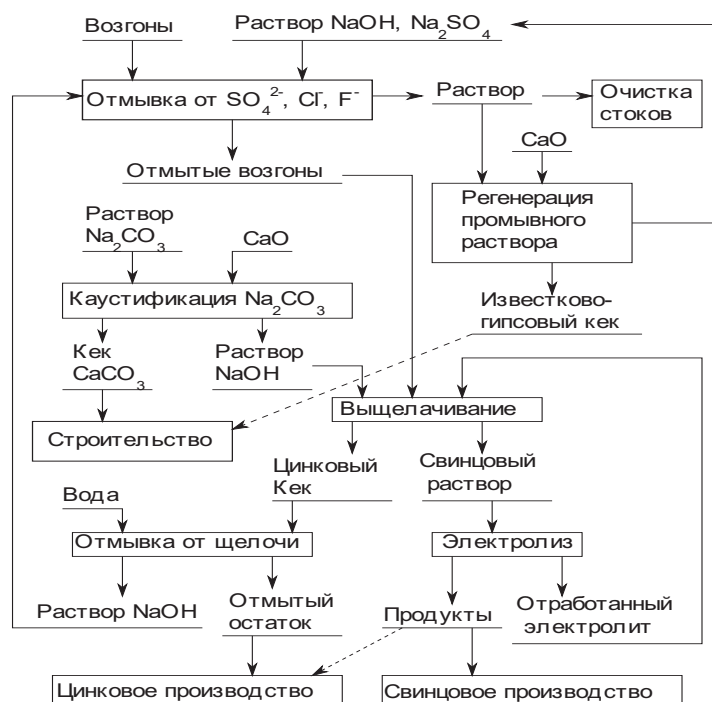


Рисунок 1. Технологическая схема щелочного выщелачивания свинца из возгонов вельцевания с последующим кислотным выщелачиванием цинка

Электролиз является одной из наиболее важных переделов в этой технологии, так как на него падают основные энергетические затраты на получение свинца. Поэтому высокие требования предъявляются к снижению энергоемкости электролиза и качеству получаемых катодных осадков.

Переработку продуктов электролиза можно осуществить двумя способами: катодный и анодный осадок совместно направлять на восстановительную плавку, или получать отдельно диоксид свинца и металлический свинец (рисунок 2).

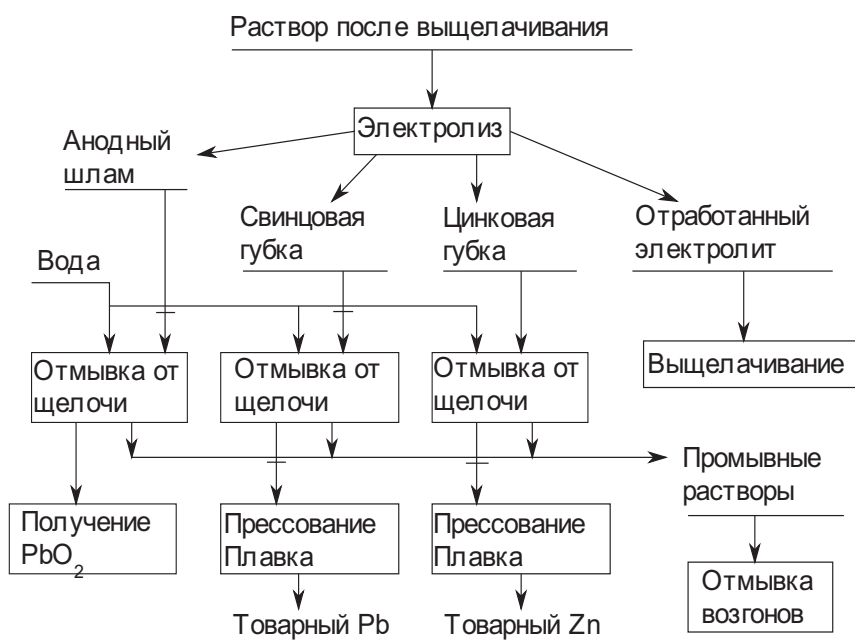


Рисунок 2. Принципиальная схема переработки продуктов электролиза щелочного свинцового раствора

Невысокая концентрация свинца в растворах после выщелачивания 25-35 г/л приводит к необходимости перерабатывать большие объемы электролита для получения свинца. Поэтому, для эффективного использования технологической аппаратуры, необходимо поддерживать нормальную концентрацию свинца в отработанном электролите и максимальную плотность тока в поперечном сечении электролизной ванны.

Предлагаемый способ удовлетворяет обоим этим требованиям и позволяет истощать электролит до 1-2 г/л Pb при плотности тока 400-500 А/м² в поперечном сечении электролизера.

Расход электроэнергии на получение губчатого катодного свинца W_k рассчитывали по уравнению:

$$W_k = \frac{1000 \cdot U}{\eta_k \cdot q}, \quad (1)$$

где: η_k - выход по току на катоде, в расчетах $\eta_k = 0,9$ д. е. ;

q - электрохимический эквивалент свинца, $q = 3,865 \frac{\text{г}}{\text{А}\cdot\text{ч}}$;

U - напряжение на ванне, В.

Напряжение на ванне рассчитывали по уравнению:

$$U = |\Phi_{\text{к}}| + |\Phi_{\text{эл}}| + |\Phi_{\text{а}}|, \quad (2)$$

где: $\Phi_{\text{к}}$ - электрохимический потенциал катода, В;

$\Phi_{\text{эл}}$ - падение напряжения в электролите, В;

$\Phi_{\text{а}}$ - электрохимический потенциал анода, В.

Скорость подачи электролита рассчитывали на 1 м^2 площади катода по уравнению:

$$V = \frac{q \cdot i \cdot \eta_{\text{к}}}{Pb_{\text{н}} \cdot Pb_{\text{к}}}, \quad (3)$$

где: $Pb_{\text{н}}$ - концентрация свинца в свежем электролите,

$Pb_{\text{к}}$ - концентрация свинца в отработанном электролите.

Анализ процесса и экспериментальные данные позволяют сделать следующие выводы:

Повышение температуры электролита снижает расход электроэнергии на получение свинца, но при этом необходимо учитывать, что повышение температуры раствора более 50°C может привести к созданию неблагоприятной экологической обстановки в цехе электролиза, поэтому оптимальными являются температуры $30\text{-}50^{\circ}\text{C}$, обычно применяемые в производстве.

Плотность тока на аноде должна быть выше плотности предельного тока диффузии для ионов свинца, для предотвращения образования плотного слоя диоксида свинца и, в обычных условиях, может быть равна плотности тока на катоде.

Губку извлекают из раствора вместе с катодной корзиной через 5-10 часов, затем сбрасывают с катодов, дают стечь электролиту, промывают и прессуют, анодный шлам отмывают от щелочи водой и направляют на обработку слабой ($0,01\text{-}0,05 \text{ н}$) азотной кислотой для получения чистого диоксида свинца. Отмытый таким образом диоксид свинца, согласно экспериментальным данным, содержит не более $0,02\%$ примесей. Промывной раствор после отмывки губки может быть направлен на повторную отмывку анодного осадка, или в голову процесса на отмывку возгонов.

Список использованных источников

1. Зароченцев В.М., Кондратенко Т.В., Макоева А.К. Исследование процесса выщелачивания окисленных свинецсодержащих материалов щелочными растворами. Фундаментальные и прикладные научные исследования: актуальные вопросы, достижения и инновации. Сборник статей XXI Международной научно-практической конференции. 2019. С. 21-23.
2. Зароченцев В.М., Рутковский А.Л., Кондратенко Т.В., Макоева А.К. Исследование

- зависимости электропроводности щелочного свинцового электролита от его состава и температуры. Современные технологии: актуальные вопросы, достижения и инновации. Сборник статей XXVI Международной научно-практической конференции. 2019. С. 42-45.
3. Зароченцев В.М., Кондратенко Т.В., Макоева А.К. Исследование катодных процессов при электролизе щелочных свинцовых растворов. Научные исследования молодых ученых. Сборник статей III Международной научно-практической конференции: в 2 частях. 2020. С. 48-50.
 4. Козлов П.А. Вельц-процесс. : М. ФГУП Издательский дом «Руда и металлы», 2002 г., -176 с.

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ МЕТОДА БЛОЧНОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ ДЛЯ ОПИСАНИЯ ПРОЦЕССОВ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТА В ШТАБЕЛЕ

Мязин В.П.^{1,2}, Гончаров Д.С.³, Соколова Е.С.¹

¹ Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Забайкальский государственный университет»,
г. Чита, Российская Федерация,

² Читинский филиал Федерального государственного бюджетного учреждения науки Института горного дела имени Н.А. Чинакала Сибирского отделения Российской академии наук, г. Чита, Российская Федерация, *e-mail: myazinvpchita@mail.ru*,

³ ООО «Восток геосервис», г. Чита, Российская Федерация,
e-mail: dgoncharov@yandex.ru

Изложены основные принципы применения метода блочного моделирования для описания процесса кучного выщелачивания золота в штабеле. Данный метод позволяет оценить факторы, влияющие на эффективность кучного выщелачивания в штабеле.

Application of block modelling method for describing processes of heap leaching of gold occurred in stacks

Myazin V.P., Goncharov D.S., Sokolova E.S.

Basic principles of block modeling method are given for describing processes of heap leaching of gold occurred in stacks. This method allows for evaluation of factors that have impact on the efficiency of heap leaching in stacks.

В настоящее время с развитием информационных технологий актуальной является задача трехмерного моделирования процессов обогащения, в частности кучного выщелачивания золота в рудном штабеле. Одним из перспективных является метод блочного моделирования, который реализован в большинстве современных горно-геологических систем (ГГИС).

При блочном моделировании рудный штабель представляется в виде набора пространственных ячеек с заданными размерами и факторами, описывающими свойства объектов или процессов в некоторой точке. Главное преимущество блочного моделирования состоит в том, что оно позволяет количественно оценить пространственное распределение факторов, а также динамику их изменения во времени. Кроме того, на основе статистических расчетов появляется возможность прогнозировать оптимальные значения факторов, а также реализовывать различные сценарии протекания физических процессов через изменения определённых свойств блоков. Таким образом, использование метода блочного моделирования позволит принимать обоснованные технические решения по выбору параметров выщелачивания на стадии проектирования, а в перспективе повысить эффективность краткосрочного или долгосрочного планирования горных работ.

Использование метода блочного моделирования процессов кучного выщелачивания золота в штабеле состоит из следующих этапов:

1. Создание каркасной модели рудного штабеля.
2. Получение и анализ необходимых точечных геопространственных данных и присвоение точкам начальных значений.
3. Создание прототипа блочной модели, выбор необходимых факторов для описания характеристик блока, присвоение факторам начальных значений.
4. Интерполяция значений точечных данных во все блоки модели на основе геостатистического анализа.
5. Выбор математических моделей для расчета параметров выщелачивания.
6. Выполнение нескольких итераций расчетов результирующих факторов при различной длительности процесса выщелачивания.
7. Анализ результатов моделирования, поиск оптимальных режимов, решение обратной задачи (определение исходных параметров на основе требуемых результатов).

Создание каркасной модели рудного штабеля предполагает получение пространственного ограничителя блочной модели в виде трехмерного тела (solid). Каркас строится на основе проектной документации в реальном масштабе с привязкой к пространственным координатам размещения объекта. Основными параметрами для построения являются площадь основания и величины углов откосов. Если штабель состоит из нескольких слоев с различным минеральным составом и физико-механическими свойствами руды, моделирование каждого слоя производится отдельно. Также в виде отдельных каркасов задаются различные экранирующие поверхности (рисунок 1).

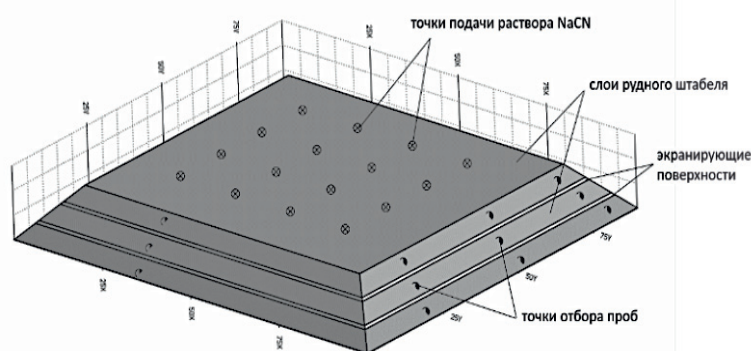


Рисунок 1. Каркас рудного штабеля с вынесенными точками геопространственных данных

Исходные параметры для моделирования процесса кучного выщелачивания задаются в виде множества точек с геопространственной привязкой и заданными значениями соответствующих факторов.

Так, на рисунке 1 представлены точки отбора проб с заданными содержаниями золота и точки подачи продуктивного раствора со значениями концентрации NaCN. При создании прототипа блочной модели определяются следующие параметры:

- координаты x_0, y_0, z_0 начального блока;
- число блоков по осям x, y, z ;
- длина, ширина и высота d_x, d_y, d_z отдельного блока.

Параметры должны быть выбраны таким образом, чтобы созданный прототип полностью покрывал каркас рудного штабеля. Размер блока определяется требуемой детализацией расчетных данных, геометрией отвала и ограничениями на размер выходного файла. Также для блоков задается список факторов, которые будут участвовать в моделировании процесса выщелачивания. Эти факторы можно разделить на следующие группы:

- физико-химические параметры руды: гранулометрический состав, содержание золота, крупность дробления руды, коэффициент фильтрации, пористость, объемный вес, коэффициент разрыхления и т.д.;
- технологические параметры: концентрация раствора, интенсивность орошения, время работы раствора, температурный режим, извлечение и т.д.

На следующем этапе производится присвоение каждому блоку значений исходных факторов (содержание золота, пористость руды, крупность дробления и др.). Для этого используются методы пространственной интерполяции, например, метод обратных расстояний.

Для расчета результирующих факторов, например, извлечения золота в концентрат, можно использовать математические модели, описанные в [1, 2]. Расчеты выполняются для блоков, которые вступают в контакт с раствором NaCN; динамика распространения раствора определяется значениями параметров крупности руды, коэффициента фильтрации, интенсивности орошения и др.

«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья»

Пространственное распределение раствора NaCN в объеме штабеля можно задать на основе трехмерного нормального распределения (рисунок 2).

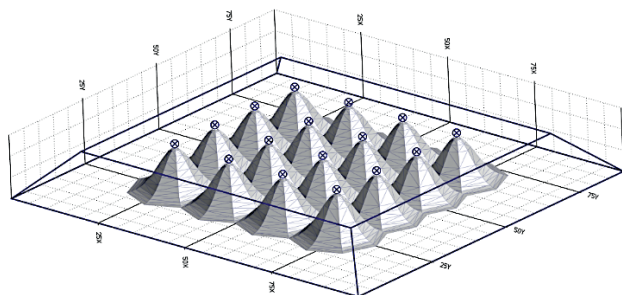


Рисунок 2. Точки подачи раствора NaCN и границы фильтрации раствора в толще штабеля

В качестве примера был реализован метод блочного моделирования кучного выщелачивания в штабеле, имеющем следующие параметры: масса руды – 200 тыс. т., плотность руды – 2900 кг/м³, общая высота – 9 м, угол откоса – 37°. Штабель разделен на три уровня с рудами, имеющими различную крупность дробления и содержание золота (рисунок 3).



Рисунок 3. Исходные параметры руды в штабеле

В качестве математической модели для определения извлечения золота в раствор использовано обобщенное уравнение вида [2]:

$$E(t) = K \cdot \left[1 - \exp \left(-\beta \frac{w_0 \cdot f_p \cdot f_{au} \cdot f_{NaCN}}{f_D \cdot f_K} \cdot t \right) \right] * 100,$$

где $E(t)$ – извлечение золота в раствор, %; K – предельный коэффициент извлечения золота; w_0 – коэффициент конвективной диффузии, мм/сут; f_p , f_{au} , f_{NaCN} , f_D , f_K – функциональные последовательности приведения соответствующих параметров процесса выщелачивания к их эффективным значениям, определяющим скорость выщелачивания:

$$f_p = -0.0447 + 0.00381 \cdot P - 0.00001 \cdot P^2;$$

$$f_{au} = 0.0111 + 0.0028 \cdot C_{au};$$

$$f_{NaCN} = 0.1 + 0.028 \cdot \ln(C_{NaCN});$$

$$f_D = 0.1595 + 0.0227 \cdot D;$$

$$f_K = 48.998 - 198.485/K + 233.078/K^2,$$

где P – интенсивность орошения рудного штабеля, л/м²·сут; C_{au} – содержание

золота в исходной руде, г/т; D – максимальный диаметр рудного куска в штабеле, мм; K – коэффициент фильтрации выщелачивающего раствора, м/сут.

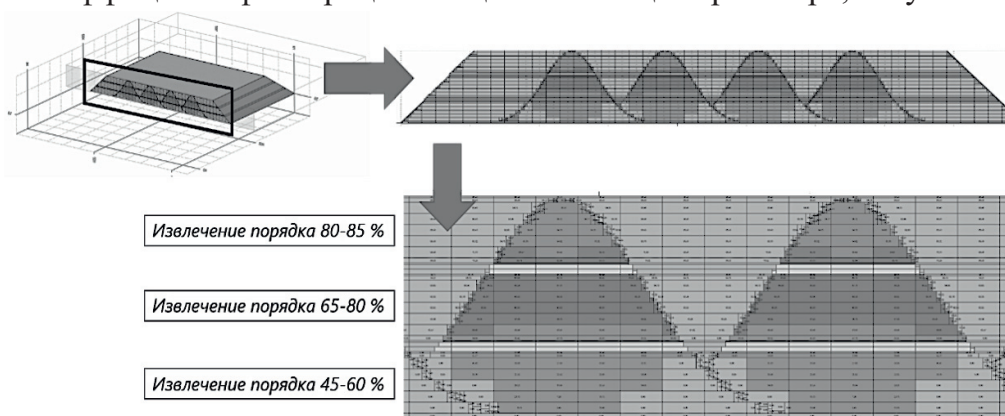


Рисунок 4. Результаты блочного моделирования кучного выщелачивания золота в рудном штабеле

В результате блочного моделирования процесса кучного выщелачивания в рудном штабеле при расчетном времени $t = 20$ сут. было выявлено, что значение извлечения золота раствором меняется в диапазоне от 45.7 до 85.4 (рисунок 4).

Список использованных источников

1. Рубцов Ю.И. Разработка и научное обоснование ресурсосберегающей цианидной технологии скоростного кучного выщелачивания золота из скальных кварцевых руд. // Диссертация на соискание уч. ст. докт. техн. наук. – 2012. Чита – С. 143-146
2. Смолич К.С. Исследование и разработка математических моделей процесса кучного выщелачивания золотосодержащих руд. Диссертация на соискание ученой степени доктора технических наук. – 2002. – Чита – С. 119-125.

ОСОБЕННОСТИ ОБЖИГА ОКИСЛЕННЫХ И СУЛЬФИДНЫХ СВИНЦОВО-ЦИНКОВЫХ РУД

Гуляшинов П.А., Дамбаева А.Ю., Антропова И.Г.

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Байкальский институт природопользования Сибирского отделения Российской академии наук,
г. Улан-Удэ, Российская Федерация,
e-mail: gulpasha@mail.ru, Ulan-Ude, Russia, e-mail: gulpasha@mail.ru

Приводятся результаты исследований по изучению процесса совместного обжига труднообогатимых окисленных и сульфидных свинцово-цинковых руд в атмосфере водяного пара на стадии подготовки сырья к флотационному обогащению. Показано, что обожженный продукт по свойствам может быть отнесен к легкообогатимому свинцово-цинковому сырью.

Features of roasting of oxidized and sulphide lead-zinc ores

Gulyashinov P. A., Dambaeva A. Yu., Antropova I. G.

The results of studies on the study of the process of joint roasting of refractory oxidized and sulfide lead-zinc ores in a steam atmosphere at the stage of preparing raw materials for flotation concentration are presented. It is shown that the properties of the fired product can be attributed to easily enriched lead-zinc raw materials.

Известно, что полиметаллические руды Озерного месторождения характеризуются увеличением доли сложных руд с тесным взаимопроращением сульфидных минералов и повышенным содержанием труднообогатимых окисленных форм. Одним из способов повышения эффективности переработки труднообогатимых окисленных и сульфидных свинцово-цинковых руд могут являться комбинированные методы на основе парогазовой технологии, позволяющей в одном аппарате реализовать процессы селективного вскрытия и активирования сложных минеральных комплексов.

В Байкальском институте природопользования СО РАН разработаны способы переработки окисленных полиметаллических руд на основе сульфидизирующего обжига окисленной руды в атмосфере водяного пара с использованием в качестве сульфидизатора дешевых некондиционных пиритных концентратов, обеспечивающие повышение извлечения свинца и цинка в концентраты до 90 и 70% соответственно.

Объектами исследования являлись технологические пробы сульфидных и окисленных руд Озерного месторождения. Основными ценными компонентами окисленной пробы руды являются свинец (2,42%), цинк (0,53%) и серебро до 100 г/т. Основными химическими составляющими руды являются оксиды кремния (37,3%), железа (29,2%) и алюминия (7,8%), за ними следуют оксиды магния (1,88%), кальция (0,87%), калия (2,2%), марганца (1,98%). Установлено, что по минеральному составу руда в основном представлена кварцем (SiO_2), гетитом (FeOOH), плюмбоярозитом ($\text{PbFe}_6(\text{OH})_{12}(\text{SO}_4)_4$), калиевым полевым шпатом $\text{K}[\text{AlSi}_3\text{O}_8]$ и гетеролитом (ZnMn_2O_4). Ценными компонентами в сульфидных рудах являются цинк, свинец и серебро. Их средние содержания составляют Zn 6,7%, Pb 1,2%, Ag до 34 г/т. В исследуемой пробе сульфидной руды массовая доля Pb составила 2,34%; Zn - 15,78%, Fe - 22,69%.

Исследования по обжигу смеси окисленной и сульфидной руды проводились на лабораторной установке, в соотношении 1:1. Данная установка состоит из четырех основных частей – электропечи, парогенератора, реактора и поглотителей газов. Температурный режим в печах регулируется микропроцессорным электронным терморегулятором МПРТ-22 и измеряется

термопарами типа ХА.

Реактор и парогенератор изготовлены из нержавеющей стали (12Х18Н10Т). В парогенератор поступает холодная вода через ротаметр РМ-А. Особенностью данной установки является расположенная в нижней части реактора форсунка, через нее в реактор подается перегретый водяной пар из парогенератора. Верхняя часть реактора соединена с поглотителями газов.

Установка работает следующим образом: при достижении заданной температуры в реакторе и парогенераторе в установку подается вода. После промывки системы парами воды в реактор загружается навеска исследуемого материала массой 35-40 гр. шихты. Температура обжига составляла 700 °С, время обжига 30 минут. Фазовые составы образующихся твердых продуктов реакций определяли на рентгеновском дифрактометре D8 ADVANCE фирмы Bruker AXS. Установлено, что при совместном обжиге смеси окисленной и сульфидной руды в атмосфере водяного пара при 700 °С происходит пиросульфидирование окисленных минералов свинца и цинка, а селективное окисление пирита с образованием серосодержащих агентов и магнетита сопровождается дезинтеграцией взаимопроросшихся сульфидов свинца, цинка.

По результатам рентгенофазового анализа огарка основными продуктами обжига являются ZnS, PbS, Fe₃O₄ и SiO₂, что дает возможность при проведении последующей флотации разделить сфалерит и галенит, а ферромагнитный оксид железа можно будет выделить с помощью магнитной сепарации.

Таким образом, показана принципиальная возможность совместной переработки окисленных и сульфидных свинцово-цинковых руд на основе обжига в атмосфере перегретого водяного пара.

КОМПЛЕКСНАЯ ПЕРЕРАБОТКА МОЛИБДЕНИТОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ С ПРЕДВАРИТЕЛЬНЫМ ТЕРМОХИМИЧЕСКИМ АКТИВИРОВАНИЕМ БРУСИТОМ

Хомоксонова Д.П., Антропова И.Г.

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Байкальский институт природопользования Сибирского отделения РАН, г. Улан-Удэ, Российская Федерация,
e-mail: darkhom@mail.ru

Приведены результаты исследований по термохимическому активированию молибденитового концентрата бруситом (Mg(OH)₂) с образованием водо- и содорастворимых магниевых соединений MgMoO₄, Mg(ReO₄)₂, и MgSO₄. Определены оптимальные технологические параметры термохимического активирования и выщелачивания.

**Complex processing of molybdenite concentrates with preliminary
thermochemical activation with brucite**

Khomoksonova D.P., Antropova I.G.

The results of studies on the thermochemical activation of molybdenite concentrate by brucite ($Mg(OH)_2$) with the formation of water- and soda-soluble magnesium compounds $MgMoO_4$, $Mg(ReO_4)_2$, and $MgSO_4$ are presented. The optimal technological parameters of thermochemical activation and leaching have been determined.

Металлургическую переработку молибденитовых концентратов можно вести с получением ферромолибдена для черной металлургии или химических соединений различной чистоты – оксида молибдена (VI), паррамолибдата аммония, молибдатов натрия и кальция, используемых в производстве легированных сталей и чугунов, компактного молибдена или в химической промышленности [1].

Непрерывной составной частью общепринятых технологических схем переработки молибденитовых концентратов является их окислительный обжиг с целью перевода молибдена из сульфидной формы в оксидную. Одновременно с сульфидом молибдена при обжиге протекают процессы окисления сульфидов других металлов (FeS_2 , CuS_2 , ZnS и др.), присутствующих в качестве примесей в товарных молибденовых концентратах с образованием соответствующих оксидов и частично сульфатов [2].

Слабой стороной окислительного обжига молибденитового концентрата является выделение диоксида серы, частичное улетучивание оксида молибдена и рения.

Следовательно, ключевой момент при переработке молибденитового концентрата заключается в повышении эффективности окисления молибдена и решении проблемы загрязнения SO_2 .

Использование на стадии термохимического активирования магниевое минерала - брусита позволит зафиксировать серу и MoO_3 в огарке, а полученный $MgMoO_4$ может полностью выщелачиваться содовым раствором.

Таким образом, в данной работе был исследован процесс термохимического активирования молибденитового концентрата бруситом и последующее содовое выщелачивание полученного спека.

В экспериментальных исследованиях использовались молибденовый концентрат месторождения Эрдэнэтийн-Овоо, данные химического анализа приведены в таблице, и брусит $Mg(OH)_2$ Кульдурского месторождения (масс. %: 61,4 MgO ; 1,1 CaO).

Термическое разложение брусита сопровождается эндотермическими

эффектами при температурах 420°C и 740°C.

Таблица. Химический состав молибденитового концентрата

Компоненты, масс.%							
MoS ₂	FeS ₂	CuS	Cr ₂ S ₃	ZnS	PbS	MnS ₂	Прочие
84,30	6,27	3,49	0,22	0,17	0,04	0,02	5,49

Первый эффект соответствует разложению Mg(OH)₂ с образованием оксида магния, второй – разложению небольшого количества примесного доломита (CaMg(CO₃)₂) [3, 4].

Температурный интервал окисления молибденита при нагревании на воздухе до MoO₃ с выделением SO₂ располагается в пределах 500-600°C [5]. Близкие температуры термического разложения молибденита и брусита обеспечивают наиболее эффективное взаимодействие продуктов разложения с образованием молибдата, перрената и сульфата магния с минимальной потерей оксидов молибдена, рения в газовую фазу.

Термохимическое разложение проводили в диапазоне температур 500-700°C при разных соотношениях молибденовый концентрат : брусит.

Установлены оптимальные условия термохимического разложения молибденитового концентрата с бруситом, при которых молибденит переходит в растворимые формы: температура – 600 °C, продолжительность – 60-90 мин, расход брусита 100-110% от стехиометрически необходимого. Растворимость молибдата магния в воде составляет 15,2 г/100 мл при 13°C и 19,9 г/100 мл при 60°C [6]. Растворимость оксида молибдена в воде 0,25 г/100 мл при 23°C, 0,5 г/100 мл при 80°C [7].

Для полного растворения соединений молибдена и рения спеки выщелачивали раствором карбоната натрия с концентрацией 150 г/дм³. Определены условия выщелачивания (температура, продолжительность, соотношение Т:Ж), обеспечивающие извлечение молибдена и рения в раствор до 98-99%. Фазовый анализ кеков после выщелачивания определяли методом рентгеновской дифракции на рентгеновском дифрактометре D8 ADVANCE (Bruker AXS, Германия).

По результатам РФА основными фазовыми составляющими кеков являются кварц и гематит. Дальнейшая гидрометаллургическая переработка предусматривает выделение молибдена и рения в конечные продукты.

Список использованных источников

1. Уткин Н.И. *Металлургия цветных металлов*. – М.: *Металлургия*, 1985. – 440 с.
2. Мысик В.Ф., Жданов А.В., Павлов В.А. *Металлургия ферросплавов: технологические расчеты: учебное пособие*. – Екатеринбург: *Изд-во УГГУ*, 2018. 536 с.

3. Маноха А.М., Гущина Е.Н. и др. Изучение свойств смешанных магнезиальных вяжущих на основе брусита //Ползуновский вестник. 2006. №2. С. 217-219.
4. Хомоксонова Д.П., Антропова И.Г. Сравнительный анализ термохимического активирования молибденитового концентрата с магнезитом и бруситом // Вестник Иркутского государственного технического университета. 2019. Т.23. № 6.
5. Зеликман А.Н. Молибден. – М.: Металлургия, 1970. – 440 с.
6. Киргинцев А.Н., Трушникова Л.Н., Лаврентьева В.Г. Растворимость неорганических веществ в воде. – Л.: Химия, 1972. – 589 с.
7. Киндяков П.С., Коршунов Б.Г., Федоров П.И., Кисляков И.П. Химия и технология редких и рассеянных элементов. ч. 3. – М.: Высшая школа, 1976. – 320 с.

**КОМБИНИРОВАННЫЙ СПОСОБ ПЕРЕРАБОТКИ
МЕДЬСОДЕРЖАЩИХ МОЛИБДЕНИТОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ
НА ОСНОВЕ ОБЖИГА С КАРБОНАТОМ НАТРИЯ**

Бербенев А.О., Имидеев В.А., Александров П.В.

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Москва, Российская Федерация, e-mail: elsilvano86@gmail.com

Processing method of molybdenite concentrates based on sodium carbonate calcination and water leaching was investigated. The calcination of concentrate with sodium carbonate at 500-550 °C for 120 minutes allows to convert a considerable part of molybdenum into trioxide which concentrates in the cake, and to convert the impurity copper and sulphur into water-soluble sulphate after leaching.

**Combined method for processing copper-containing molybdenite concentrates
based on firing with sodium carbonate**

Berbenev A.O., Imideev V.A., Aleksandrov P.V.

Исследован способ переработки молибденитовых концентратов на основе прокалики карбоната натрия и водного выщелачивания. Прокаливание концентрата карбонатом натрия при 500-550 °C в течение 120 минут позволяет превратить значительную часть молибдена в триоксид, который концентрируется в кеке, а примесные медь и серу после выщелачивания превратить в водорастворимый сульфат.

Традиционная технология переработки молибденитовых концентратов предусматривает пирометаллургический способ на основе окислительного обжига с получением огарка, который в дальнейшем пригоден для получения ферромолибдена. Однако высокое содержание в концентрате таких примесных металлов, как медь и железо, недопустимо в получаемом огарке и, следовательно, требует гидрометаллургической переработки.

Основным недостатком обжига является значительный выброс диоксида серы в атмосферу, а в случае гидрометаллургической переработки – образование производственных стоков.

В качестве альтернативного варианта переработки молибденитовых концентратов рассматривается применение комбинированного способа, включающего обжиг концентрата в смеси с карбонатом натрия и последующее водное выщелачивание огарка.

Данный метод имеет ряд преимуществ, которые заключаются в практически полном связывании сернистых соединений и примесных металлов в ходе обжига в водорастворимые сульфаты, большей части молибдена – в технический триоксид молибдена, а остальной части – в водорастворимый молибдат натрия. Данный механизм позволяет сократить потребность выщелачивающих реагентов, а также упрощает передел выщелачивания продуктов обжига.

Процесс обжига смеси концентрата (% масс.: Mo – 52,6; Fe – 2,3; Cu – 1,4) с карбонатом натрия вели при следующих режимах: температура 500-550 °С, массовое соотношение компонентов смеси – 1:1, продолжительность – 120 минут, с продувкой воздухом.

Минеральная основа концентрата – молибденит и халькопирит, пустая порода представлена кварцем.

Водное выщелачивание огарка проводили при комнатной температуре в течение 90 минут.

Доступ воздуха во время процесса обжига позволяет перевести значительную часть молибдена (до 85%) в огарок в виде его триоксида. В ходе обжига сера и медь переходят в состав сульфатов, которые извлекаются в водную фазу при водном выщелачивании огарка.

Таким образом, кек водного выщелачивания представляет собой технический триоксид молибдена (таблица).

Таблица. Содержание Mo и основных примесей в кеке водного выщелачивания и требования к техническому триоксиду молибдена

Продукт	Содержание, % масс.		
	Mo	Cu	S
Кек выщелачивания	55,12	0,41	0,04
Требования к техническому триоксиду молибдена	не менее 55,00	не более 0,50	не более 0,18

Фильтрат в этом случае предлагается направлять на получение гидрометаллургическими методами чистых соединений, например, молибдата кальция.

Предлагаемая технологическая схема представлена на рисунке.

«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья»

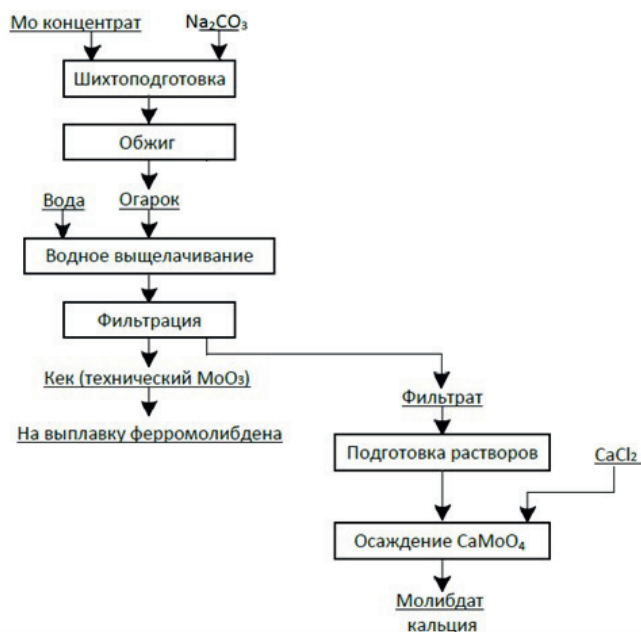


Рисунок. Принципиальная технологическая схема переработки молибденитового концентрата с получением технического MoO_3

Исследования будут продолжены в направлении оптимизации режимов процесса, изучения влияния меди на степень извлечения молибдена в раствор, механизма протекающих реакций, сопровождающий обжиг, а также отработки технологической схемы с получением конечных продуктов.

ОЦЕНКА КОМБИНИРОВАННОГО РЕАГЕНТНОГО КОМПЛЕКСА ПРИ ПЕРКОЛЯЦИОННОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ МЕДНЫХ РУД

Рассказова А.В.

Институт горного дела Дальневосточного отделения Российской Академии наук, Хабаровск, Российская Федерация, e-mail: annbot87@mail.ru

Разработан комбинированный реагентный комплекс, позволяющий эффективно извлекать медь из бедных руд. На примере первичных руд Малмыжского золотомедного месторождения показано, что перколяционное выщелачивание упорных руд, основным медным минералом которых является халькопирит, возможно с применением электро-фотоактивированных активных растворов выщелачивания.

Assessment of the combined reagent complex for column leaching of copper ores

Rasskazova A.V.

A combined reagent complex has been developed. It provides viable copper recovery from low-grade ores. On the example of the primary ores of the Malmyzh gold-copper deposit, it is demonstrated that column leaching of refractory ores, with chalcopyrite as the main copper mineral, is effective with the use of electro-photoactivated active leaching solutions.

Малмыжское месторождение — это перспективное месторождение меди мирового класса, расположенное в Нанайском районе Хабаровского края. Малмыжское месторождение было открыто в 2006 году. Запасы месторождения составляют 1,3 млрд тонн руды.

Балансовые запасы Малмыжского месторождения оцениваются в 5,156 млн тонн меди и 278 тонн золота.

Оператор освоения месторождения — ООО «Амур Минералс», входящий в группу «Русская медная компания», РМК).

К 2023 году РМК планирует построить на месторождении современный горно-обогатительный комбинат мощностью переработки 56 млн тонн руды в год. Актуальным является вопрос извлечения меди и золота, как сопутствующего полезного компонента из бедных руд.

Объектом исследования в настоящем исследовании является первичная руда брекчиевой текстуры месторождения Малмыж.

Исходное содержание меди в данной руде 0,4%, золота – 0,65 г/т, серебра – 0,39 г/т. Минералогическим анализом в пробах этих руд выявлены халькопирит, пирит, борнит, ковеллин, халькозин, отмечается присутствие магнетита, сфалерита, молибденита.

Главными рудными минералами являются халькопирит и пирит. Основным медным минералом является халькопирит.

По содержанию полезных компонентов данная руда является бедной. Кучное выщелачивание является оптимальным методом обогащения бедных и забалансовых руд, не требующим крупных капитальных и эксплуатационных затрат. Именно поэтому были выполнены эксперименты по перколяционному колонному выщелачиванию, моделирующему процессы кучного выщелачивания.

Скорость выщелачивания халькопирита низкая вследствие его упорности к выщелачиванию вследствие образования пассивных пленок на его поверхности. Так как именно халькопирит является основным медным минералом, для интенсификации кинетики выщелачивания меди необходимо применение активационных воздействий.

Активационные воздействия включали активацию рабочих растворов выщелачивания. На первом этапе проводился электролиз растворов; второй этап предусматривает фотохимическую активацию синтезированных растворов.

Первичная золотомедная руда помещалась в перколятор и орошалась растворами реагентов в определенной последовательности. Первоначально рудная масса обрабатывалась сернокислотно-пероксидным электрофотоактивированным раствором до увлажнения и выстаивалась в контакте с кислородом воздуха с целью окисления на протяжении 5 суток. Последующие

несколько циклов орошения производились раствором с хлор- и кислородсодержащими активными комплексами.

Выполнялся контроль показателей рН и Eh сливов. Также выполнялся химический анализ продуктивных растворов методом атомно-адсорбционной спектроскопии с целью контроля содержания меди, золота, серебра и железа.

При орошении хлоридными растворами и приближении рН к нейтральному значению, выполнялась обработка сенокислотно-пероксидным активным раствором. В среднем, после двух-трех циклов орошения хлоридным раствором выполнялось подкисление сенокислотно-пероксидным раствором вплоть до 46-го слива.

Далее наблюдался эффект «буферизации» рН, при котором значение рН не уходило в нейтральную область в течение 14 суток. Одновременно содержание меди в продуктивном растворе снизилось до 1-2 ppm.

С целью повышения выхода меди в продуктивный раствор была применена реагентная комбинация насыщенного кислородом раствора хлорида натрия и нитрита натрия, обладающая мощными окислительными свойствами. Затем производится орошение активным сернокислотным раствором для формирования при его взаимодействии активных хлорнитрозильных и других азот-хлор-кислородных комплексов, обеспечивающих выщелачивание меди.

Циклическое орошение низко концентрированными сернокислотными и хлоридно-нитритными растворами для выщелачивания меди и сложноизвлекаемых форм золота продолжалось вплоть до достижения приемлемого уровня извлечения основного ценного компонента – меди. Применение комбинации сернокислотных и хлоридно-нитритных растворов повысило извлечение меди в продуктивные растворы и позволило доизвлечь остаточную медь.

За 75 сливов достигнуто извлечение меди 80%, золота – 40%. На описанный комбинированный реагентный комплекс подана заявка на патент РФ.

Выводы.

Основным медным минералом исследуемых бедных золотомедных руд Малмыжского месторождения является халькопирит.

Скорость выщелачивания халькопирита низкая вследствие его упорности к выщелачиванию вследствие образования пассивных пленок на его поверхности.

Применение комбинированного реагентного комплекса и электро-фотоактивация растворов выщелачивания позволяют улучшить кинетику выщелачивания меди и получить приемлемые показатели извлечения в продуктивный раствор.

ПЕРСПЕКТИВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ЗОЛОШЛАКОВЫХ ОТХОДОВ СЖИГАНИЯ УГЛЕЙ

Лавриненко А.А., Кунилова И.В., Лусинян О.Г.

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова Российской академии наук, Москва, Российская Федерация, e-mail: *lavrinenko_a@ipkonran.ru*

В работе рассмотрены современные подходы к решению проблемы переработки золошлаковых отходов от сжигания углей. Определены наиболее перспективные направления комплексной переработки золошлаковых отходов с использованием технологий обогащения.

Advanced directions of the integrated processing of ash and slag waste from coal combustion

Lavrinenko A.A., Kunilova I.V., Lusinyan O.G.

The study analyzes modern approaches to solving the problem of processing ash and slag waste from coal combustion. There were defined the most promising ways of comprehensive processing of ash and slag waste using enrichment technologies.

Золошлаковые отходы (ЗШО) являются крупнотоннажным промышленным отходом, получаемым в результате сжигания бурых или каменных углей на тепловых электростанциях и в котельных. В зависимости от состава исходного сырья, технологии сжигания и удаления золошлаковые отходы могут быть отнесены, как правило, к IV или V классам опасности. Наибольшее количество ЗШО образуется в Китае и США, значительное – в ЕС, Индии, России, ЮАР, Австралии. Накопленные золошлаковые отходы в России составляют около 2 млрд. т. Ежегодный прирост составляет порядка 22 млн.т [1]. Поэтому ликвидация накопленного экологического ущерба от золошлаковых отходов является важной задачей как с экологической, так и с экономической позиций.

Максимальный объем золошлаковых отходов в России накоплен в Уральском, Сибирском и Дальневосточном федеральных округах, где сосредоточено большинство российских угольных теплоэлектростанций. В России степень утилизации ЗШО невелика - в 2018 г., по данным Минэнерго РФ, составила 8,4%, в основном строительными предприятиями и для рекультивации нарушенных земель.

Согласно Энергетической стратегии России, принятой в 2020 году, с целью обеспечения энергетической безопасности доля угольной электроэнергетики в энергобалансе страны будет сохраняться. Для снижения негативного воздействия угольных электростанций на окружающую среду намечено степень утилизации

«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья»

продуктов сжигания твердого топлива (золошлаковых отходов) довести к 2035 году до 50% годового объема образования [2].

В некоторых зарубежных странах (Китай, Индия, США, Япония, государства Евросоюза) уже сейчас утилизация ЗШО составляет 70% и более благодаря организационно-экономическим стимулам их использования не только в строительстве, производстве строительных материалов и цемента, но и для получения глинозема, производства цеолитов и геополимеров.

Эксплуатация систем гидрозолоудаления, арендные и экологические платежи за складирование золошлаковых отходов приводят к значительному объему затрат, который имеет тенденцию к увеличению из-за необходимости расширения и реконструкции золоотвалов. В результате энергогенерирующие организации стремятся реализовать золошлаковые отходы, часто на условиях самовывоза. Утилизация ЗШО связана, преимущественно, с использованием их в строительной отрасли.

Исследованиями российских ученых показано [3], что замена природного минерального сырья золошлаковыми отходами в производстве строительных материалов позволяет не только получить экономический эффект, но, в ряде случаев, приводит также к приобретению продукцией технологических свойств более высокого качества. Ряд российских энергогенерирующих организаций заинтересован в развитии технологий собственной переработки золошлаковых отходов. При этом перевод золошлаковых отходов в категорию золошлаковых материалов (ЗШМ) проводится с получением сертификатов, подтверждающих качество в соответствии с ГОСТами. На Красноярской ГРЭС-2 (ОГК-2) и Кузнецкой ТЭЦ (СГК) планируют осуществить этот перевод и применять ЗШМ для рекультивации территорий, нарушенных деятельностью угольных предприятий.

Кардинальным решением является только полное использование ЗШО и производство из них полезной промышленной продукции. Технология должна базироваться на знании вещественного и гранулометрического составов, физических и химических свойств ЗШО. Технология 100%-ной переработки ЗШО является комплексной и включает методы механического обогащения и гидро-термохимической переработки минерального сырья.

Для более эффективного использования золошлаковых отходов целесообразно их складирование в сухом виде, что широко используется за рубежом. До 30 % цемента может быть заменено классифицированной сухой золой-уноса с высоким содержанием кальция [4].

Рефтинская ГРЭС благодаря переходу на сухое золошлакоудаление уже несколько лет реализует 250 тыс. т золы в год производителям строительных

смесей. Сухую золу уноса реализуют также Красноярские ТЭЦ-1 и ТЭЦ-2 и Барнаульская ТЭЦ-3 (СГК).

Для повышения добавленной стоимости отходов до 20-60% ОАО ОГК-3 разработана стратегия в сфере утилизации ЗШМ, которая предполагает строительство установок по отбору и хранению сухой золы для новых электростанций и перевод на сухое золоудаление существующих электростанций [5].

По расчетам Минэнерго, перевод станций на систему сухого золоудаления потребует затрат от 1,3 млрд. до 5 млрд. руб. на один энергоблок, при этом существует проблема обеспечения стабильности параметров золы [6]. Также следует учесть, что при сухом складировании необходимо решать проблему пыления золоотвалов. С другой стороны, по оценке Минэнерго использование ЗШО при производстве цемента позволит снизить «углеродный след» - ежегодный объем выбросов CO₂ на 6,17 млн. т (0,3% от годового объема выбросов парниковых газов в строительной отрасли).

Для ТЭЦ, использующих мокрое золошлакоудаление, например ОАО ОГК-3, планируется создание производства по сбору и осушке алюмосиликатных микросфер, используемых в качестве наполнителей для бетона. Завод спецматериалов на Беловской ГРЭС уже ежегодно продает потребителям до 10 тыс. тонн микросферы.

В 2020 г. Минэнерго России был доработан проект Комплексного плана по повышению объемов утилизации продуктов сжигания твердого топлива на угольных ТЭС и котельных в следующих приоритетных направлениях: цементной промышленности, для дорожного строительства, рекультивации земель и раскисления почв [7] с законодательным обеспечением гарантированного спроса на ЗШМ и налоговым стимулированием организаций, производящих продукцию с использованием ЗШМ [8].

Разработанные мероприятия позволяют экономить природные материалы и снизить дефицит площадей под ЗШО. Однако, при этом будут безвозвратно утеряны присутствующие в золошлаковых отходах ценные компоненты – металлы и недожжённый углерод.

Поскольку соблюдение требований строительной отрасли к ЗШО в части снижения содержания недожога является необходимым условием их использования, а наличие элементов, являющихся одновременно токсичными компонентами ЗШО, может вызывать вторичное загрязнение почв и водной среды, извлечение ценных металлов и недожженного углерода должно стать важным аспектом рассматриваемых технологий утилизации ЗШО.

Для каждого техногенного образования необходимо предусмотреть оценку

«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья»

эффективности комплексной переработки золошлаковых отходов в зависимости от вида и состава золошлаковых отходов, перспектив программы модернизации и потребностей местной промышленности и учитывать её при реализации плана перехода на наилучшие доступные технологии либо иным способом.

В ИПКОН РАН разработана комплексная технология переработки золошлаковых отходов с получением магнетитового и углеродного концентратов, раствора солей ценных микроэлементов и алюмосиликатного продукта из золошлаковых отходов Каширской ГРЭС, использующей каменные угли Кузнецкого бассейна.

Последующая глубокая переработка алюмосиликатного продукта с применением комбинированных технологий - автоклавных (ИМЕТ РАН) и термических (ОИВТ РАН) позволяет получить крупнотоннажные источники алюминиевого и силикатного сырья, востребованного в химической промышленности, очистке сточных вод и в других отраслях промышленности.

ВОСТСИБНИИГГИМС для золошлаковых отходов "Иркутскэнерго" разработана экспериментальная установка производительностью 2 т/ч для извлечения железосодержащего концентрата методом магнитной сепарации и выделения золотосодержащего концентрата из отходов магнитной сепарации последовательным применением гравитационных методов (винтовой сепарации и концентрационного стола).

Дополнительное извлечение золота (концентрирование с 0,01 до 0,2 г/т) позволяет в несколько раз увеличить прибыль от переработки. При наличии в сжигаемых углях иных ценных микроэлементов с высокими содержаниями, их концентрирование в золошлаковых материалах позволяет также попутно их извлекать различными методами в соответствии с формами нахождения.

Пилотная установка производительностью 180 тыс. т в год на Северной ТЭЦ (Томская область) перерабатывает золоотвал с получением угольного и магнитного концентратов, фракций, содержащих микросферы, зольную составляющую, шлаковые песок и щебень [9].

Таким образом, комплексная переработка золошлаковых отходов позволяет экономить природные материалы, применяемые в строительной и металлургической отраслях, что способствует ресурсосбережению, а также, в случае наличия в составе золы ценных микроэлементов, содержания которых достаточны для извлечения по технико-экономическому обоснованию, получить дополнительный источник ценных металлов.

Список использованных источников

1. Пичугин Е.А. Аналитический обзор накопленного в Российской Федерации опыта вовлечения в хозяйственный оборот золошлаковых отходов теплоэлектростанций

- // Проблемы региональной экологии. 2019. № 4. С. 77–87.
2. К 2035 году в России планируется перерабатывать не менее 50% образованных при сжигании золошлаковых отходов [Электронный ресурс]. <https://ako.ru/news/detail/k-2035-godu-v-rossii-planiruetsya-pererabatyvat-ne-menee-50-obrazovannykh-pri-szhiganii-zoloshlakovykh-otkhodov> (дата обращения 05.04.2021).
 3. Зырянов В.В., Зырянов Д.В. Зола уноса - техногенное сырье. М. Маска. 2009. 320 с.
 4. [Электронный ресурс]. <https://minenergo.gov.ru/node/18342>.
 5. Стратегия ОАО «ОГК-3» в сфере утилизации золошлаковых материалов. [Электронный ресурс]. <https://thepresentation.ru/uncategorized/strategiya-oao-ogk-3-v-sfere-utilizatsii-zoloshlakovykh-materialov> (дата обращения 08.04.2021).
 6. [Электронный ресурс]. <https://energypolicy.ru/utilizatsiya-zoloshlakov-tes-kak-povaya-k/energetika/2020/13/21/> (дата обращения 08.04.2021).
 7. [Электронный ресурс]. <https://soyuzcem.ru/news/2407> (дата обращения 11.04.2021).
 8. [Электронный ресурс]. <http://www.krskstate.ru/press/news/0/news/99793> (дата обращения 10.04.2021).
 9. Николаев Б. Опасные, но полезные золоотвалы. [Электронный ресурс]. https://www.ng.ru/ng_energiya/2020-10-12/16_7987_waste.html (дата обращения 10.04.2021).

ИЗМЕНЕНИЕ СКОРОСТИ ТЕРМИЧЕСКОГО РАЗЛОЖЕНИЯ УГЛЕЙ В ЗАВИСИМОСТИ ОТ СКЛОННОСТИ К САМОВОЗГОРАНИЮ

Докучаева А.И., Малинникова О.Н., Ульянова Е.В., Долгова М.О.

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр имени академика Н.В. Мельникова Российской академии наук, Москва, Российская Федерация, e-mail: ana-anastasia2015@yandex.ru

Исследовалась химическая активность углей по отношению к кислороду при помощи метода термогравиметрического анализа (ТГА) в диапазоне температур 80-130°C для определения углей, склонных к самовозгоранию, и изучения химических реакций при их низкотемпературном окислении.

Change in the rate of thermal decomposition of coals depending on the propensity to spontaneous combustion

Dokuchaeva A.I., Malinnikova O.N., Ulyanova E.V., Dolgova M.O.

The chemical activity of coals about to oxygen in the temperature range of 80-130°C was studied by the method of thermogravimetric analysis (TGA) to determine coals prone to spontaneous combustion and to study chemical reactions during their low-temperature oxidation.

Ископаемый уголь является самым распространенным в мире ресурсом для производства электроэнергии, но серьезной проблемой при его добыче, хранении и транспортировке остаётся самовозгорание угля. Помимо риска возникновения

аварий, влекущих за собой травматизм и гибель людей, самопроизвольное возгорание угля может стать причиной образования парниковых газов, выброс которых в атмосферу негативно влияет на экологию. С подземными угольными пожарами весьма трудно бороться, а самовозгорание угля при хранении несет угрозу в виде уничтожения флоры и фауны в радиусе своего действия.

Окисление углей при низких температурах служит причиной самонагревания и дальнейшего самовозгорания горючих ископаемых [1]. Для изучения механизма самопроизвольного нагревания, при оценке склонности углей к возгоранию, широкую популярность приобретает термогравиметрический метод анализа (ТГА) [2].

В отличие от дифференциального термического анализа и калориметрии, дающих представление лишь о тепловых свойствах, ТГА позволяет учитывать потерю либо увеличение массы образца угля за счет сорбции кислорода.

По изменению массы образцов можно проследить динамику процесса поглощения кислорода воздуха углем, а также судить о явлениях, происходящих в процессе трансформации угольного вещества с ростом температуры. В зависимости от типа угля увеличение массы можно интерпретировать как сорбцию кислорода его поверхностью с образованием углерод-кислородных комплексов, что может быть применено при оценке склонности угля к самовозгоранию.

Предварительно оценить склонность исследуемых углей к самовозгоранию представляется возможным при помощи ТГА, так как метод позволяет установить поведение образцов в заданных условиях. Обычно метод применяется для определения температуры воспламенения образца, однако результаты могут быть неоднозначными ввиду зависимости искомой температуры от изначально заданной скорости нагрева [3].

Поскольку ТГА подходит для изучения процессов при низких температурах, нами был проведен эксперимент для идентификации реакции, которая может быть связана с автоокислением углей при низких температурах и отвечать за его склонность к самовозгоранию.

Исследовались образцы каменных углей, отобранных из шахтопластов склонных и не склонных к самовозгоранию, для которых были рассчитаны технические характеристики (таблица).

Технический анализ углей показал неоднозначные результаты. Образец №2 проявил себя как более склонный к самовозгоранию, чем образец №1.

Согласно аналогичному исследованию, проведенному М. Onifade, В. Genc [4], увеличение содержания влаги, выхода летучих и уменьшение содержания золы в образце угля могут указывать на его склонность к самопроизвольному

нагреванию. Однако технические характеристики не являются достаточными для отнесения углей к какой-либо категории опасности по самовозгоранию. К тому же на результаты могла повлиять давность отбора пробы 1.

Таблица. Технические характеристики исследуемых образцов углей

№ пробы	Описание	Технический анализ образцов		
		влага, %	выход летучих, %	зола, %
1	каменный уголь, склонный к самовозгоранию	2,05	32,18	5,03
	ш. Воргашорская, пласт Мощный, Участок 2, конв. штрек 141-ю, гор. -140 м, забой т. 220+83 м			
2	каменный уголь, не склонный к самовозгоранию	5,04	41,59	2,21
	ш. Кирова, пласт Поленовский-25, лава 25-97, секция 58/174			

Непосредственно эксперимент заключался в длительном выдерживании образцов углей, предварительно определенных как склонные (проба 1) и не склонные (проба 2) к самовозгоранию, в термогравиметрическом анализаторе со скоростью нагревания $10^{\circ}\text{C мин}^{-1}$.

Предполагалось, что с помощью ТГ-кривых окажется возможным оценить химическую активность образцов углей по отношению к кислороду воздуха, а также выявить закономерность между химической активностью и диапазоном температур $20-130^{\circ}\text{C}$ для определения склонности к самовозгоранию. Приведенный диапазон температур разогрева выбран из тех соображений, что данные температуры существенно повышают химическую активность образцов по сравнению с нормальными условиями, однако еще недостаточны для термомеханической деструкции органических материалов.

Дополнительно нами подготовлены образцы древесного угля, пропитанные льняным маслом.

Исследуя поведение ТГ-кривых в диапазоне температур $20-130^{\circ}\text{C}$, были прослежены химические реакции на стадии низкотемпературного окисления углей. Пропитка льняным маслом органических горючих материалов существенно повысила их склонность к самовозгоранию и, кроме того, на ТГ-кривых в явном виде выделился интервал температур, которому соответствует предполагаемая реакция насыщения жирных кислот кислородом (рисунок 1, а).

Эксперимент показал, что увеличение массы образцов в диапазоне $100-130^{\circ}\text{C}$, вызванное сорбцией кислорода поверхностью каменных углей, может служить показателем начавшегося процесса окисления, что не противоречит существующим представлениям о механизме окисления угля при взаимодействии

«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья»

с кислородом воздуха.

В выбранном диапазоне температур для образцов древесного угля (рисунок) наиболее отчетливо представлены экстремумы на ТГ-кривых, отвечающие за процессы выхода влаги, окисления, распада неустойчивых комплексов, образованных на стадии сорбции кислорода углем.

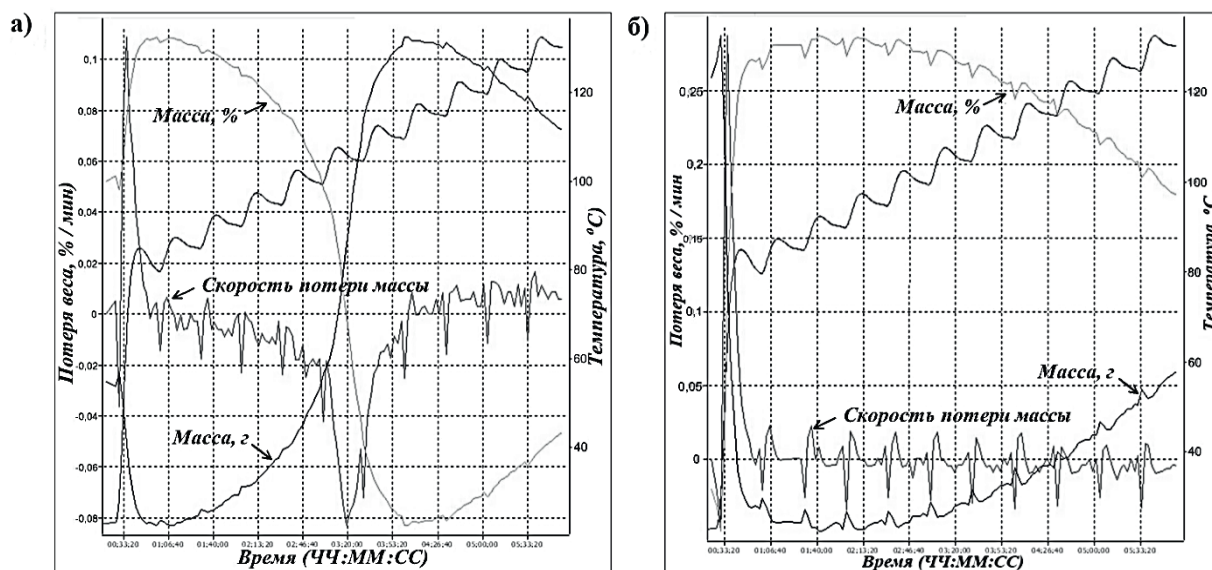


Рисунок 1 - ТГ-зависимости для исследуемых образцов

а) древесного угля, пропитанного льняным маслом, б) сухого древесного угля

Для образцов, обработанных льняным маслом, выраженный провал спустя 3-4,5 часов от начала эксперимента отвечает за насыщение жирных кислот. Такие же реакции планировалось обнаружить и для образцов каменных углей.

Степень поглощения кислорода углем при помощи ТГА не удалось определить, так как за изменение массы образцов могут отвечать разные процессы, разделить которые с помощью только ТГА не удалось, поскольку процесс сорбции кислорода накладывался на процесс испарения влаги.

Интересным представляется то, что по результатам термогравиметрического анализа образец №2 демонстрирует более крутой характер перехода от стадии выхода влаги к стадии нарастания массы за счет сорбции кислорода. Более того на термограммах образца №2 переход к увеличению массы, отраженный в перегибе ТГ-кривой вблизи температуры 20 °С, происходит несколько быстрее, чем для образца №1. Это свидетельствует о большей химической активности по отношению к кислороду образца угля №2 по сравнению с №1.

Эксперименты необходимо продолжить для уточнения результатов с помощью других методов оценки склонности углей к самовозгоранию.

Список использованных источников

1. Веселовский, В.С., Орлеанская Г.Л., Терпогосова Е.А. и др. Научные основы борьбы с самовозгоранием углей – М.: Наука, 1964. – 52 с.
2. Avila C., Wu T., Lester E. Estimating the Spontaneous Combustion Potential of coals using thermogravimetric analysis/C. Avila, T. Wu, E. Lester//Energy and fuels. – 2014. – №28. – P. 1766-1773.
3. Mohalik N.K., Lester E., Lowndes I.S. Review of experimental methods to determine spontaneous combustion susceptibility of coal – Indian context/N.K. Mohalik, E. Lester, I.S. Lowndes// International Journal of Mining, Reclamation and Environment. – 2015. – №5. – P. 301-332.
4. Onifade M, Genc B Spontaneous combustion of coals and coal-shales/M Onifade, B Genc//International Journal of Mining Science and Technology. – 2018. – №6. – P. 1-7.

**ИССЛЕДОВАНИЯ ВОЗМОЖНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ЖЕЛЕЗНОГО
КОНЦЕНТРАТА ВОЛКОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ В КАЧЕСТВЕ
УТЯЖЕЛИТЕЛЯ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ УГЛЯ В ТЯЖЕЛЫХ
СУСПЕНЗИЯХ**

Бузунова Т.А., Шигаева В.Н.

Акционерное Общество «Научно-исследовательский и проектный институт
обогащения и механической обработки полезных ископаемых»
АО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Российская Федерация, *e-mail: umbr@umbr.ru*

В настоящих исследованиях приведены результаты испытаний железного концентрата с повышенным содержанием TiO_2 , получаемого при переработке медно-железо-ванадиевой руды, определена возможность его применения в качестве утяжелителя в тяжелосредней сепарации угля.

**Possibility research of using the iron concentrate of the Volkovskoye deposit as a
weighting agent in the beneficiation of coal in heavy medium**

Buzunova T.A., Shigaeva V.N.

In these studies, the results of tests of iron concentrate with an increased content of TiO_2 obtained during the processing of copper-iron-vanadium ore are presented, and the possibility of its use as a weighting agent in heavy-medium separation coal is determined.

Переработка высокотитанистых титаномагнетитовых руд с содержанием диоксида титана более 3% практически не осуществляется из-за проблем, связанных с особенностями восстановления титана и образованием неплавких масс в горне доменной печи. Получение некондиционного по содержанию TiO_2 железного концентрата связано со сложностью реализации физического разделения рудных минералов, находящихся в микроагрегатах титаномагнетита,

«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья»

и процессов перекристаллизации основных минералов.

Вовлечение титаномагнетитовых и ильменит-титаномагнетитовых руд с высоким содержанием TiO_2 в промышленное освоение напрямую зависит от: особенностей морфологии рудных минералов; их вкрапленности; структурной и фазовой неоднородности микроагрегатов титаномагнетита; присутствия примесных элементов в кристаллической решетке титаномагнетита.

Технологии обогащения титаномагнетитовых руд действующих предприятий представляют комплексное стадийное выделение хвостов обогащения, начиная с ДСК (сухая магнитная сепарация), в три - четыре стадии измельчения с мокрой магнитной сепарацией в слабом поле в каждой стадии.

Технология обогащения руды Волковского месторождения отличается выделением в голове процесса флотационными методами обогащения медного концентрата и последующим получением титаномагнетитового железного концентрата из хвостов флотации, схема приведена на рисунке.

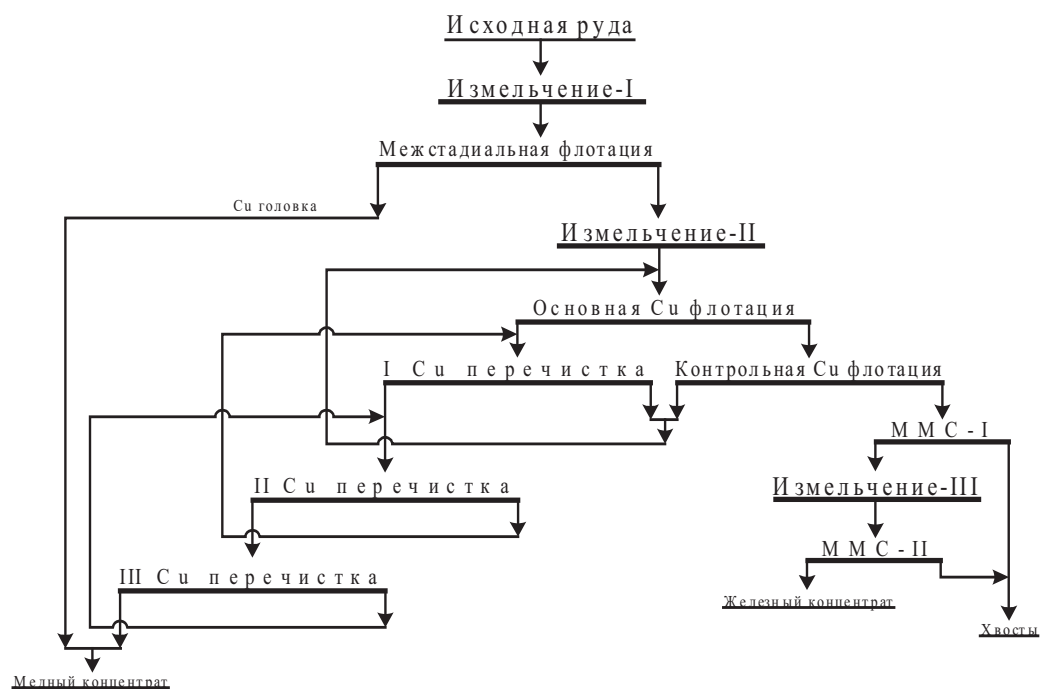


Рисунок. Технологическая схема обогащения руды Волковского месторождения на АО «Святогор»

В настоящее время на обогатительной фабрике АО «Святогор» руда подается с глубоких горизонтов с повышенным содержанием (до 5-7%) диоксида титана. В связи с чем, самостоятельное использование железного концентрата в доменной плавке не представляется возможным. Использование высокотитанистого концентрата осуществляется подшихтовкой в малых

количествах к кондиционным железным концентратам. Поэтому, решение проблем на АО «Святогор» по реализации железного концентрата с повышенным содержанием диоксида титана, получаемого при переработке медно-железо-ванадиевой руды является актуальным.

В 2020 году в АО «Уралмеханобр» в рамках НИР были проведены комплексные исследования по возможности использования железного концентрата в качестве утяжелителя при обогащении угля в тяжелых суспензиях и для приготовления буровых и тампонажных растворов при бурении нефтяных и газовых скважин [1].

Исследования железного концентрата в качестве утяжелителя при обогащении угля в тяжелых суспензиях проводились по разработанной методике, в которую включён практический опыт работы отечественных обогатительных фабрик и установок [2], справочные материалы [3] и нормативные документы соответствующих ГОСТов.

Магнетитовая суспензия представляет собой механическую смесь магнетитового концентрата (утяжелителя) и воды в определенном соотношении.

Как и все утяжелители, магнетитовый утяжелитель имеет определенные характеристики, влияющие на эффективность использования его при обогащении углей в тяжелой среде [3] (таблица).

Таблица. Основные характеристики магнетитового утяжелителя

Массовая доля частиц крупностью более 150 мкм (в зависимости от марки), %	Содержание магнитной фракции, %	Плотность, г/см ³	Твердость по шкале Мооса
не более 10	не менее 90	4,3-4,6	5,5-6,5

Изучено два магнетитовых (железных) концентрата:

- 1) концентрат текущего производства с содержанием общего железа 59,39% - более крупный, средний диаметр частиц 71 мкм
- 2) дообогащенный железный концентрат, с содержанием общего железа 62,7%, более тонкий по крупности – 40 мкм.

В рамках исследований проведены испытания по устойчивости суспензии с определением необходимой плотности среды в тяжелосредной сепарации без добавления угольных шламов кл. -1+0 мм и с добавлением в количестве 50, 100 и 200 кг/м³.

Параметр устойчивости суспензии оценивали с помощью определения скорости оседания частиц утяжелителя [2, 3]. Чем меньше скорость оседания частиц, тем выше устойчивость суспензии. От данного параметра зависит то, как будет протекать процесс тяжелосредного обогащения [4, 5].

Наименьшая скорость осветления частиц получена при плотности суспензии

«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья»

1900 кг/м³ на обоих концентратах, - 0,000029 м/с (для концентрата 1) и 0,000011 м/с (для концентрата 2). Общее содержание твердого суспензии в этой плотности составило, соответственно, 26,7 и 25,3% (без добавления угольных шламов), что характеризует суспензию, как достаточно устойчивую с допустимым уровнем вязкости не более 7×10^{-3} Па · с.

Таким образом, по результатам испытаний установлено, что качественная характеристика обоих концентратов соответствует установленным в нормативных документах требованиям – по плотности, гранулометрическому составу, содержанию магнитной фракции и прочим контролируемым показателям.

В результате тестовых испытаний тяжелосредной сепарации пробы угля АО «УК «Кузбассразрезуголь» кл. -50+25 мм в магнетитовой суспензии различной плотности 1700-1900 кг/м³ установлено, что лучший результат получен при плотности разделения 1900 кг/м³ – зольность всплывшей фракции составила 6,57%, извлечение общего углерода во всплывшей фракции угля - 95,8%.

Сопоставление полученных показателей в тяжелосредной сепарации на основании тестовых исследований с показателями по обогатительным фабрикам АО «УК «Кузбассразрезуголь», где используется тяжелосредная сепарация угля, можно заключить, что свойства железного концентрата Волковского месторождения позволяют использовать магнетитовый утяжелитель для тяжелосредной сепарации угля. В целом, концентраты 1 и 2 соответствуют требованиям к магнетитовым утяжелителям по ТУ.

Немаловажным показателем для магнетитового утяжелителя является его регенерация после проведенной сепарации. В рамках выполненных испытаний по регенерации рабочей суспензии содержание магнитной фракции составляет 95%. Если учесть, что содержание магнитной фракции в исходном магнетитовом утяжелителе составляет 97,02% при нормативе – не менее 90% то регенерацию рабочей суспензии можно считать эффективной.

Согласно информации АО «Святогор», себестоимость получения железного концентрата на действующей обогатительной фабрике без учета транспортных затрат составляет 934 руб. за т концентрата, общая себестоимость с учетом транспортных расходов и пр. составила 1966,5 руб. за т концентрата. Для сравнения, - общая себестоимость концентрата Красноуральской ОФ составляет 2163,2 руб. за т концентрата.

Таким образом, применение Волковского железного концентрата в качестве утяжелителя при обогащении угля в тяжелых суспензиях можно считать одним из направлений повышения эффективности отработки Волковского месторождения железо-ванадиевых руд АО «Святогор».

Список использованных источников

1. Исследования возможности комплексного использования железного концентрата АО «Святогор», получаемого из руды Северо-Западного участка Волковского месторождения, Отчет НИР, АО «Уралмеханобр», руководитель НИР Е.В. Братыгин, 2020 г.
2. Рекомендации по обогащению угля в магнетитовой суспензии (основные параметры), Институт обогащения твердых горючих ископаемых «ИОТТ» и Украинский научно-исследовательский и проектно-конструкторский институт по обогащению и брикетированию угля «УкрНИИУглеобогащение», Москва, 1976.
3. Справочник по обогащению углей. Под ред. Благова И.С., Коткина А.М., Самылина Н.А. – М.: Недра, 1974.
4. Землянский П.П. Обогащение угля в тяжелых средах. М.: Углетехиздат, 1953. 168 с.
5. Пилов П.И. Гравитационная сепарация полезных ископаемых: Учебное пособие. – Днепропетровск: Национальный горный университет, 2010. – 127 с.

**СНИЖЕНИЕ СОРБЦИОННОЙ АКТИВНОСТИ УГЛИСТЫХ
ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД И КОНЦЕНТРАТОВ
С ПРИМЕНЕНИЕМ БИОТЕХНОЛОГИИ**

Непомнящих М.П., Бывальцев А.В.

АО «Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов», г. Иркутск, Российская Федерация, *e-mail: belykhmarina606@gmail.com*;

Показано, что использование гидролизатов биомассы обеспечивает снижение сорбционной активности руд и концентратов перед цианированием, наряду с химическими реагентами-подавителями углерода.

**Reduction of preg-robbing of carbonaceous gold-bearing ores and concentrates
with the application of biotechnology**

Nepomniashchikh M.P., Byvalcev A.V.

The paper demonstrates that the application of biomass hydrolysates reduces preg-robbing of carbonaceous gold-bearing ores and concentrates prior to cyanidation similarly to chemical agents for carbon depression.

Переработка упорных углистых золотосодержащие руд и концентратов является одной из проблем золотодобывающей промышленности, которая за последние годы получила широкое распространение.

Упорность или так называемая «сорбционная активность» (СА) сырья обусловлена содержанием природного углистого вещества, в состав которого преимущественно входят аморфный или графитизированный углерод, кероген, гуминовые кислоты и углеводороды [Abotsi et al, 1986]. В процессе цианирования

углистое вещество поглощает цианистые комплексы золота и тем самым приводит к частичному, а зачастую и к полному снижению эффективности извлечения ценного компонента.

В мировой практике для снижения СА преимущественно применяются: предварительное флотационное выделение (удаление) углистого вещества из сырья, депрессия углистого вещества при сульфидной флотации (с применением реагентов Р-2, Д-4), технология окислительного обжига, обработка сырья органическими (ПАВ, ГСМ и др.) и неорганическими реагентами-подавителями СА (Cl_2 , NaOCl , O_3 и др.), использование особых режимов СІІ- и RІІ- процессов. Кроме этого, зарубежными исследователями активно разрабатываются биотехнологические методы с применением бактерий (*Streptomyces setonii*, *Pseudomonas* spp., *Achromobacter* spp. и др.), грибов (*Penicillium citrinum*, *Trametes versicolor*, *Phanerochaete chrysosporium* и др.), а также их ферментов [Amankwah et al, 2005; Konadu et al, 2019 и др.].

Ранее в наших исследованиях [Belykh et al, 2019; Белых и др., 2019] из упорной углистой руды была выделена накопительная культура (НК), которая обладала способностью к снижению СА руд и концентратов.

Показана перспективность использования биомассы НК для переработки сорбционно-активных руд в условиях кучного выщелачивания, когда происходило снижение СА с 72 до 11% за 20 суток. Кроме этого, щелочной гидролизат биомассы НК рекомендован для снижения СА в агитационных процессах. В данных условиях СА снижалась с 72 до 5.7% за 24 часа [Белых и др., 2019]. Для проработки предлагаемой биотехнологии *целями исследования* являлись оптимизация условий приготовления и использования гидролизатов, а также сравнение их технологической эффективности с «химическими» реагентами-подавителями СА.

Объектами исследования выступало углистое и углисто-сульфидное сырье: гравифлотоконцентрат (А) и руды (Б, В, Г). Данные пробы имели крупность от 87 до 96% класса минус 0.071 мм, содержали от 1.43 до 16.4 г/т золота, от 0.27 до 0.94% – органического углерода, от 0.26 до 2.94% – сульфидной серы и проявляли высокую сорбционную активность (от 49.0 до 98.1%) при цианировании (таблица 1).

В качестве биореагента применяли гидролизат биомассы НК, выделенной ранее по методике, представленной в [Белых и др., 2019]. Биомассу наращивали на питательной среде в течение 3-5 суток при 30°C. Далее отделяли от среды, измельчали и использовали для гидролиза. Гидролиз осуществляли с использованием NaOH при нагревании и перемешивании.

Таблица 1. Результаты биообработки проб гидролизатами биомассы НК

Объект	Причина технологической упорности	С ор, %	Исходная СА, %	После биообработки СА, %
Концентрат А	Сорбционная активность	0.94	72.8	55.3
Руда Б		0.30	72.0	12.0
Руда В	Вкрапленность золота в сульфиды и СА	0.27	98.1	25.7
Руда Г		0.38	49.0	18.6

Дополнительно в качестве окислителя использовали H_2O_2 . Перед биообработкой сырья гидролизат нейтрализовали H_2SO_4 до pH 7-8.

На первом этапе исследования биообработке подвергали все четыре пробы (А, Б, В и Г). Для приготовления гидролизата использовали NaOH в расчете 0.43 кг на 1 кг сухой биомассы.

Гидролиз вели в течение 23 минут при 97°C. Биообработку осуществляли в течение 24 ч, при комнатной температуре и перемешивании, отношение Ж:Т – 1.5:1, pH – 11. Расход гидролизата составлял 20 кг/т (в пересчёте на исходную сухую биомассу). В качестве контрольной пробы использовали исходное сырьё, обработанное аналогичным образом, без введения гидролизата.

Сорбционную активность биообработанных и контрольных проб определяли с помощью аналога BGMI preg-robbing теста [Schmitz et al, 2001]. В тесте использовали раствор $Na[Au(CN)_2]$, содержащий золото (от 4.5 до 6.6 мг/л) и цианид натрия (менее 3.0 мг/л), pH – 11.

В предварительно обработанную пробу добавляли раствор с определенной концентрацией золота (Ж:Т – 1.5:1) и агитировали в течение 24 часов. Далее пробу фильтровали и определяли концентрацию золота в жидкой фазе с использованием атомно-абсорбционного метода.

В результате, более интенсивное снижение СА прослеживалось при биообработке руд. Вероятно, это связано с меньшим содержанием органического углерода в их составе (от 0.28 до 0.38%). СА концентрата была снижена с 72.8 до 55.3%.

В целом биообработка обеспечивала снижение СА во всех пробах, не зависимо от причины технологической упорности объекта, что может свидетельствовать об универсальности предлагаемого биореагента.

Для усовершенствования разрабатываемой биотехнологии, была проведена оптимизации технологических параметров приготовления гидролизатов на примере использования концентрата А.

При приготовлении гидролизатов варьировали: расход NaOH (0.05–0.8 кг/кг сухой биомассы) и H_2O_2 (0.01–0.1 кг/кг); продолжительность гидролиза (10–60

«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья»

мин) и температуру (60–120°C). Остальные условия биообработки были аналогичными описанным ранее.

Наибольшее снижение СА концентрата было достигнуто при следующих параметрах: расход NaOH – 0.05 кг/кг, H₂O₂ – 0.1 кг/кг; время гидролиза – 60 мин и температура – 60°C. Обработка данным гидролизатом обеспечивала снижение СА с 72.8% до 32.6%, что в 1.7 раз превышало снижение СА до оптимизации (с 72.8% до 55.3%).

Затем, была проведена серия опытов по оптимизации параметров биообработки. Варьировали: рН пульпы (4-11) и продолжительности биообработки (0.5-24 ч). Использовали все четыре пробы (А, Б, В, Г). Гидролизат готовили в оптимальных условиях, выявленных ранее (расход – 1.5 кг/т). Корректировку рН пульпы проводили H₂SO₄ (расход 2-20 кг/т) или СаО (расход 2-5 кг/т).

Наибольшую убыль СА твёрдой фазы руд и концентрата (на 4.3-27.8%) по сравнению с контрольным опытом наблюдали при рН-11 (рисунок 1,А). Это указывает на целесообразность использования гидролизата в щелочной среде.

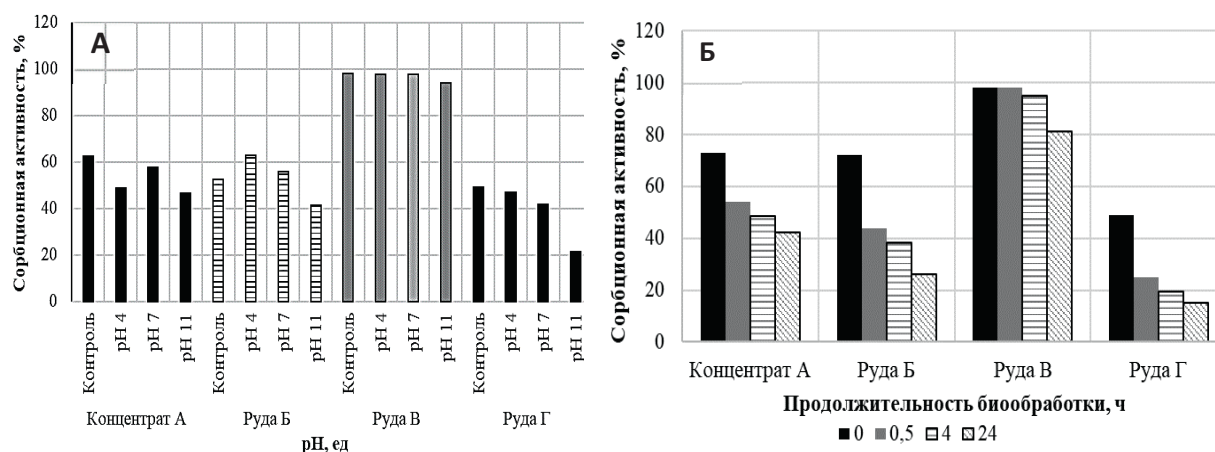


Рисунок 1. Оптимизация параметров биообработки:
А – рН; Б – продолжительность

Опыты при варьировании продолжительности обработки сырья гидролизатом (в пределах 0.5-24 ч) показали, что остаточная СА имеет прямую зависимость от этого параметра. Наибольшая убыль СА (17.1-33.8%) получена при продолжительности обработки 24 ч (рисунок 1,Б).

Полученные технологические параметры биообработки были использованы в дальнейших исследованиях.

Для сравнения эффективности работы предлагаемого биореагента с часто применяемыми химическими реагентами-подавителями углерода (Р-2 производство АО «Иргиредмет», Д-4 ООО «НПП Квалитет», керосин) были

проведены дополнительные лабораторные исследования на концентрате. Концентрат обрабатывали реагентом-подавителем в течение 24 ч при pH – 11-12 (расход CaO 4-5 кг/т) и Ж:Т – 1.2:1.

Далее в пульпу добавляли регенерированный уголь GoldIR (Au – 0,05 мг/г) и NaCN (3 кг/т) и полученную смесь агитировали 48 ч. После агитации уголь и жидкую фазу пульпы сдавали на анализ Au.

Кроме этого, с целью расчёта сорбционной активности сырья по методике АО «Иргиредмет» [Лодейщиков, 1999] был проведён опыт по цианированию исходной необработанной пробы концентрата с повышенной загрузкой свежего угля.

В результате исследований предварительная биообработка гидролизатом обеспечивала снижение СА концентрата с 48.3 до 28.7% (таблица 2) и показала большую эффективность по сравнению с реагентами Д-4 и Р-2 (убыль СА 7.0 и 13.1%) и меньшую по сравнению с керосином (убыль 25.7%).

Таблица 2. Результаты определения сорбционной активности цианистых пульп, предварительно обработанных различными реагентами-подавителями

Реагент подавитель	Исходное содержание Au в пробе, г/т	СА по методике «Иргиредмет», %	Убыль СА, %
Без реагента	16.4	48.3	-
Д-4		41.3	7.0
Р-2		35.1	13.1
Биореагент		28.7	19.6
Керосин		22.9	25.7

Таким образом, представленные результаты являются подтверждением успешного применения биотехнологии для снижения сорбционной активности углистого и углисто-сульфидного сырья перед цианированием. В результате оптимизации эффективность подавления СА была увеличена в 1,7 раз.

В лабораторных исследованиях биореагент обеспечивал более эффективное снижение СА концентрата (с 48.3 до 28.7%) по сравнению с Д-4 (до 41.3%) и Р-2 (35.1%) и был менее эффективен, чем керосин (до 22.9%).

Биотехнология при соответствующем уровне проработки может быть конкурентным способом предварительной переработки различных видов углистого золотосодержащего сырья. Поэтому в АО «Иргиредмет» продолжают исследования в этом направлении в части усовершенствования технологии и тестирования сырья на восприимчивость к биореагентам.

ИЗУЧЕНИЕ ПРОЦЕССОВ ОСАЖДЕНИЯ ЗОЛОТА НА ЛЕЖАЛЫХ ХВОСТАХ ПЕРЕРАБОТКИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД

Борисов Р.В.^{1,2}, Брагин В.И.^{1,2}, Жижжаев А.М.¹, Усманова Н.Ф.^{1,2}

¹ Федеральное государственное бюджетное научное учреждение "Федеральный исследовательский центр "Красноярский научный центр Сибирского отделения Российской академии наук" Институт химии и химической технологии Сибирского отделения Российской академии наук (ИХХТ СО РАН) - обособленное подразделение ФИЦ КНЦ СО РАН», Красноярск, Российская Федерация,

² Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Сибирский федеральный университет», Красноярск, Российская Федерация, *e-mail: roma_boris@list.ru*

В работе рассмотрены процессы восстановления ионов золота при контакте с лежалыми хвостами переработки сульфидных и окисленных руд и вторично образованного в условиях хвостохранилища лимонита.

Investigation of the processes of gold deposition on stale tailings of processing of gold-bearing ores

Borisov R.V., Bragin V.I., Zhizhaev A.M., Usmanova N.F.

The paper considers the processes of the reduction of gold ions in contact with tailings from the processing of sulphide and oxidized ores and limonite re-formed under the conditions of the tailing dump.

Для эффективного извлечения ценных компонентов необходимо понимание процессов, происходящих в техногенных хранилищах: окисления, образование вторичных минералов, перенос химических элементов в виде ионов комплексных солей и коллоидных частиц.

Для решения задач по изучению форм нахождения и миграции элементов в хвостохранилищах, как правило, рассматривают процессы с участием отдельно взятых элементов или на локальных участках [1-4].

Растворенное золото, находящееся в виде ионов, достаточно легко мигрирует и восстанавливается с использованием как химических веществ, так и при облучении (ультразвук, ультрафиолет) [1]. Например, в присутствии ионов Fe^{2+} , ионы Au^{3+} могут восстанавливаться, образуя оксиды железа (ферригидриты, гетит) с наночастицами золота [4], а при контакте растворов Au^{3+} с углеродными частицами возможно образование частиц золота правильной формы микронных размеров [5].

Процессы самопроизвольного восстановления ионов золота до высокодисперсных частиц могут происходить на различных минералах: как сульфидных – пирит, арсенопирит, так и окисленных вторично образованных –

гетит, лимонит.

Таким образом, изучение форм нахождения золота и процессы его осаждения на компонентах лежалых хвостов является актуальной задачей, как с точки зрения их повторной переработки, так и для оптимизации существующих технологий, применяемых на ЗИФ, с целью снижения потерь ценных компонентов.

Цель настоящей работы состояла в изучении процессов селективного осаждения золота на компонентах реальных технологических хвостов переработки сульфидного и окисленного типа руд и фазе вторичного образованного в условиях хвостохранилища лимонита.

На хвостохранилище отходов переработки золотосодержащих руд одного из месторождений были отобраны керновые пробы, из которых впоследствии сформированы пробы хвостов переработки сульфидных (ТП-С) и окисленных (ТП-О) руд соответственно.

Среди основных рудных минералов можно выделить пирит, магнетит, арсенопирит, пирротин, антимонит. Некоторые первичные минералы сурьмы и галенит встречаются в виде единичных включений в пробах сульфидных и смешанных хвостов.

Основными нерудными минералами являются кварц, мусковит, биотит, кальцит, хлорит. Реже встречаются альбит, доломит, шеелит, рутил и гипс. Особенности вещественного состава детально описаны в наших работах [6, 7].

Ввиду низкого содержания природного золота в материале хвостов, изучить процессы его восстановления затруднительно, поэтому были проведены модельные эксперименты с внесением ионов золота.

При смешении навески проб хвостов с водой и внесением раствора HAuCl_4 , приготовленного на 0,001 моль/л HCl , рН лежит в диапазоне 6.9-7.3.

Условия некоторых экспериментов приведены в таблице.

При исходной концентрации ионов золота в растворе 4,1 мг/л уменьшение концентрации для проб ТП-О в крупности $-0.100+0\text{мм}$ и $-0.010+0\text{мм}$ составило 85 и 71%, что на 12% больше, чем для аналогичных проб ТП-С. Однако, на микрофотографиях отдельные частицы золота зафиксировать не удалось.

Рентгеноспектральным микроанализом в локальных областях обнаружено до 0,4% золота, содержание которого коррелирует с железом и сурьмой. Данный факт может говорить об образовании высокодисперсных частиц золота с размерами менее 10 нм, неразличимых на микроскопе ТМ-3000.

Варьирование исходной концентрации в растворе ионов золота в диапазоне 42,5-400 мг/л не приводит к существенным изменениям: уменьшение концентрации составляет порядка 67-78% и практически не отличается для проб

**«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки
природного и техногенного минерального сырья»**

ТП-С и ТП-О. Рентгенофазовый анализ образцов №10, 11 показал наличие фаз кварца, клинохлора и мусковита. Рефлексы металлического золота практически не выражены, ввиду его содержания менее 0,4%.

Таблица. Условия некоторых экспериментов взаимодействия HAuCl_4 с материалом хвостов в течение 24ч. (рН пульпы 6.9-7.3, 25°C)

№ опыта	Материал, крупность, мм	$\text{C}(\text{Au})_{\text{исх}}$, мг/л	$\text{C}(\text{Au})_{\text{кон}}$, мг/л
1	ТП-С, -0.100+0	4,1	1,1
2	ТП-О, -0.100+0	4,1	0,6
3	ТП-С, -0.010+0	4,1	1,7
4	ТП-О, -0.010+0	4,1	1,2
5	ТП-С, -0.100+0	42,5	14
6	ТП-О, -0.100+0	42,5	14
7	ТП-С, -0.100+0	100	33
8	ТП-О, -0.100+0	100	31
9	Лимонит	100	17
10	ТП-С, -0.100+0	400	85
11	ТП-О, -0.100+0	400	85

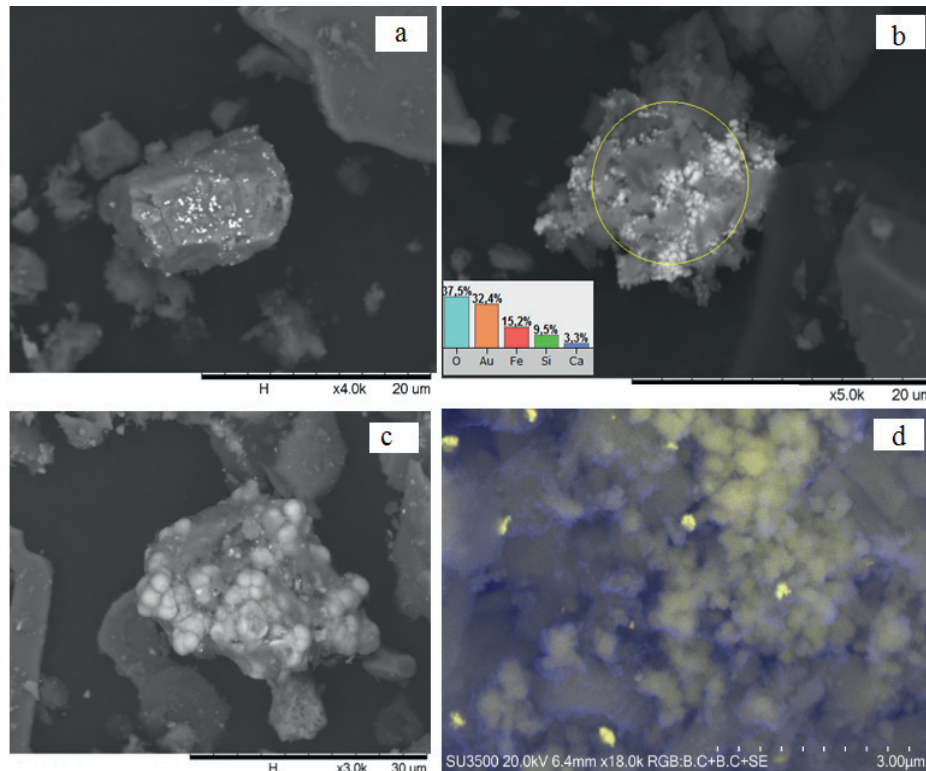


Рисунок. Частицы металлического золота:

а – на арсенопирите, б – на вторичных минералах железа, образованных на поверхности кварца, с – на вторичных железосодержащих фазах с примесями валентинита, d – на лимоните

В случае хвостов переработки сульфидных руд частицы золота обнаружены преимущественно на арсенопирите, пирите, а также в виде сложных структур с железом, вольфрамом и сурьмой (рисунок а).

На хвостах окисленных руд золото восстанавливается на лимоните (рисунки б, д). Также присутствуют вторичные частицы сложной структуры, где золото восстанавливается на железосодержащих фазах с примесями валентинита (рисунок с).

Согласно работе [8] гётит, являющийся основным компонентом лимонита, на своей поверхности способен накапливать золото в результате сорбционных процессов. Однако, золото на поверхности присутствует в виде металлических частиц, что говорит о протекании процессов восстановления, а не сорбции.

В качестве восстановителя может выступать Fe^{2+} , которое присутствует в виде комплексных соединений, образующихся в качестве побочных процессов при цианировании.

Список использованных источников

1. Shuster J., Reith F., Cornelis G., Parsons J. E., Parsons J. M., Southam G. Secondary gold structures: Relics of past biogeochemical transformations and implications for colloidal gold dispersion in subtropical environments // *Chemical Geology*, 2017, Vol. 450. – P. 154-164.
2. Daniel M. C., Astruc, D. Gold nanoparticles: assembly, supramolecular chemistry, quantum-size-related properties, and applications toward biology, catalysis, and nanotechnology// *Chemical reviews*, 2004, 104(1), 293-346.
3. Greffié C., Benedetti M. F., Parron C., Amouric M. Gold and iron oxide associations under supergene conditions: An experimental approach// *Geochimica et Cosmochimica Acta* 1996, 60(9), 1531-1542.
4. Chen J., Li. Y., Zhao First principles study of the occurrence of gold in pyrite//*Computational Materials Science C*, 2014, 88, 1-6.
5. Borisov R. V., Belousov O. V., Zhizhaev A. M., Belousova N. V., Kirik S. D. Carbon-Supported Palladium-Gold Bimetallic Disperse Systems Formed in Aqueous Solutions at 110 degrees C// *Russian Journal Of Inorganic Chemistry*, 2018, 63(3), 308-313.
6. Брагин В. И., Макаров В. А., Усманова Н. Ф., Самородский П. Н., Лобастов Б. М., Вашлаев А. И. Минералогические исследования техногенного сырья хвостохранилища золотоперерабатывающей фабрики// *ФТПРПИ*, 2019, 1, 163-167
7. Borisov, R. V., Bragin, V. I., Usmanova, N. F., & Plotnikova, A. A. (2020). Occurrence and Mobility of Gold in Old Milltailings// *Journal of Mining Science*, 56(1), 126-135.
8. Berrodier I., Farges F., Benedetti M., Winterer M., Brown Jr, G. E., Deveughèle M. Adsorption mechanisms of trivalent gold on iron-and aluminum-(oxy) hydroxides. Part 1: X-ray absorption and Raman scattering spectroscopic studies of Au (III) adsorbed on ferrihydrite, goethite, and boehmite// *Geochimica et cosmochimica acta*, 2004, Vol. 68.– P. 3019-3042.

**КОМПЛЕКСНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ НЕРУДНЫХ ПОЛЕЗНЫХ
ИСКОПАЕМЫХ ИЗ ОТВАЛОВ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ
АРКТИЧЕСКИХ РАЙОНОВ КАРЕЛИИ***

Мясникова О.В., Бубнова Т.П.

Институт геологии — обособленное подразделение Федерального государственного бюджетного учреждения науки Федерального исследовательского центра «Карельский научный центр Российской академии наук», г.Петрозаводск, Российская Федерация,
e-mail: okmyasn@krc.karelia.ru, bubnova@krc.karelia.ru

Отвалы слюдяных и керамических пегматитов Лоухского района представляют практический интерес как вторичное сырье для различных отраслей промышленности. Приведены первые результаты исследования отвалов для производства щебня и возможности его применения для строительной индустрии.

**Complex use of nonmetallic minerals from dumps of mining enterprises in the
Arctic regions of Karelia**

Myasnikova O.V., Bubnova T.P.

Dumps of mica and ceramic pegmatites of the Loukhsky region are of practical interest as a secondary raw material for various industries. The first results of the study of dumps for the production of crushed stone and the possibility of its application for the construction industry are presented.

В настоящее время в Российской Федерации (РФ) уделяется большое внимание проблемам охраны окружающей среды, в том числе, за счет сокращения объемов захоронения отходов производства. По отраслям в РФ в 2019 году производство неметаллических полезных ископаемых стоит на четвертом месте по выработке промышленных отходов в среднем на одно предприятие в год (8,1 тыс. тонн по данным сети FinExpertiza).

Отходы добычи и обогащения крупнотоннажны. Большая их часть накапливается в отвалах и хвостохранилищах горнопромышленных предприятий. Отвалы занимают огромные территории и их воздействие на окружающую среду носит трансграничный характер, при этом значительная часть отвалов является нетоксичной и может использоваться как вторичное сырье в различных отраслях промышленности.

В связи с этим все большее внимание уделяется вопросам комплексного использования нерудных полезных ископаемых, включающим извлечение нескольких полезных компонентов из добываемой горной массы и переработке

* Работа выполнена в рамках Госзадания ИГ КарНЦ РАН.

отвалов производства: пустых пород и некондиционного минерального сырья. Для Арктических районов Карелии, например Лоухского района, (Указ Президента Российской Федерации от 27.06.2017 г. № 287) этот вопрос имеет первостепенное значение, в связи с отработкой месторождений слюдяных и керамических пегматитов ГОКом «Карелслюда» и формированием на дневной поверхности огромных отвалов пород различного состава и крупности.

В Лоухском районе Республики Карелия с начала 20-х годов прошлого века разрабатывались пегматитовые месторождения, большая часть которых расположена в районе побережья Чупинского залива Белого моря. Климатические условия района характеризуются как умеренно суровые, число дней со снежным покровом 165-170, продолжительность безморозного периода 105-115 дней. Экономические проблемы 90-х годов прошлого столетия привели к банкротству ГОКа «Карелслюда», а затем и созданного на его базе ЗАО "Чупинский ГОК". Добыча и переработка пегматитового сырья была приостановлена, шахты законсервированы, рудники заброшены.

Сотрудниками ИГ КарНЦ РАН было выполнено ревизионное обследование отвалов и установлено, что отвалы представляют неоднородную по гранулометрическому и породному составу смесь: кварца, полевых шпатов, мусковита, вскрышных и вмещающих пород и хвостов обогащения.

Ранее было проведено технологическое опробование кварцевой и мусковитовой составляющей отвалов.

Нами было выполнено первичное опробование вскрышных и вмещающих пород отвалов как нерудного сырья для производства щебня и песчано-щебенистых смесей.

Вскрышные и вмещающие породы отвалов рудника Плотина представлены смесью различных фракций гнейсов и гнейсогранитов. Была отобрана технологическая проба, на месте выполнены замеры радиоактивности с применением радиометра СРП-68-01 и в лабораторных условиях проведен анализ физико-механических свойств щебня различных фракций в соответствии с ГОСТ 8267-93 «Щебень и гравий из плотных горных пород для строительных работ» (таблица 1).

Анализ полученных результатов подтвердил, что щебень, полученный из вскрышных и вмещающих пород отвалов рудника Плотина, может быть использован в качестве заполнителя тяжелых бетонов, в дорожных и других видах строительных работ.

По мощности экспозиционной дозы гамма-излучения, щебень относится к 1 классу (МЭД не более 20-25 мкР/час) и может применяться без ограничений в любых видах работ.

**«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки
природного и техногенного минерального сырья»**

Таблица 1. Физико-механические свойства щебня из отвалов рудника Плотина

Наименование испытания	Размер фракции, мм		
	5-10	10-20	20-40
Дробимость, % по массе	16.03	17.45	13.12
Марка по дробимости	600	600	800
Истираемость в полочном барабане, % по массе	25.26	24.56	24.17
Марка по истираемости	И 2	И 1	И 1
Содержание в щебне зерен пластинчатой и игловатой формы, % по массе	14.60	11.95	8.07
Группа щебня	2	2	1
Средняя плотность, г/см ³	2.66	2.66	2.68
Требования к средней плотности, г/см ³	от 2.0 до 3.0		
Мощность экспозиционной дозы (МЭД) гамма-излучения, мкР/час	12-15		

Основную массу отвалов керамических пегматитов составляет микроклиновидный и плагиоклазовидный пегматит, в меньшем количестве микроклин, кварц. Скальные вскрышные породы представлены амфиболитами, гнейсами, габбро. На отвалах рудника Хетоламбино была отобрана технологическая проба пегматита смешанного состава и изучены свойства пегматитового щебня различных фракций (таблица 2).

Таблица 2. Физико-механические свойства щебня из отвалов рудника Хетоламбино

Наименование испытания	Размер фракции, мм		
	5-10	10-20	20-40
Дробимость, % по массе	25.78	24.46	16.25
Марка по дробимости	300	300	600
Истираемость в полочном барабане, % по массе	55.10	53.92	42.40
Марка по истираемости	И 4	И 4	И 4
Содержание в щебне зерен пластинчатой и игловатой формы, % по массе	14.12	16.52	9.21
Группа щебня	2	2	1
Средняя плотность, г/см ³	2.68	2.68	2.69
Требования к средней плотности, г/см ³	от 2.0 до 3.0		
Мощность экспозиционной дозы (МЭД) гамма-излучения, мкР/час	15-17		

По прочностным показателям щебень из отходов обогащения пегматитов относится к низкопрочному, по мощности экспозиционной дозы гамма-излучения - к 1 классу. Щебень может использоваться для отсыпки второстепенных дорог, в качестве покрытия грунтовых дорог и как декоративный щебень для отделки поверхности элементов зданий, для производства декоративной плитки и различных архитектурно-садовых форм.

Следовательно, производство щебня из отвалов недропользования и

использование его в хозяйственном обороте позволяет удешевить стоимость строительства, сократить потребление природных ресурсов и изъятие земель для добычи природного сырья, необходимого для производства строительных материалов. Большие объемы строительных работ в последние годы и высокие потребности в строительных материалах, делают это направление переработки отходов перспективным.

СЕЛЕКТИВНОЕ БИОВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ НИКЕЛЯ ИЗ КОЛЛЕКТИВНЫХ СУЛЬФИДНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ*

Муравьев М.И., Панюшкина А.Е., Фомченко Н.В.

Федеральное государственное учреждение «Федеральный исследовательский центр «Фундаментальные основы биотехнологии» Российской академии наук», Москва, Российская Федерация, *e-mail: maxmuravyov@inmi.ru*

Предложен способ получения медных концентратов из медно-никелевых путем их биовыщелачивания с использованием ацидофильных микроорганизмов. Удаление никеля при этом зависело от его содержания в концентрате.

Selective bioleaching of nickel from bulk sulfidic concentrates

Muravyov M.I., Panyushkina A.E., Fomchenko N.V.

A method for producing copper concentrates from copper-nickel concentrates by bioleaching using acidophilic microorganisms has been proposed. The removal of nickel depended on its content in the original concentrate.

Обогащение комплексных сульфидных руд (например, медно-цинковых или медно-никелевых) часто осложняется трудностью получения селективных концентратов, обусловленной главным образом текстурно-структурными особенностями сырья. Получение коллективных сульфидных концентратов характеризуется меньшими финансовыми затратами и относительной простотой технологических схем. Биовыщелачивание может являться одним из перспективных способов переработки коллективных сульфидных концентратов цветных металлов. При этом представляет интерес не извлечение из них цветных металлов полностью, а селективное биовыщелачивание легкоокисляемых сульфидных минералов при концентрировании трудноокисляемых минералов в

* *Работа выполнена при финансовой поддержке Российского научного фонда (грант № 21-14-00077).*

твёрдой фазе.

Ранее было показано, что из медно-цинкового концентрата сульфидной руды возможно селективное удаление цинка. Это было достигнуто в процессе выщелачивания концентрата сернокислым раствором трехвалентного железа, который был получен при биоокислении сульфата двухвалентного железа. Биоокисление осуществлялось сообществом ацидофильных хемолитотрофных микроорганизмов. После выщелачивания концентрата содержание цинка в полученном осадке снизилось с 7.36 до 0.5%, а содержание меди повысилось с 10 до 16%.

Также было показано, что увеличение отношения содержания халькопирита к сфалериту приводило к увеличению скорости выщелачивания сфалерита. Это было связано с комплексом причин: разницей в электродном потенциале минералов, разницей в механизмах их окисления, а также механизмах пассивации поверхности частиц минералов.

Установленные закономерности были общими как для процесса химического выщелачивания медно-цинковых концентратов сульфатом трехвалентного железа, так и при их биовыщелачивании с использованием сообществ ацидофильных микроорганизмов.

Было показано, что при (био)окислении сфалерит-халькопиритового сырья в сернокислых растворах трехвалентного железа наблюдалось гальваническое взаимодействие между сульфидными минералами, в результате чего халькопирит, имеющий наиболее высокий электродный потенциал, становился катодом, а сфалерит, имеющий низкое значение электродного потенциала, – растворяющимся анодом.

Как известно, помимо сфалерит-халькопиритовых, к коллективным сульфидным концентратам, содержащим как упорные, так и легко окисляемые минералы, можно отнести пентландит-халькопиритовые.

Целью настоящего исследования являлось сравнение процессов биовыщелачивания медно-никелевых концентратов с разным содержанием цветных металлов умеренно термофильным микробным сообществом.

Объектами исследований являлись медно-никелевые сульфидные концентраты руды месторождения Шануч (Камчатский край). Рудные минералы в концентратах представлены следующими основными сульфидами: халькопиритом (CuFeS_2), петландитом $(\text{NiFe})_9\text{S}_8$, виоларитом FeNi_2S_4 , пирротинном (Fe_{1-x}S) и пиритом FeS_2 . Содержание основных элементов в концентратах представлено в таблице 1.

Для проведения процессов биовыщелачивания концентратов было сформировано активное ацидофильное микробное сообщество при 40°C. В состав

сообществ были включены хемолитотрофные железо- и сероокисляющие штаммы микроорганизмов различной видовой принадлежности: *Acidithiobacillus (A.) ferrooxidans*, *A. thiooxidans*, *A. caldus*, *Leptospirillum ferriphilum*, *Leptospirillum spp.*, *Ferroplasma (F.) acidiphilum*, *F. acidarmanus*, *Acidiplasma sp.*, *Sulfobacillus (S.) thermotolerans*, *S. thermosulfidooxidans* и *Sulfobacillus spp.*

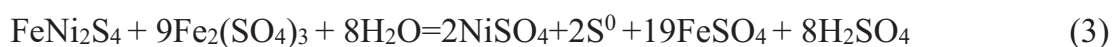
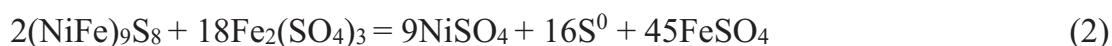
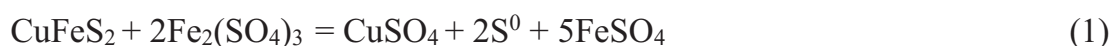
Таблица 1. Содержание элементов в коллективных сульфидных концентратах

Концентрат	Содержание, %					
	Cu	Ni	Fe	S	Ca	Si
Медно-никелевый 1	10.9	9.45	21.3	26.8	0.91	7.28
Медно-никелевый 2	10.8	7.20	21.81	25.16	0.96	7.95

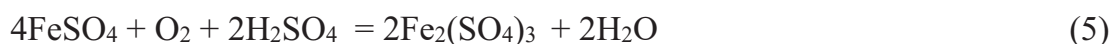
Опыты проводили в биореакторе объемом 2 л, содержащем 1 л суспензии, при перемешивании верхнеприводной турбинной мешалкой с частотой 500 об/мин, барботажем воздуха с расходом 4 л/мин и термостатированием U-образным теплообменником, соединенным с водяным циркуляционным термостатом.

Количество вносимого в биореактор концентрата в каждом опыте составляло 10 г, которое смешивалось с 1 л инокулята (1% твердой фазы). Опыты проводили при 40°C. Начальный pH устанавливали на уровне 1.1–1.2 добавлением концентрированной серной кислоты.

При биовыщелачивании сульфидных коллективных концентратов с использованием ацидофильных хемолитотрофных микроорганизмов происходит разрушение минералов цветных металлов: халькопирита (CuFeS_2), пентландита ($(\text{NiFe})_9\text{S}_8$) и виоларита (FeNi_2S_4) по следующим реакциям:



Микроорганизмы при этом окисляют продукты этих реакций – двухвалентное железо и элементарную серу:



Результаты измерения концентраций цветных металлов в жидкой фазе при биовыщелачивании медно-никелевого концентрата 1 в течение 22 сут показали, что концентрация никеля возросла до 705 мг/л, а меди – всего до 91.7 мг/л. При биовыщелачивании медно-никелевого концентрата 2 за то же время концентрация никеля в жидкой фазе достигла 625 мг/л, а меди – всего 86 мг/л.

На основании полученных результатов была рассчитана средняя скорость выщелачивания цветных металлов, а также средняя удельная скорость

**«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки
природного и техногенного минерального сырья»**

выщелачивания. Результаты расчетов представлены в таблица 2.

Таблица 2. Скорость и удельная скорость выщелачивания меди и никеля из концентратов при 40°С

Концентрат	Скорость выщелачивания, мг/(л·сут)		Удельная скорость выщелачивания, мг/(г·сут)	
	Cu	Ni	Cu	Ni
Медно-никелевый 1	4.17	37.1	3.82	39.2
Медно-никелевый 2	3.90	28.4	3.61	39.5

Из данных таблицы следует, что скорость выщелачивания никеля значительно превышала скорость выщелачивания меди (примерно в 8 раз), а удельная скорость – в 10 раз.

Полученные данные свидетельствуют об относительной селективности выщелачивания никеля из пентландита и виоларита и цинка из сфалерита по сравнению с медью из халькопирита. Удельная скорость биовыщелачивания как никеля так и меди при сравнении двух концентратов не отличалась, что вызвано, вероятно, малым отличием в соотношении сульфидных минералов в концентратах.

После проведения биовыщелачивания концентратов был определен выход осадков, содержание в них цветных металлов, а также их извлечение в жидкую фазу. Результаты расчетов приведены в таблице 3.

Таблица 3. Основные результаты биовыщелачивания концентратов

Концентрат	Выход, осадка, %	Содержание в осадке, %		Извлечение в раствор, %	
		Cu	Ni	Cu	Ni
Медно-никелевый 1	44.9	22.9	5.35	8.45	74.6
Медно-никелевый 2	48.5	20.5	1.96	7.96	86.8

Из данных таблицы 3 следует, что установленный эффект селективности выщелачивания никеля по сравнению с медью позволил сконцентрировать медь в твердой фазе с получением медных концентратов. При этом содержание меди повышалось на 6–12%, а содержание никеля снижалось на 4–5%. Никель из концентрата 2 был выщелочен на 86.8%.

Следует отметить, что содержание никеля было выше в концентрате 1, в результате чего извлечение никеля в жидкую фазу из этого концентрата было относительно низким. При увеличении продолжительности биовыщелачивания в указанных условиях извлечение никеля в раствор может быть повышено.

Таким образом, установлено, что при биовыщелачивания медно-никелевых концентратов, основное количество меди оставалось в осадках выщелачивания, в то время как никель в высокой степени извлекался в раствор.

Извлечение никеля в жидкую фазу зависело от содержания его в концентрате. Извлечение цветных металлов из полученных при биовыщелачивании сернокислых растворов может осуществляться известными способами, в частности, селективной жидкостной экстракцией.

Осадки выщелачивания с высоким содержанием меди и низким содержанием никеля могут быть эффективно переработаны с помощью пирометаллургических способов.

ИЗУЧЕНИЕ КИНЕТИКИ РАСТВОРЕНИЯ ЗОЛОТА ТИОЦИАНАТНЫМИ РАСТВОРАМИ МЕТОДОМ ВРАЩАЮЩЕГОСЯ ДИСКА

Лукьянов А.А., Богородский А.В., Баликов С.В.

Акционерное общество "Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов" (АО «Иргиредмет»),
г. Иркутск, Российская Федерация, e-mail: laa@irgiredmet.ru

Методом вращающегося диска изучена кинетика растворения металлического золота тиоцианатными растворами в кислой среде в присутствии окислителя – сульфата трёхвалентного железа. Определена зависимость скорости растворения золота от частоты вращения золотого диска, концентраций окислителя и растворителя (тиоцианата), температуры тиоцианатных растворов. Установлена лимитирующая стадия растворения золота тиоцианатными растворами в кислой среде в присутствии окислителя.

Study of the kinetics of gold dissolution in thiocyanate solutions by the rotating disc method

Lukyanov A.A., Bogorodsky A.V., Balikov S.V.

The kinetics of gold dissolution by thiocyanate solutions in an acidic medium in the presence of an oxidant – ferric sulfate-was studied by the rotating disk method. The dependence of the gold dissolution rate on the rotation frequency of the gold disk, the concentrations of the oxidant and solvent (thiocyanate), and the temperature of the thiocyanate solutions is determined. The limiting stage of gold dissolution by thiocyanate solutions in an acidic medium in the presence of an oxidant is established.

Традиционной схемой извлечения драгоценных металлов из продуктов автоклавного, бактериального окисления и окислительного обжига является цианирование твёрдого остатка после предварительной щелочной обработки, либо водной отмычки, проводимой с целью удаления серосодержащих продуктов, снижающих эффективность цианирования.

Альтернативным способом извлечения драгоценных металлов из продуктов предварительной окислительной обработки упорного сульфидного минерального сырья, исключая необходимость проведения щелочной обработки (водной отмывки), является использование растворителей золота на основе тиоцианата.

Работа выполнена с целью изучения кинетических закономерностей растворения золота тиоцианатными растворами в кислой среде в присутствии окислителя для последующей оптимизации данного процесса.

Кинетические закономерности растворения золота тиоцианатными растворами в кислой среде в присутствии окислителя изучались методом вращающегося диска.

Изучена зависимость скорости растворения золота тиоцианатными растворами в кислой среде в присутствии окислителя от частоты вращения золотого диска, при концентрации SCN^- – 0,05 моль/л, Fe^{3+} – 0,025 моль/л, H_2SO_4 – 0,20 моль/л, $T = 298 \text{ K}$, частота вращения золотого диска 5,2 - 157 рад/с.

При растворении золота тиоцианатными растворами в диапазоне частоты вращения золотого диска 5,2-52,3 рад/с получена зависимость характерная для процесса, протекающего в диффузионной области, когда скорость процесса лимитирована подводом растворителя, либо отводом продуктов реакции.

В диапазоне частоты вращения диска 52,3-157 рад/с, скорость растворения золота не зависит от частоты вращения диска, что соответствует кинетической области т.е. скорость растворения золота лимитирована скоростью химической реакции.

На рисунке 1 представлена зависимость скорости растворения золота от концентрации окислителя, в следующих условиях: $T=298 \text{ K}$, SCN^- – 0,05 моль/л, Fe^{3+} от 0,00125 до 0,1 моль/л, H_2SO_4 – 0,20 моль/л, частота вращения диска 15,7 рад/с.

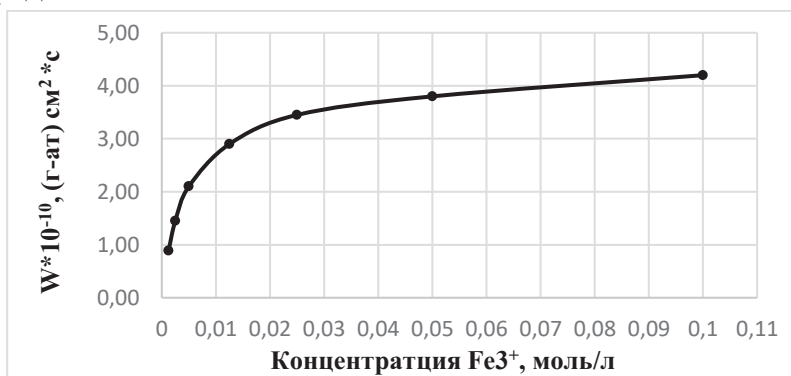


Рисунок 1. Зависимость скорости растворения золота от концентрации Fe^{3+}

Определено, что с увеличением концентрации окислителя – Fe^{3+} с 0,00125 до 0,025 моль/л скорость растворения золота увеличивается в 3,9 раза, дальнейшее увеличение концентрации окислителя в исследуемом пределе существенного влияния на скорость растворения золота не оказывает.

Рассчитан порядок скорости реакции по концентрации Fe^{3+} , который составил 0,38. Дробный показатель степени концентрации окислителя указывает на сложный характер данного процесса.

Изучено влияние температуры на скорость растворения золота тиоцианатными растворами в кислой среде в присутствии окислителя, в следующих условиях:

концентрация SCN^- – 0,05 моль/л,

Fe^{3+} – 0,025 моль/л,

H_2SO_4 – 0,20 моль/л,

$T = 25, 40, 50, 60$ °С,

частота вращения золотого диска 15,7 и 78,6 рад/с.

На рисунке 2 представлен график зависимости константы скорости растворения ($\text{Lg}K$) золота тиоцианатными растворами в кислой среде в присутствии окислителя от температуры при частоте вращения диска 15,7 и 78,6 рад/с.

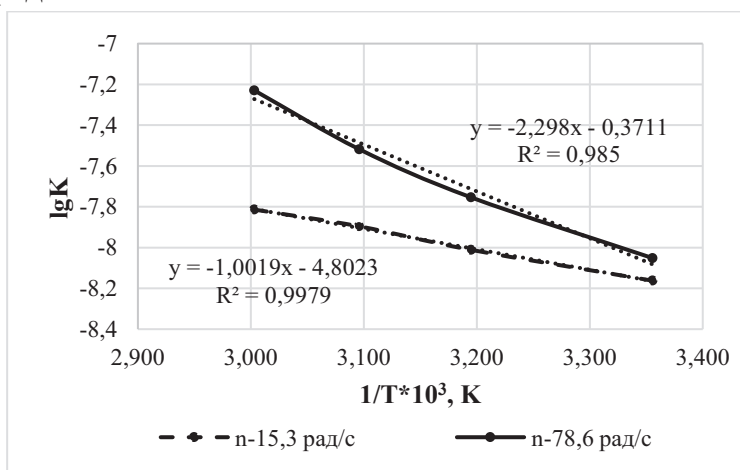


Рисунок 2. Зависимость константы скорости растворения ($\text{Lg}K$) золота в тио-цианатных растворах от температуры при частоте вращения диска 15,7 и 78,6 рад/с

Следует отметить, что на всех первичных кинетических кривых фиксировали снижение скорости растворения золота по мере продолжительности опытов. При этом на поверхности диска визуально определяли налёт (плёнку) красно-оранжевого цвета.

Примечательно, что при $n = 15,7$ рад/с ярко выраженную плёнку на поверхности диска определяли в диапазоне температуры 40-60 °С, а при $n = 78,6$ рад/с в аналогичном температурном диапазоне плёнку определяли в виде плохо заметного налёта.

По формуле Аррениуса рассчитана экспериментальная энергия активации, которая составила 18,43 кДж/моль (диффузионный режим – 15,7 рад/с), 45,57 кДж/моль (кинетический режим – 78,6 рад/с). Полученные значения энергии активации являются характерными для исследуемых областей протекания

процесса.

Изучена зависимость скорости растворения золота от концентрации тиоцианата при $T=298\text{ K}$, концентрации SCN^- от 0,005 до 0,1 моль/л, Fe^{3+} – 0,025 моль/л, H_2SO_4 – 0,20 моль/л, частота вращения диска 15,7 рад/с, рисунок 3.

Показано, что скорость растворения золота в тиоцианатном растворе в диапазоне концентраций тиоцианата 0,005-0,1 моль/л, увеличивается пропорционально концентрации растворителя.

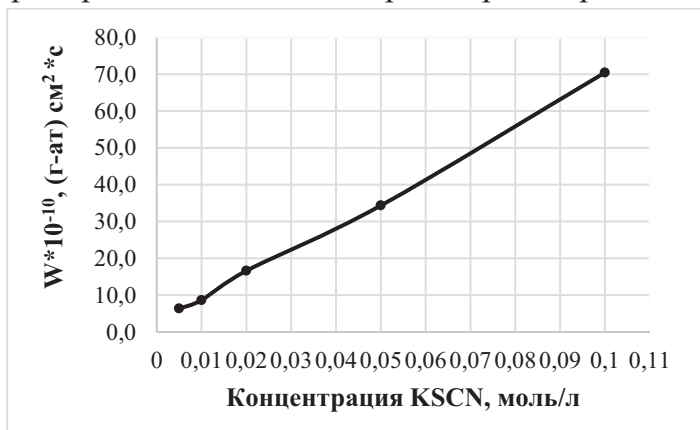


Рисунок 3. Зависимость скорости растворения золота от концентрации тиоцианата калия при температуре 298 К

На основании проведённых исследований сделаны следующие выводы:

1. С увеличением концентрации окислителя – Fe^{3+} с 0,00125 до 0,025 моль/л скорость растворения золота увеличивается в 3,9 раза, дальнейшее увеличение концентрации окислителя в исследуемом пределе существенного влияния на скорость растворения золота не оказывает.
2. С увеличением температуры кислых тиоцианатных растворов с 25 до 60 °С при концентрации SCN^- – 0,05 моль/л, Fe^{3+} – 0,025 моль/л, H_2SO_4 – 0,20 моль/л, в диффузионном режиме скорость растворения золота увеличивается в 2,23 раза.
3. Увеличение концентрации тиоцианата в диапазоне от 0,005 до 0,1 моль/л при концентрации окислителя 0,025 моль/л пропорционально увеличивает скорость растворения золота.

Совокупность полученных данных:

- влияние частоты вращения золотого диска на скорость растворения золота;
- пропорциональное увеличение скорости растворения золота от концентрации тиоцианата;
- наличие видимых плёнок на поверхности золотого диска;
- снижение скорости растворения золота по мере продолжительности опытов;
- значение энергии активации характерное для диффузионных процессов, свидетельствует о внутридиффузионной области протекания процесса.

ЭЛЕМЕНТНОЙ СЕРЫ С ОЗОНОМ В ВОДНОМ РАСТВОРЕ КИСЛОТЫ*

Крылова Л.Н.¹, Селиверстов А.Ф.²

¹ Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Москва, Российская Федерация, e-mail: *krulov@yandex.ru*

² Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт физической химии и электрохимии им. А.Н.Фrumкина РАН, Москва, Российская Федерация

Установлено, скорость окисления элементарной коллоидной серы в растворе кислоты озонем низкая, зависимость окисления серы от продолжительности процесса близка к линейной при разной температуре, при этом озон каталитически разлагается пропорционально содержанию серы, определены константы скорости разложения озона.

Interactions of elemental sulfur with ozone in aqueous acid solution

Krylova L.N., Seliverstov A.F.

It has been established that the rate of oxidation of elemental colloidal sulfur in an acid solution by ozone is low, the dependence of sulfur oxidation on the duration of the process is close to linear at different temperatures, while ozone catalytically decomposes in proportion to the sulfur content, and the rate constants for ozone decomposition are determined.

Элементарная сера образуется на первом этапе окисления сульфидов металлов в растворе кислот в процессах атмосферного, автоклавного и бактериального выщелачивания металлов из сульфидных руд и концентратов. Элементарная сера окисляется медленнее, чем сульфиды металлов, накапливается на поверхности минералов и в растворе в коллоидном состоянии, может существенно влиять на кинетику и эффективность процессов, последующую переработку кека выщелачивания, например, при цианировании. Образующаяся при окислении сульфидов металлов в растворе серной кислоты с участием озона мелкодисперсная сера может окисляться с образованием серной кислоты и ее частицы могут инициировать разложение озона.

Изучение окисления элементарной серы осуществлялось в реакторе объемом 400 мл с перемешиванием механической мешалкой со скоростью 400 об/мин, подачей 120 мл/мин озона концентрацией 180 мг/дм³ в озono-кислородной смеси (ОКС), значении рН 1,0, количестве серы 160 г. Исследование проводилось в растворе хлорной кислоты, а не серной кислоты как при выщелачивании, для точного анализа окисления элементарной серы по сульфат-ионам.

* *Исследование выполнено при финансовой поддержке РФФИ в рамках научного проекта № 19-05-00641\21*

Коллоидную серу для исследований получали разложением тиосульфата натрия в кислой среде. Полученный раствор коллоидной серы обладал достаточной устойчивостью в течение нескольких часов. Для устранения осаждения серы на стенках реактора и моделирования условий выщелачивания при озонировании с перемешиванием в раствор вносилась нереакционноспособная неорганическая твердая фаза в соотношении Т:Ж=1:10.

Концентрация озона в газовой фазе и растворе регистрировалась оптическим УФ-анализатором, концентрация сульфат-ионов определялась на атомно-эмиссионном спектрометре с индуктивно связанной плазмой. Частицы коллоидной серы изучались на атомно-силовом микроскопе с использованием в качестве подложки пленок полистирола на поверхность которых помещалась капля раствора коллоидной серы.

Полученные частицы коллоидной серы имеют сферическую форму, равномерно распределены на подложке и характеризуются достаточно узким диапазоном наноразмеров. Около 50% частиц серы имеют размер около 10 нм и 40% - в пределах 20÷40 нм. В течение нескольких часов выраженной агрегации частиц коллоидной серы не наблюдается. При длительном отстаивании происходит оседание серы и ее налипание на стенки сосуда.

Окисление элементной серы озоном в кислом растворе происходит медленно, при 20°C окисляется 22,5% серы за 10 часов, при 50°C - 31,3%, расход озона на окисление 1 г S⁰ составляет 98,1 г и 70,0 г соответственно.

В течение процесса озонирования коэффициент использования озона практически постоянен ~23%.

Добавление непрерывно пероксида водорода 0,25 мл/мин при озонировании раствора с серой при 50°C способствует небольшому повышению окисления до 35,6% и снижению расхода озона до 58,1 г/г S⁰. Эти результаты объясняются участием второго окислителя и образованием при взаимодействии O₃ с H₂O₂ более химически сильных окислителей OH* и HO₂* радикалы – реактив пероксон. Зависимость окисления серы озоном и пероксоном от продолжительности процесса близка к линейной при разной температуре. Реакция окисления серы протекает по нулевому порядку относительно содержания серы, то есть, скорость окисления серы остается постоянной во времени.

Для гетерогенных процессов это может являться следствием сложного механизма окисления с лимитирующей стадией, которая реализуется на поверхности твердой фазы. Лимитирующей стадией в данном процессе может быть сорбция озона на поверхности частиц, реакция переноса электрона или десорбция продуктов реакции. В соответствии с вероятными реакциями окисления серы озоном с образованием серной кислоты (1), (2) на окисление

одного моля серы требуется 1 или 3 моля озона.



Полученные в экспериментах количественные соотношения окисленной серы и использованного для этого озона показывают, что на окисление в водном растворе кислоты одного моля серы при 50°C требуется около 65,5 молей озона. Отсюда следует, частицы элементной коллоидной серы активизируют процесс разложения озона.

Изучена зависимость разложения озона от содержания серы по изменению оптической плотности поглощения в водном растворе 0,1 н серной кислоты. Оптическое поглощение озона имеет характерную полосу с максимумом при 258 нм и коэффициентом молярной экстинкции $\varepsilon = 3000 \text{ моль}^{-1}\text{см}^{-1}$.

Оптическое поглощение коллоидной серы в растворе серной кислоты носит бесструктурный характер, интенсивность его плавно спадает в сторону длинных волн и вызвано релеевским рассеянием света на взвешенных частицах.

При увеличении содержания коллоидной серы в растворе с 2 до 4 ммоль/л скорость снижения оптического поглощения озона возрастает, что свидетельствует о разложении озона при взаимодействии с серой. Из кинетики развития процесса исчезновения озона в водном растворе следует, что снижение концентрации озона в два раза ($\tau_{1/2}$) происходит приблизительно за 14 и 7 минут для растворов, содержащих 2 и 4 ммоль/л коллоидной серы.

Таким образом, концентрация озона в водном растворе уменьшается пропорционально увеличению содержания серы.

Из анаморфоз кинетики разложения озона в координатах реакции первого порядка следует, что процесс разложения озона в присутствии коллоидной серы описывается уравнением реакции псевдопервого порядка. Значения эффективных констант разложения озона составляют 0,046 и 0,096 мин⁻¹ в присутствии в растворе 2 и 4 ммоль/л серы, изменение константы пропорционально содержанию серы. Константа скорости разложения озона равна приблизительно 24 л моль⁻¹мин⁻¹ и является относительной коллоидному состоянию серы, размерам ее частиц.

Разложение озона в растворе 0,1 н серной кислоты в присутствии элементной коллоидной серы в интервале 90 мин с достаточной точностью описывается уравнением:

$$[O_3]_t = [O_3]_0 \exp(-k[S] t) \quad (3)$$

где, k - константа скорости реакции 24 л моль⁻¹мин⁻¹, $[S]$ – содержание серы, моль/л.

Установленная закономерность разложения озона в присутствии

коллоидной серы сохраняется в диапазоне изменения содержания серы 2-4 ммоль/л.

Исчезновение озона в реакции псевдопервого порядка свидетельствует, что при взаимодействии содержание серы почти не изменяется, она практически не окисляется в течение 90 мин. Это подтверждается тем, что после завершения разложения озона оптическое поглощение, обусловленное коллоидной серой, не претерпевает видимых изменений по интенсивности и форме. Разложение озона лимитируется процессом его подвода к частице серы, на поверхности которой происходит распад молекул озона.

Таким образом, скорость окисления элементной коллоидной серы озоном в растворе кислоты низкая и постоянна во времени, при этом озон каталитически разлагается пропорционально содержанию серы.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ЭЛЕКТРОЛИЗА ЦИНКА С ЦЕЛЬЮ ВЫЯВЛЕНИЯ ВЗАИМОСВЯЗЕЙ ПАРАМЕТРОВ ПРОЦЕССА

Рутковский А.Л., Хадзарагова Е.А., Юрошева Т.А.

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Северо-кавказский горно-металлургический институт (государственный технологический университет), г. Владикавказ, Республика Северная Осетия-Алания, Российская Федерация

В настоящей работе приведены результаты исследования в промышленных условиях влияния концентраций примесей в нейтральном растворе на выход цинка по току и оптимизация технологического режима.

Research of process of electrolysis of zinc in order to identify the interconnections of process parameters

Rutkowsky A.L., Hadzaragova E.A., Yurosheva T.A.

In the real work results of research are given in industrial conditions of influence of concentration of impurity in neutral solution on a zinc exit on a current and optimization of a technological mode

Методом планирования эксперимента исследовано влияние плотности тока, температуры, концентраций цинка и серной кислоты в электролите на катодный выход цинка по току при электролизе чистых растворов, содержащих следы примесей металлов. Получены уравнения регрессии, на основе которых найдены оптимальные параметры электролиза [1].

При отработке конкретного технологического процесса целесообразно построение экспериментальных моделей на основе методов регрессионного анализа. Эти модели дают возможность оптимизировать процесс в области выбранных технологических параметров, настроить его на получение максимального выхода по току цинка. Суть экспериментального построения заключается в следующем. Одним из основных управляющих факторов процесса электролиза цинка оказывающего влияние на выход цинка по току является концентрация примесей в нейтральном растворе. Между этим фактором и выходом процесса существует регрессионная зависимость $y = y(x_1, x_2, x_3, x_4)$, которая может быть представлена с помощью полинома [2]

$$y = a_0 + a_1 \cdot x_1 + a_2 \cdot x_2 + a_3 \cdot x_3 + a_4 \cdot x_4 + \\ + a_5 \cdot (x_1 \cdot x_2) + a_6 \cdot (x_1 \cdot x_3) + a_7 \cdot (x_1 \cdot x_4) + \\ + a_8 \cdot (x_2 \cdot x_3) + a_9 \cdot (x_2 \cdot x_4) + a_{10} \cdot (x_3 \cdot x_4), \quad (1)$$

где $a_0 \dots a_{10}$ – коэффициенты, оценки которых находят, пользуясь результатами эксперимента с помощью метода наименьших квадратов.

Уравнение (1) называют функцией отклика или уравнением регрессии. Оно является математической моделью процесса, соответствующей данным промышленного эксперимента.

С помощью такой модели можно определять точность поддержания управляющих (технологических) факторов на заданном уровне и оптимизировать систему путем нахождения наиболее благоприятного сочетания технологических факторов.

В подавляющем большинстве случаев даже очень сложные системы могут быть удовлетворительно описаны полиномом не выше второго порядка. Поэтому уравнение регрессии на первом этапе принимаем в виде

$$y = a_0 \cdot x_0 + a_1 \cdot x_1 + a_2 \cdot x_2 + a_3 \cdot (x_1 \cdot x_2) \quad (2)$$

где x_1, x_2 – нормированные значения управляющих факторов; a_0 – свободный член, равный выходу при $x_1 = 0$;

b_1, b_2 – коэффициенты указывающие на влияние факторов x_1, x_2 на процесс; b_3 – коэффициент, указывающий на взаимодействие факторов x_1, x_2 ; $x_0 = 1$ – фиксированная переменная [2].

Уравнением (2) представляются зависимости совместного влияния концентраций хлора, кобальта, кадмия и марганца в нейтральном растворе на выход цинка по току, на основе которых были выведены следующие уравнения регрессии:

1. Уравнение зависимости совместного влияния концентрации хлора и концентрации кобальта в нейтральном растворе на выход по току

**«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки
природного и техногенного минерального сырья»**

$$\begin{aligned}
 V_t = & 95,234 - 579,251 \cdot C_{Cl}(\text{н.р.}) - \\
 & - 11,359 \cdot C_{Co}(\text{н.р.}) - 155,159 \cdot C_{Cd}(\text{н.р.}) - \\
 & - 0,152 \cdot C_{Mn}(\text{н.р.}) + \\
 & + 1986,422 \cdot (C_{Cl}(\text{н.р.}) \cdot C_{Co}(\text{н.р.})), \quad (3)
 \end{aligned}$$

где $C_{Cl}(\text{н.р.}) \cdot C_{Co}(\text{н.р.})$ – произведение концентрации хлора и концентрации кобальта в нейтральном растворе; V_t – выход по току, %; сила связи между концентрацией хлора и концентрацией кобальта в нейтральном растворе равна 0,905. Расчётное значение F - статистики $F_{\text{расч}} = 5,528$. Табличное значение F - статистики $F_{\text{таб}} = 1,875$. Так как $F_{\text{расч}} > F_{\text{таб}}$, то уравнение регрессии адекватно с доверительной вероятностью $\alpha = 0,95$.

2. Уравнение зависимости совместного влияния концентрации кобальта и концентрации кадмия в нейтральном растворе на выход по току

$$\begin{aligned}
 V_t = & 93,899 - 104,662 \cdot C_{Cl}(\text{н.р.}) - \\
 & - 5,443 \cdot C_{Co}(\text{н.р.}) - 104,862 \cdot C_{Cd}(\text{н.р.}) - \\
 & - 0,174 \cdot C_{Mn}(\text{н.р.}) - \\
 & - 0,174 \cdot C_{Mn}(\text{н.р.}) - \\
 & - 1352,760 \cdot (C_{Co}(\text{н.р.}) \cdot C_{Cd}(\text{н.р.})), \quad (4)
 \end{aligned}$$

где $C_{Co}(\text{н.р.}) \cdot C_{Cd}(\text{н.р.})$ – произведение концентрации кобальта и концентрации кадмия в нейтральном растворе; V_t – выход по току, %; сила связи между концентрацией кобальта и концентрацией кадмия в нейтральном растворе равна 0,9. Расчётное значение критерия Фишера $F_{\text{расч}} = 5,096$. Табличное значение критерия Фишера $F_{\text{таб}} = 1,875$. Так как $F_{\text{расч}} > F_{\text{таб}}$, то уравнение регрессии адекватно с доверительной вероятностью $\alpha = 0,95$.

3. Уравнение зависимости совместного влияния концентрации кобальта и концентрации марганца в нейтральном растворе на выход по току

$$\begin{aligned}
 V_t = & 95,660 - 600,459 \cdot C_{Cl}(\text{н.р.}) - \\
 & - 4,843 \cdot C_{Co}(\text{н.р.}) - 132,466 \cdot C_{Cd}(\text{н.р.}) - \\
 & - 0,529 \cdot C_{Mn}(\text{н.р.}) - \\
 & - 94,033 \cdot (C_{Co}(\text{н.р.}) \cdot C_{Mn}(\text{н.р.})), \quad (5)
 \end{aligned}$$

где $C_{Co}(\text{н.р.}) \cdot C_{Mn}(\text{н.р.})$ – произведение концентрации кобальта и концентрации марганца в нейтральном растворе; V_t – выход по току, %; сила связи между концентрацией кобальта и концентрацией марганца в нейтральном растворе равна 0,904. Расчётное значение критерия Фишера $F_{\text{расч}} = 5,280$. Табличное значение критерия Фишера $F_{\text{таб}} = 1,875$. Так как $F_{\text{расч}} > F_{\text{таб}}$, то уравнение регрессии адекватно с доверительной вероятностью $\alpha = 0,95$.

4. Уравнение зависимости совместного влияния концентрации хлора и

концентрации кадмия в нейтральном растворе на выход по току

$$\begin{aligned} V_t = & 95,543 - 97,936 \cdot C_{Cl}(\text{н.р.}) - \\ & - 11,507 \cdot C_{Co}(\text{н.р.}) - 1482,467 \cdot C_{Cd}(\text{н.р.}) - \\ & - 0,192 \cdot C_{Mn}(\text{н.р.}) - \\ & - 5317,281(C_{Cl}(\text{н.р.}) \cdot C_{Cd}(\text{н.р.})), \end{aligned} \quad (6)$$

где $C_{Cl}(\text{н.р.}) \cdot C_{Cd}(\text{н.р.})$ – произведение концентрации хлора и концентрации кадмия в отработанном электролите; V_t – выход по току, %; сила связи между концентрацией хлора и концентрацией кадмия в нейтральном растворе равна 0,904. Расчётное значение критерия Фишера $F_{\text{расч}} = 5,480$. Табличное значение критерия Фишера $F_{\text{таб}} = 1,875$. Так как $F_{\text{расч}} > F_{\text{таб}}$, то уравнение регрессии адекватно с доверительной вероятностью $\alpha = 0,95$.

5. Уравнение зависимости совместного влияния концентрации хлора и концентрации марганца в нейтральном растворе на выход по току

$$\begin{aligned} V_t = & 106,798 - 79,901 \cdot C_{Cl}(\text{н.р.}) - \\ & - 55,672 \cdot C_{Co}(\text{н.р.}) - 152,499 \cdot C_{Cd}(\text{н.р.}) - \\ & - 2,579 \cdot C_{Mn}(\text{н.р.}) + \\ & + 9,344 \cdot (C_{Cl}(\text{н.р.}) \cdot C_{Mn}(\text{н.р.})), \end{aligned} \quad (7)$$

где $C_{Cl}(\text{н.р.}) \cdot C_{Mn}(\text{н.р.})$ – произведение концентрации хлора и концентрации марганца в нейтральном растворе; V_t – выход по току, %; сила связи между концентрацией хлора и концентрацией марганца в нейтральном растворе равна 0,909. Расчётное значение критерия Фишера $F_{\text{расч}} = 5,575$. Табличное значение критерия Фишера $F_{\text{таб}} = 1,875$. Так как $F_{\text{расч}} > F_{\text{таб}}$, то уравнение регрессии адекватно с доверительной вероятностью $\alpha = 0,95$.

6. Уравнение зависимости совместного влияния концентрации кадмия и концентрации марганца в нейтральном растворе на выход по току

$$\begin{aligned} V_t = & 95,931 - 87,994 \cdot C_{Cl}(\text{н.р.}) - \\ & - 5,035 \cdot C_{Co}(\text{н.р.}) - 1516,903 \cdot C_{Cd}(\text{н.р.}) - \\ & - 0,561 \cdot C_{Mn}(\text{н.р.}) + \\ & + 246,319 \cdot (C_{Cd}(\text{н.р.}) \cdot C_{Mn}(\text{н.р.})), \end{aligned} \quad (8)$$

где $C_{Cd}(\text{н.р.}) \cdot C_{Mn}(\text{н.р.})$ – произведение концентрации кадмия и концентрации марганца в отработанном электролите; V_t – выход по току, %; сила связи между концентрацией кадмия и концентрацией марганца в нейтральном растворе равна 0,905. Расчётное значение критерия Фишера $F_{\text{расч}} = 5,334$. Табличное значение критерия Фишера $F_{\text{таб}} = 1,875$. Так как $F_{\text{расч}} > F_{\text{таб}}$, то уравнение регрессии адекватно с доверительной вероятностью $\alpha = 0,95$.

На основании обработки экспериментальных данных установлено, что процесс электролиза цинка может быть описан уравнением (1).

$$\begin{aligned}
 f(C_{Co}, C_{Cl}, C_{Cd}, C_{Mn}) = & 97,019 - \\
 & - 675,187 \cdot C_{Co}(\text{н.р.}) - 9,552 \cdot C_{Cl}(\text{н.р.}) - \\
 & - 1635,701 \cdot C_{Cd}(\text{н.р.}) - 0,421 \cdot C_{Mn}(\text{н.р.}) + \\
 & + 2500,116 \cdot (C_{Cl}(\text{н.р.}) \cdot C_{Co}(\text{н.р.})) - \\
 & - 257307,423 \cdot (C_{Co}(\text{н.р.}) \cdot C_{Cd}(\text{н.р.})) + \\
 & + 50,504 \cdot (C_{Co}(\text{н.р.}) \cdot C_{Mn}(\text{н.р.})) + \\
 & + 4396,640 \cdot (C_{Cl}(\text{н.р.}) \cdot C_{Cd}(\text{н.р.})) - \\
 & - 1,383 \cdot (C_{Cl}(\text{н.р.}) \cdot C_{Mn}(\text{н.р.})) + \\
 & + 243,436 \cdot (C_{Cd}(\text{н.р.}) \cdot C_{Mn}(\text{н.р.}))
 \end{aligned} \tag{9}$$

Коэффициент корреляции равен 0,915. Расчётное значение критерия Фишера $F_{\text{расч}} = 5,907$. Табличное значение критерия Фишера $F_{\text{таб}} = 1,875$. Так как $F_{\text{расч}} > F_{\text{таб}}$, то уравнение регрессии адекватно с доверительной вероятностью $\alpha = 0,95$.

Исследование совместного влияния концентраций хлора, кобальта, кадмия, марганца в нейтральном растворе на выход цинка по току позволило найти области изменения концентраций примесей, при которых выход по току принимает экстремальные значения, что должно быть учтено в АСУТП при выработке управляющих воздействий на процесс электролиза цинка или выдачу рекомендаций на изменение режимов очистки нейтрального раствора.

Для реализации поиска экстремума функции (9) зависимости совместного влияния концентраций примеси на выход цинка по току использовалась встроенная в пакет MathCAD функция Maximize.

За начальные приближения приняты средние значения концентраций примеси в нейтральном растворе:

$$C_{Co} = 0,032 \text{ г/дм}^3; C_{Cl} = 0,248 \text{ г/дм}^3; C_{Cd} = 0,138 \text{ г/дм}^3; C_{Mn} = 5,544 \text{ г/дм}^3.$$

Диапазон значений концентрации примесей в нейтральном растворе соответствует максимальным и минимальным значениям концентраций:

$$C_{Co(\min)} = 0,001 \text{ г/дм}^3; C_{Co(\max)} = 0,005 \text{ г/дм}^3;$$

$$C_{Cl(\min)} = 0,21 \text{ г/дм}^3; C_{Cl(\max)} = 0,273 \text{ г/дм}^3;$$

$$C_{Cd(\min)} = 0,001 \text{ г/дм}^3; C_{Cd(\max)} = 0,00247 \text{ г/дм}^3;$$

$$C_{Mn(\min)} = 5 \text{ г/дм}^3; C_{Mn(\max)} = 6,233 \text{ г/дм}^3;$$

$$Q := \text{Maximize}(f, C_{Co}, C_{Cl}, C_{Cd}, C_{Mn})$$

$$Q = \begin{pmatrix} 0,001 \\ 0,21 \\ 0,0025 \\ 5 \end{pmatrix} \quad f(Q_0, Q_1, Q_2, Q_3) = 92,189\% \text{ – целевая функция}$$

Оптимальные значения концентраций примеси, при которых выход цинка по току равен 92,189% следующие:

$$C_{Co} = 0,001 \text{ г/дм}^3; \quad C_{Cl} = 0,21 \text{ г/дм}^3; \quad C_{Cd} = 0,0025 \text{ г/дм}^3; \quad C_{Mn} = 5 \text{ г/дм}^3.$$

Коэффициенты модели могут изменяться во времени, поэтому производится их периодическая адаптация.

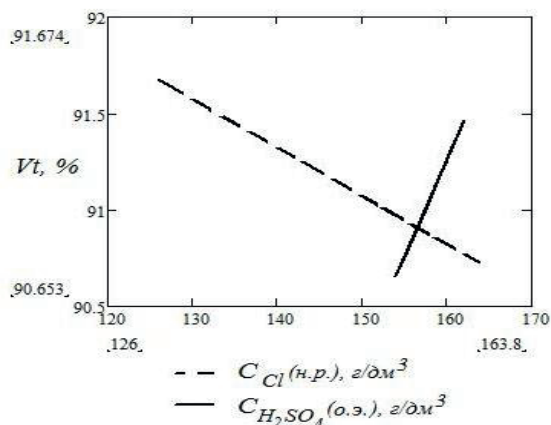


Рисунок 1. Области изменения концентраций хлора в нейтральном растворе и серной кислоты в отработанном электролите, при которых выход цинка по току экстремальный

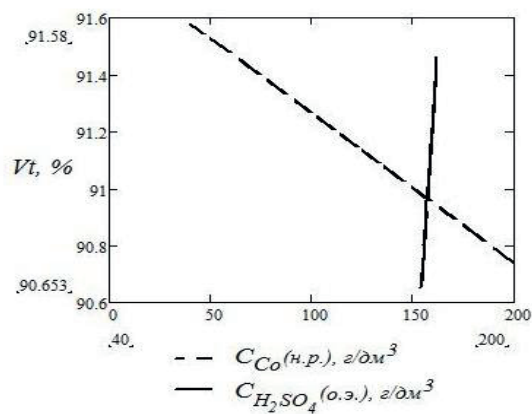


Рисунок 2. Области изменения концентраций кобальта в нейтральном растворе и серной кислоты в отработанном электролите, при которых выход цинка по току экстремальный

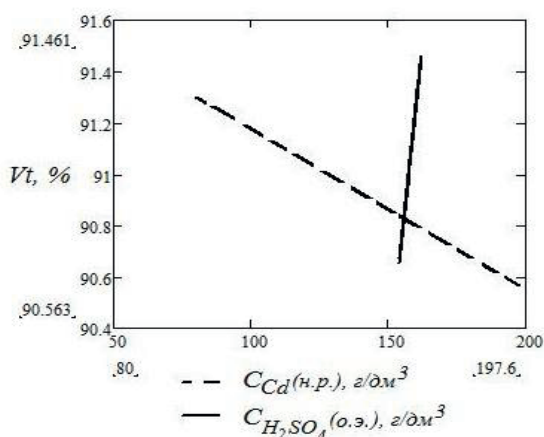


Рисунок 3. Области изменения концентраций кадмия в нейтральном растворе и серной кислоты в отработанном электролите, при которых выход цинка по току экстремальный

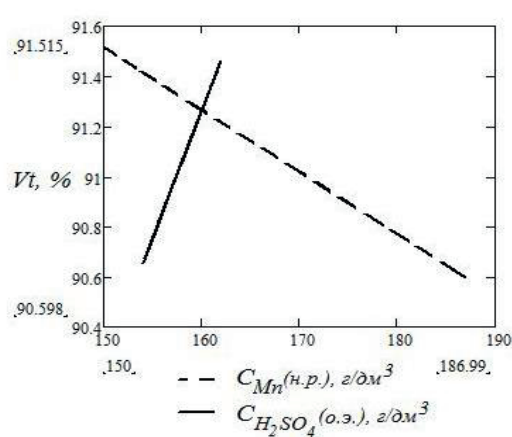


Рисунок 4. Области изменения концентраций марганца в нейтральном растворе и серной кислоты в отработанном электролите, при которых выход цинка по току экстремальный

Примечание: сплошной линией на графике обозначается зависимость выхода цинка по току $V_t, \%$, от концентрации серной кислоты $H_2SO_4, \text{г/дм}^3$; пунктирной линией на графике обозначается зависимость выхода цинка по току $V_t, \%$, от концентрации хлора $Cl, \text{г/дм}^3$

На рисунках 1-4 представлены графики области изменения концентраций примесей в нейтральном растворе при которых выход по току цинка экстремальный [3].

На рисунке 1 получены графики зависимостей, по которым определяются области изменения концентраций хлора и серной кислоты, при которых выход по

току минимальный. Для увеличения выхода по току необходимо снизить концентрацию хлора в нейтральном растворе, либо увеличить концентрацию серной кислоты.

На рисунке 2 получены графики зависимостей, по которым определяются области изменения концентраций кобальта и серной кислоты, при которых выход по току минимальный. Для увеличения выхода по току необходимо снизить концентрацию кобальта в нейтральном растворе либо увеличить концентрацию серной кислоты.

На рисунке 3 получены графики зависимостей, по которым определяются области изменения концентраций кадмия и серной кислоты, при которых выход по току минимальный. Для увеличения выхода по току необходимо снизить концентрацию кадмия в нейтральном растворе, либо увеличить концентрацию серной кислоты.

На рисунке 4 получены графики зависимостей, по которым определяются области изменения концентраций марганца и серной кислоты, при которых выход по току максимальный.

Выводы

На основании данных, полученных в промышленных условиях выявлены зависимости выхода по току цинка от концентрации примесей в нейтральном растворе и от концентрации серной кислоты в отработанном электролите.

В ходе математической обработки данных полученных в условиях завода «Электроцинк» выведены регрессионные модели. Полученные регрессионные модели (3–9) могут быть использованы в существующей АСУТП для управления технологией процесса электролиза цинка.

Полученные результаты показывают, что при постоянной в среднем токовой нагрузке на процесс извлечения цинка оказывает влияние определенное сочетание параметров, а их задания комбинация позволяет оптимизировать процесс электролиза.

Список использованных источников

1. Алкацев М. И., Кондратьев Ю. И., Алкацев В. М. «Зависимость выхода по току цинка и удельного расхода энергии от различных факторов в процессе электролиза чистых сернокислых растворов» // Известия вузов. Цветная металлургия. 2005. №5.
2. Львовский Е. Н., Статистические методы построения эмпирических формул. – М: Высш. шк., 1988, с.239
3. Рутковский А. Л., Хадзарагова Е. А., Юрошева Т. А., «Исследование взаимосвязи параметров процесса электролиза цинка в промышленных условиях», Вестник Воронежского государственного университета. 2009, Том 5, № 10, с. 238

**ВЛИЯНИЕ ПРОДОЛЖИТЕЛЬНОСТИ ВОССТАНОВИТЕЛЬНОГО
ОБЖИГА РЕДКОМЕТАЛЛЬНО-РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ РУД
ЧУКТУКОНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ НА ПОКАЗАТЕЛИ
ИЗВЛЕЧЕНИЯ НИОБИЯ И МАРГАНЦА В ШЛАК**

Агафонов Д.Г., Садыхов Г.Б., Копьев Д.Ю., Олюнина Т.В., Анисонян К.Г.

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт металлургии и материаловедения имени А.А. Байкова Российской академии наук,
Москва, Российская Федерация, e-mail: agafonov-1802@mail.ru

В статье рассмотрено влияние продолжительности восстановительного обжига Чуктуконского месторождения на показатели извлечения ниобия, марганца и фосфора в шлак. В результате установлено, что оптимальная продолжительность процесса при температуре 1400°C составляет 10 мин.

**Influence of reducing roasting duration of rare-metal-rare-earth ores of the
Chuktukon deposit on extraction value of niobium and manganese into slag**

Agafonov D.G., Sadykhov G.B., Kopiev D.Y., Olyunina T.V., Anisonyan K.G.

The article considers the influence of rare-metal-rare-earth ores of the Chuktukon deposit on extraction value of niobium and manganese into slag. As a result, it was found that the optimal duration of the process at a temperature of 1400 °C is 10 minutes.

Ниобий-редкоземельные руды Чуктуконского месторождения (Красноярский край) являются перспективным сырьем для производства редких и редкоземельных металлов (РЗМ), которые широко используются в активно развивающихся отраслях промышленности (электротехнике, зеленой энергетике, авиакосмической промышленности и др.). Создание редкометалльной промышленности на базе данного месторождения позволит обеспечить потребности России в ниобии и РЗМ [1, 2].

Из-за труднообогатимости руд и высокого содержания в них оксидов железа (более 40% Fe₂O₃), существующие промышленные технологии переработки данных типов руд неэффективны [3]. В связи с этим в ИМЕТ РАН разрабатывается новая комбинированная пирогидрометаллургическая схема переработки, которая позволит на первом этапе (восстановительный обжиг) выделить железо и фосфор в чугуна, а практически весь ниобий и РЗМ сконцентрировать в шлаке. Удаление железа и фосфора из руды существенно упростит гидрометаллургическую переработку ниобий-редкоземельного шлака с получением селективных ниобий-титанового, марганцевого и РЗМ-концентратов [4].

По данным рентгенофазового анализа ниобий в руде находится в виде пирохлора и близких к нему минералах, марганец – в виде псилломелана.

В работах [5, 6] приведены результаты исследования по восстановительному обжигу чуктуконских руд в зависимости от температуры процесса и расхода восстановителя (кокса).

Согласно полученным результатам, основными фазами Nb-РЗМ шлака являются лопарит, марганцевая шпинель, бритоцит, корунд и стекловидная фаза. При этом ниобий в шлаке сосредоточен в основном в двух фазах: лопарите и стекловидной фазе, в то время как марганец распределен по всем фазам шлака.

Целью настоящей работы было изучение влияния продолжительности изотермической выдержки при восстановительном обжиге на показатели извлечения ниобия и марганца в шлак при выявленных ранее оптимальных условиях (при температуре 1400 °С и расходе восстановителя в количестве 15% от массы руды). В процессе исследований было определено, что при обжиге без выдержки (нагрев до заданной температуры и охлаждение с печью) и с выдержкой образца в температурной зоне в течение 5 мин наблюдается лишь частичное разделение и коагуляция металлических частиц от шлака, т.к. не достигается полнота восстановления железа.

Наиболее полное протекание процесса отмечается при выдержке 10 мин. Выход шлака при данной продолжительности составляет 17,9%. При увеличении продолжительности выдержки до 20 мин и более выход шлака снижается. При этом, наблюдается влияние продолжительности процесса обжига на извлечение ниобия и марганца в шлак. Так, если извлечение ниобия и марганца в шлак при выдержке 10 мин составляет около 97% и 94% соответственно, то при выдержке 20 мин. извлечение ниобия в шлак снижается до 92%, марганца - до 90%.

Увеличение продолжительности восстановительного обжига приводит не только к потерям ниобия и марганца, но и повышенным энергозатратам, приводящим к высокой себестоимости конечного продукта. Проведение восстановительного обжига в установленных оптимальных условиях позволяет получить шлак с высоким содержанием ниобия, РЗМ и марганца, исключив их потери, связанные с металлизацией данных компонентов в чугун, и снизить материальные потоки при его дальнейшем выщелачивании примерно в 5-6 раз.

Список использованных источников

1. Быховский Л.З., Левченко Е.Н., Онтеева Т.Д. и др. Перспективы обеспечения потребностей высокотехнологичных производств России редкометалльным минеральным сырьем // Разведка и охрана недр. – 2016. – №9. – С. 106–115.
2. Машковцев Г.А., Быховский Л.З., Рогожин А.А. и др. Перспективы рационального освоения комплексных ниобий-тантал-редкоземельных месторождений России // Разведка и охрана недр. – 2011. – №6. – С. 9–12.
3. Кузьмин В.И., Кузьмин Д.В., Жижаев А.М. Изучение вещественного состава и технологических свойств редкометалльных руд Чуктуконского месторождения //

- Журнал Сибир. федер. ун-та, Серия: Химия. Красноярск. – 2013. №3. С. 303–312.
4. Садыхов Г.Б., Копьев Д.Ю., Агафонов Д.Г. и др. Исследования по восстановительному обжигу ниобий-редкоземельных руд Чуктуконского месторождения с получением фосфористого чугуна и ниобий-редкоземельного шлака // *Металлы*. – 2020. – №3. С. 3–13.
 5. Агафонов Д.Г. Влияние условий восстановительного обжига руд Чуктуконского месторождения на фазовый состав ниобий-редкоземельного шлака // XVII Российская ежегодная конференция молодых научных сотрудников и аспирантов «Физико-химия и технология неорганических материалов». Сборник трудов конференции. – 2020. С. 222–223.
 6. Агафонов Д.Г., Садыхов Г.Б., Копьев Д.Ю. и др. Влияние температуры и расхода восстановителя на распределение фосфора, ниобия и марганца при восстановительном обжиге руд Чуктуконского месторождения // 6-ой Междисциплинарный научный форум «Новые материалы и перспективные технологии». Сборник материалов. Т. 2. Москва. – 2020. С. 350–351.

ПЕРСПЕКТИВНОСТЬ ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО АВТОКЛАВНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ИЗВЕСТКОВЫМ МОЛОКОМ ДЛЯ КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ КРЕМНИСТО-ТИТАНОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ*

Заблоцкая Ю.В., Г.Б. Садыхов, Тужилин А.С.

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки «Институт металлургии и материаловедения имени А.А. Байкова» Российской академии наук, Москва,
Российская Федерация, *e-mail: Nboxclear@gmail.com*

В работе рассмотрена возможность гидрометаллургического автоклавного обогащения высококремнистого титанового концентрата известковым молоком, отличающегося от стандартного сырья тем, что кремнезем находится внутри титаносодержащих зерен в виде минеральной структуры тонкого срастания.

Prospects of hydrometallurgical autoclave leaching with lime milk for complex processing of quartz-titanium concentrates

Zablotskaya Yu.V., Sadykhov G.B., Tuzhilin A.S.

The paper considers the possibility of hydrometallurgical autoclave enrichment of high- quartz titanium concentrate with lime milk, which differs from the standard raw materials in that the silica is located inside the titanium-containing grains in the form of a mineral structure of thin accretion.

* *Работа выполнялась по государственному заданию № №075-00328-21-00.*

Подтвержденные запасы титана в мире составляют 799,15 млн.т TiO_2 . При этом Россия занимает ведущую позицию в данном балансе, около 17,3% всех разведанных запасов приходится на нашу страну. Основная часть запасов связана с рудами коренных месторождений, так на долю 10 коренных месторождений приходится 93,4% (отн.) балансовых запасов, на долю 10 россыпных – 6,6% (отн.). Месторождения России представлены следующими основными промышленными типами: ильменит-титаномагнетитовые руды (Медведевское, Куранахское, Кручининское), кварц-лейкоксовые нефтеносные песчаники (Ярегское и Пижемское), титаномагнетитовые руды (Подлысанское, Чинейское), лопаритовые руды (Ловозерское), апатит-нефелиновые руды с титаномагнетитом и сфеном (Юкспорское, Кукисвумчоррское, Партамчоррское.), циркон-рутил-ильменитовые россыпи (Лукояновское, Туганское, Георгиевское), ильменитовые песчаники (Тулунское).

Следует отметить, что несмотря на представленное разнообразие проблема сырья для производства титана и его пигментного диоксида является крайне актуальной для России. До 1991 года в СССР производство титановых концентратов осуществлялось на Украине. После распада СССР эти заводы отошли Украине и для обеспечения потребности действующих российских титановых предприятий - Березниковского титано-магниевого комбината, выпускающий титановую губку, и предприятие по производству пигментного диоксида титана ЧАО "Крымский титан" (г. Армянск), наша страна вынуждена закупать титановое сырье за границей.

В России в республике Коми располагаются уникальные и масштабные титановые месторождения - Ярегское и Пижемское.

Отличительной особенностью которых является высокое содержание кремнезема (до 40% в обогащенных концентратах) и то, что основные титановые минералы представляют собой минеральную структуру тонкого срастания рутила и кварца, размер которого составляет 5-40 мкм. Также кроме титана и кремния присутствуют хром, ниобий и РЗМ. Переработка такого высококремнистого сырья связана со значительными трудностями.

В начале второй половины XX века в ряде ведущих институтов СССР проводились исследовательские работы по изучению возможности использования титановых руд в качестве сырья для производства пигментного TiO_2 . Большинство этих работ было посвящено обескремниванию кремнисто-титанового концентрата путем автоклавного выщелачивания растворами NaOH, а также спеканию его с содой или едким натром с целью получения высокотитановых концентратов. Однако, из-за больших расходов дорогостоящих реагентов и трудностей, возникающих при утилизации получаемых в большом

объеме щелочных и кислотных растворов, эти работы не были реализованы в промышленности

В ИМЕТ РАН предложен новый комплексный подход к данному вопросу переработки высококремнистых титановых концентратов, в котором предусматривается использование в том числе и кремнезема в качестве сырья для попутного синтеза силикатной продукции. В результате в качестве конечных продуктов получают не только титаносодержащий продукт - искусственный рутил, но и синтетический ксонотлит ($\text{Ca}_6\text{Si}_6\text{O}_{17}(\text{OH})_2$) и волластонит (CaSiO_3).

Предложенный способ заключается в автоклавном выщелачивании кремнисто-титанового концентрата при повышенных температурах и давлениях, соответствующих давлению насыщенного пара, известковым молоком в присутствии NaOH, выступающей только в качестве инициатора реакций.

В процессе происходит растворение кремнезема с образованием гидрата метасиликата кальция ($6\text{CaO}\cdot 6\text{SiO}_2\cdot \text{H}_2\text{O}$), который при последующем прокаливании при 1050-1100°C кристаллизуется в продукт со структурой β -волластонита и характеризующийся игольчатым габитусом.

В результате такого гидрометаллургического обогащения высококремнистых титановых концентратов степень обескремнивания составляет 90-96%. Полученный конечный продукт содержит до 92% TiO_2 и 2% остаточного SiO_2 . По содержанию TiO_2 этот продукт является искусственным рутилом и представляет собой ценное сырье для производства титана и пигментного TiO_2 хлорным способом. В нем концентрируются содержащиеся в лейкоксеновом концентрате редкие и редкоземельные элементы.

ИССЛЕДОВАНИЕ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ХЛОРИДНЫХ РАСТВОРОВ АЛЮМИНИЯ И ЖЕЛЕЗА*

Тужилин А.С., Балмаев Б.Г., Ветчинкина Т.Н., Заблоцкая Ю.В.

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт металлургии и материаловедения имени А.А. Байкова Российской академии наук (ИМЕТ РАН),

Москва, Российская Федерация

e-mail: dkd@mail.ru; bb-blm@yandex.ru; tvetchinkina@yandex.ru; nboxclear@gmail.com

Исследованы физико-химические свойства хлоридных растворов алюминия и железа. Установлено, что плотность и вязкость линейно меняются с температурой и с ее повышением снижаются. Плотность хлоридных растворов с увеличением доли железа возрастает, а вязкость уменьшается.

* Работа выполнена по Государственному заданию № 075-00328-21-00.

**Investigation of the physicochemical properties of chloride solutions of
aluminum and iron**

Tuzhilin A.S., Balmaev B.G., Vetchinkina T.N., Zablotskaya Yu.V.

The physicochemical properties of chloride solutions of aluminum and iron have been investigated. It was found that density and viscosity change linearly with temperature and decrease with temperature. The density of chloride solutions with an increased iron size increases and the viscosity decreases.

Актуальность применения хлоридных растворов алюминия и железа в различных отраслях нашей промышленности определяют интерес к исследованию их физико-химических свойств. Некоторые из них отражены в работах [1-4].

Были проведены исследования по плотности и вязкости хлоридных растворов алюминия и железа при соотношениях концентраций $\text{FeCl}_3/(\text{AlCl}_3+\text{FeCl}_3)$ от 0,2 до 0,6 мас.% в интервале температур 70-90°C (таблица).

Таблица. Результаты измерений плотности и вязкости хлоридных растворов алюминия и железа

$\text{FeCl}_3/$ $(\text{AlCl}_3+\text{FeCl}_3),$ мас.%	Температура (t), °C					
	70		80		90	
	плотность (ρ), кг/м ³	вязкость (μ), мПа·с	плотность (ρ), кг/м ³	вязкость (μ), мПа·с	плотность (ρ), кг/м ³	вязкость (μ), мПа·с
0,20	1282	8,990	1272	7,077	1262	5,89
0,30	1288	7,526	1278	6,219	1269	5,62
0,40	1313	6,693	1298	5,798	1279	5,18
0,50	1347	5,996	1330	5,24	1317	4,69
0,60	1365	5,726	1355	4,929	1345	4,48

Плотность хлоридных растворов с увеличением доли FeCl_3 возрастает, а вязкость уменьшается из-за увеличения содержания FeCl_3 в системе, что объясняется очень малой вязкостью самой соли FeCl_3 .

Изменение плотности и вязкости от температуры происходит линейно. Например, с повышением температуры от 70 до 90 °C при соотношении $\text{FeCl}_3/(\text{AlCl}_3+\text{FeCl}_3) = 0,2$ мас.% плотность снижается с 1282 до 1262 кг/м³, а вязкость уменьшается с 8,99 до 5,89 мПа·с.

Таким образом, получены новые данные по физико-химическим свойствам хлоридных растворов алюминия и железа, которые можно использовать для технологических расчетов при переработке алюминийсодержащего сырья.

Список использованных источников

1. Тужилин А.С., Лайнер Ю.А., Сурова Л.М. Физико-химические свойства гидроксохлоридов алюминия различной основности // Известия высших учебных заведений Цветная металлургия. – 2007. - №. 2. – С. 18–23.
2. Schmidt H., Hennings E., Voigt W. Crystal structures of hydrates of simple inorganic salts. III. Water-rich aluminium halide hydrates: $\text{AlCl}_3 \cdot 15\text{H}_2\text{O}$, $\text{AlBr}_3 \cdot 15\text{H}_2\text{O}$, $\text{AlI}_3 \cdot 15\text{H}_2\text{O}$, $\text{AlI}_3 \cdot 17\text{H}_2\text{O}$ and $\text{AlBr}_3 \cdot 9\text{H}_2\text{O}$ // Acta Crystallogr. 2014. C.70. P. 882-888.
3. Waluyo I., Huang C., Nordlund D., Bergmann U., Weiss T.M. ect. The structure of water in the hydration shell of cations from x-ray Raman and small angle x-ray scattering measurements // J.Chem. Phys. 2011. V.134. N6. P.64513.
4. Wang J., Petit C., Zhang X., Cui S. Phase equilibrium study of the AlCl_3 – CaCl_2 – H_2O system for the production of aluminum chloride hexahydrate from Ca-rich flue ash // J. Chem. Eng. Data. 2016. V.61. N.1. P. 359-369.

**ИЗУЧЕНИЕ ФИЗИКО–ХИМИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ОКСИДА
АЛЮМИНИЯ, ПОЛУЧЕННОГО ИЗ ЕГО ГИДРАТНЫХ ФОРМ***

Ветчинкина Т.Н., Тужилин А.С., Балмаев Б.Г.

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт металлургии и материаловедения имени А.А. Байкова Российской академии наук,
Москва, Российская Федерация
e-mail: tvetchinkina@yandex.ru; dkdm@mail.ru; bb-blm@yandex.ru;

Изучены продукты прокалики гидроксида алюминия, выделенного декомпозицией или карбонизацией алюминатных растворов; показано, что реакционная способность оксида алюминия по отношению к хлору определяется наличием в нем низкотемпературных структурных модификаций.

**Study of the physicochemical properties of aluminum oxide,
derived from its hydrated forms**

Vetchinkina T.N., Tuzhilin A.S., Balmaev B.G.

The products of calcination of aluminum hydroxide isolated by decomposition or carbonization of aluminate solutions have been studied; it was shown that the reactivity of aluminum oxide with respect to chlorine is determined by the presence of low-temperature structural modifications in it.

Главной проблемой при производстве хлорида алюминия является получение оксида алюминия с высокой реакционной способностью по отношению к хлору. Промышленный глинозем, содержащий более 25–30% α -

* Работа выполнена по Государственному заданию № 075-00328-21-00.

Al_2O_3 , отличается низкой реакционной способностью к хлору и, следовательно, непригоден для производства хлорида алюминия [1, 2].

Были изучены структурные превращения оксида алюминия, полученного при дегидратации его гидратных форм. Гидроксид алюминия получали карбонизацией алюминатного раствора.

Алюминатный раствор был получен растворением гидроксида алюминия марки «ч» ГОСТ 11841-76 в растворе щелочи, содержащим 136 г/л Na_2O при температуре 80-90°C. Осаждение гидроксида алюминия проводили в карбонизаторе смесью газов CO_2 и Ar, а затем после промывки и сушки прокачивали в интервале температур 100 - 1000°C в атмосфере аргона. Термообработка гидроксида алюминия проводилась при тех же условиях.

Процессы дегидратации и перекристаллизации изучались на образцах гидроксида алюминия, полученного карбонизацией алюминатного раствора при 40°C и выделенного декомпозицией по способу Байера.

Дифференциальный термический анализ (ДТА) показал, что при термическом разложении двух видов образцов наблюдается три основных экзотермических пика, которые соответствуют трем этапам дегидратации, и два экзотермических эффекта с незначительной интенсивностью пиков, соответствующих низкотемпературной и высокотемпературной перекристаллизациям оксида алюминия.

Основное различие в структурных превращениях этих образцов состоит в разных температурах начала этапов дегидратации и перекристаллизации. Процесс дегидратации у гидроксида алюминия, выделенного карбонизацией алюминатного раствора при 40°C, начинается при температурах на 30-50°C ниже, а третий – на 60°C выше, чем у гидроксида алюминия, полученного декомпозицией. Низкотемпературная перекристаллизация обоих видов оксида алюминия, соответствующая первому экзотермическому пику, происходит в интервале температур – 660-680°C.

Температура второго экзотермического пика у карбонизированного гидроксида алюминия составляет 920°C, а для декомпозиционного гидроксида алюминия – 810°C. В результате, термическое разложение первого вида образцов заканчивается при более высоких температурах, чем второго. Следовательно, температурный диапазон существования низкотемпературных структурных модификаций у образцов первого вида больше, чем у второго вида образцов, т.е. перекристаллизация у карбонизированного гидроксида алюминия происходит медленнее и заканчивается при более высокой температуре, чем у декомпозиционного гидроксида алюминия.

Рентгенофазовыми исследованиями определены особенности

полиморфизма при дегидратации гидроксида алюминия в зависимости от условий его получения.

Исходный гидроксид алюминия, полученный карбонизацией алюминатного раствора при 40 °С представлен в основном байеритом (4,79; 4,36; 2,0; 1,725 Å). Гидроксид алюминия, выделенный декомпозицией алюминатного раствора, имеет гиббситовую структуру (4,83; 3,30; 2,55; 2,38 Å).

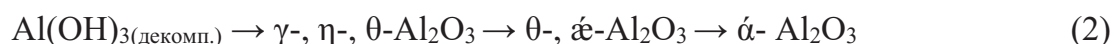
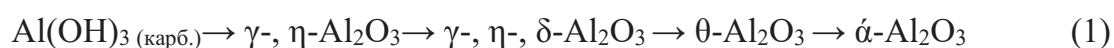
В оксиде алюминия, полученном из карбонизированного гидроксида алюминия, установлены низкотемпературные структурные модификации в интервале температур 400–600 °С γ -Al₂O₃ (2,39; 1,98; 1,40 Å) и η -Al₂O₃ (2,40; 1,97 Å).

У декомпозиционного гидроксида алюминия в этом интервале температур появляется метастабильная структурная модификация θ -Al₂O₃ (2,84; 2,73; 1,39 Å). При 600–800 °С у продуктов прокали карбонизированного гидроксида алюминия сохраняются низкотемпературные модификации: γ -, η -, δ -Al₂O₃ с преобладанием максимумов пиков: 4,57; 2,76; 1,98 Å.

Высокотемпературная модификация θ -Al₂O₃ образуется при температурах 800–900 °С, причем интенсивность характерных рефлексов: 2,42; 2,32 Å невелика. Рефлексы 2,46; 2,38 Å, отвечающие образованию α -Al₂O₃ появляются при 1000 °С.

Увеличение температуры прокали декомпозиционного гидроксида алюминия до 600–800 °С приводит к перестройке θ -Al₂O₃ в $\acute{\alpha}$ -Al₂O₃ с характерными максимумами (3,06; 2,59; 2,40 Å). При 800-1000 °С появляется $\acute{\alpha}$ -Al₂O₃ (4,92; 3,49; 2,56; 2,09 Å).

Последовательность полиморфных превращений двух видов гидроксидов показано в виде следующих уравнений:



Морфологию термического разложения гидроксида алюминия можно представить в трех этапах.

Первый заключается в диспергации структурных групп оксида алюминия и продолжается до 500–600 °С. Крупные кристаллы исходного материала при подъеме температуры начинают распадаться на мелкие зерна, внутри которых находятся небольшие по размеру тонкодисперсные структурные группы.

Второй этап связан с интеграцией структурных групп оксида алюминия в пределах отдельных зерен и продолжается до появления самой устойчивой модификации $\acute{\alpha}$ -Al₂O₃.

Третий этап – это сегрегация структурных групп Al₂O₃, который происходит непрерывно, начиная с 600–700 °С. На этом этапе внутри зерен оксида алюминия появляются более мелкие зерна другой фазы. Они растут с увеличением

температуры и образуют отдельную фазу, т.е. происходит переход метастабильных структур в стабильные.

Формирование фазового состава Al_2O_3 происходит при разных температурах, с различной скоростью и зависит от природы исходного вещества [3, 4].

Взаимодействие оксида алюминия с хлором является гетерогенным процессом. Скорость химической реакции зависит от величины поверхности твердого вещества. Определение удельной поверхности продуктов прокали до $1000^\circ C$ проводилось на образцах первого и второго видов гидроксидов.

Анализируя зависимость величины удельной поверхности от температуры и количества остаточных продуктов разложения исходных материалов, приняли, что прокалику оксида алюминия, полученного из первого вида гидроксида, выделенного карбонизацией алюминатного раствора при $40^\circ C$, следует проводить при $700\text{--}750^\circ C$.

Величина удельной поверхности при этих температурах соответствует $300\text{--}320\text{ м}^2/\text{г}$.

Удельная поверхность Al_2O_3 , полученного прокаликой при $700^\circ C$ из второго вида – декомпозиционного гидроксида, равна $150\text{ м}^2/\text{г}$.

Таким образом, сравнивая величины удельной поверхности и наличие низкотемпературных модификаций оксида алюминия при одной и той же температуре можно предположить, что оксиды алюминия, полученные прокаликой карбонизированного гидроксида должны иметь наибольшую реакционную способность к хлору.

Было исследовано влияние алюмосиликата натрия и кокса на формирование структуры продуктов дегидратации. Алюмосиликат натрия служит стабилизатором низкотемпературных модификаций оксида алюминия, расширяя область температур существования $\gamma\text{-}Al_2O_3$ до $900^\circ C$. Термическое разложение гидроксида алюминия следует проводить в присутствии кокса, т.к. он оказывает аморфизирующее действие, замедляя процесс перекристаллизации оксида алюминия.

В образцах, содержащих алюмосиликат натрия, в присутствии нефтяного кокса при $1000^\circ C$ не обнаружено $\alpha\text{-}Al_2O_3$, в то же время, без кокса $\alpha\text{-}Al_2O_3$ появляется при $900^\circ C$.

Таким образом, выполненные исследования продуктов прокалики гидроксида алюминия, полученного карбонизацией и декомпозицией алюминатных растворов, показали, что реакционная способность оксида алюминия по отношению к хлору определяется наличием в нем низкотемпературных модификаций, которые отличаются значительной удельной поверхностью и

высокими сорбционными свойствами.

Присутствие алюмосиликата натрия в оксиде алюминия увеличивает его реакционную способность, т.к. расширяет температурный интервал наличия его низкотемпературных модификаций.

Список использованных источников

1. Минцис М.Я., Николаев И.В., Сиразутдинов Г.А. Производство глинозема / Новосибирск: Наука, 2012 – 252 с.
2. Ветчинкина Т.Н. Хлорирование глинозема, полученного щелочно-кислотными методами переработки алюминийсодержащего сырья // Технология металлов. – 2008. - № 6. – С. 2–8.
3. Ханамирова А.А. Глинозем и пути уменьшения содержания в нем примесей – АН Арм. ССР, 1983. – С.49.
4. Линсен Б.М., Строение и свойства адсорбентов и катализаторов – Москва: Мир, 1973. – С.190.

ВЫБОР УСЛОВИЙ РАСТВОРЕНИЯ НЕОДИМОВОГО МАГНИТА

Аканова Г.Ж., Исмаилова А.Г., Камысбаев Д.Х.

Казахский национальный университет имени аль-Фараби, г. Алматы,
Республика Казахстан, *e-mail: gulsara_48@mail.ru, akmaral.ismailova@kaznu.kz,
duisek.kamysbayaev@kaznu.kz*

Выделение редкоземельных металлов (РЗМ) из неодимового магнита широко исследуется. В работе показан выбор условий растворения неодимового магнита, который содержит 25.41% неодима, 64.09% железа и <<1% бора. Для выделения редкоземельных металлов проводили кислотное растворение с применением азотной кислоты.

Selection of dissolution condition of the neodymium magnet

Akanova G.Zh., Ismailova A.G., Kamysbayev D.Kh.

Separation of rare earth metals (REM) from a neodymium magnet is widely studied. The magnet contains 25.41% neodymium, 64.09% iron and << 1% boron. For further separation of rare earth metals are important effectively dissolve with acid. In our cases, nitric acid was used.

Редкоземельные металлы широко используется в электронных приборах и оборудовании, производство которых постоянно растет. При этом ежегодно растет и количество электронных отходов (ЭО). Вследствие этого, все большее количество отходов с РЗМ выбрасывается в окружающую среду.

«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья»

По информации Глобального мониторинга ООН, в 2019 году ЭО достиг 53,6 млн.т [1] в мире. Это вызывает экологические и экономические проблемы. Выделение металлов и РЗМ из ЭО и использование их в дальнейшем уменьшает экологические проблемы. Поэтому очень важно эффективно проводить выделение РЗМ.

Растворение неодимовых магнитов и выделение из них редкоземельных металлов рассмотрено в следующих работах [2-6].

Растворение неодимового магнита проводилось в закрытой и в открытой системах.

В закрытой системе опыты проведены в автоклаве (Speedwave four «Berghof», Германия). Затем добавлена концентрированная азотная кислота (концентрация кислоты 15 М). Растворение проведено в разных температурных режимах - от 50°C до 160°C и при давлениях 2-3 МПа. Полуколичественный анализ для определения химического состава образца выполнен с помощью ICP-MS. Общее время для растворения магнита в автоклаве 1 час.

В открытой системе растворение магнита проведено при комнатной температуре.

Для осаждения редкоземельных металлов с одновременным удалением железа к полученному раствору в открытой и в закрытой системах добавляли щавелевую кислоту. Полная схема данного процесса показана на рисунке. Результат ICP-MS показал, что после осаждения содержания железа сократилось до 0,06%.

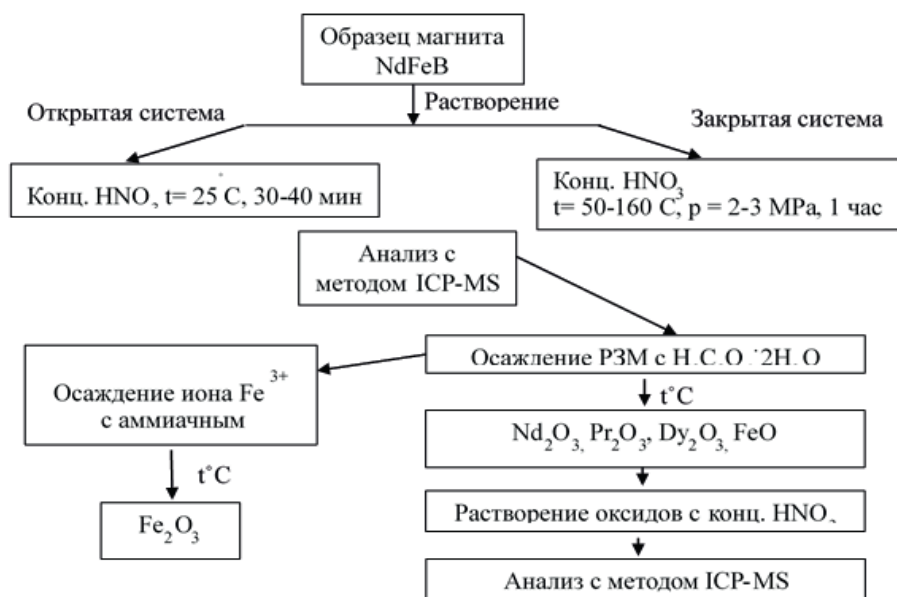


Рисунок. Схема кислотного растворения неодимового магнита и удаление железа

Дальнейшая задача данной работы - эффективно выделить редкоземельные металлы, такие как неодим, диспрозий, празеодим из раствора - переместить осадок в раствор (методами экстракции и сорбции), и определить возможность выделения других металлов, содержащихся в значительных количествах (железа, никель и т.д.). Было рассмотрено сравнительное кислотное растворение сплава неодимового магнита NdFeB в открытых и в закрытых условиях. Растворение неодимового магнита в открытой системе очень простая, не трудоемкая и более безопасная, чем в закрытой системе. Отсюда можно сделать вывод – открытая система растворения неодимового магнита эффективна в производстве для выделения не только РЗМ, но и других металлов. Поэтому, эффективнее проводить растворение в открытых условиях.

Список использованных источников

1. Forti V, Baldé CP, Kuehr R, Bel G (2020) The Global E-waste Monitor 2020: Quantities, Flows, and the Circular Economy Potential. . ISBN 9789280891140
2. Erust C, Akcil A, Tuncuk A, Devenci H, Yazici EY (2021) Miner Process Extr Metall Rev 42:90–101. <http://dx.doi.org/10.1080/08827508.2019.1692010>
3. Abrahami ST, Xiao Y, Yang Y (2015) Trans Institutions Min Metall Sect C Miner Process Extr Metall 124:106–115. <http://dx.doi.org/10.1179/1743285514Y.0000000084>
4. Yang Y, Walton A, Sheridan R, Güth K, Gauß R, Gutfleisch O, et al. (2017) J Sustain Metall 3:122–149. <http://dx.doi.org/10.1007/s40831-016-0090-4>
5. Abbasalizadeh A, Malfliet A, Seetharaman S, Sietsma J, Yang Y (2017) J Sustain Metall 3:627–637. <http://dx.doi.org/10.1007/s40831-017-0120-x>
6. Zhang Y, Gu F, Su Z, Liu S, Anderson C, Jiang T (2020) Metals (Basel) 10:1–34. <http://dx.doi.org/10.3390/met10060841>

**О ВОЗМОЖНОСТИ ПОЛУЧЕНИЯ ПРИГОДНЫХ ДЛЯ ПЕРЕРАБОТКИ
ШЛАКОВ ПРИ ВОССТАНОВИТЕЛЬНОМ ОБЖИГЕ
ТИТАНОМАГНЕТИТОВОГО КОНЦЕНТРАТА
НА УГОЛЬНОЙ ПОДЛОЖКЕ***

Атмаджиди А.С., Гончаров К.С., Садыхов Г.Б.

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт металлургии и материаловедения имени А.А. Байкова РАН,
Москва, Российская Федерация, e-mail: alexandra_0492@mail.ru

Авторами работы представлены результаты исследований по возможности переработки титаномагнетитового концентрата с высоким содержанием диоксида титана с получением металла в гранулированном виде и титансодержащего шлама, пригодного для получения качественного титансодержащего продукта.

* Работа выполнялась по государственному заданию № 007-00129-18-00

**The possibility of obtaining suitable for processing slag at a reduction roasting
titanium magnetite concentrate carbon bed**

Atmadzhidi A.S., Goncharov K.V., Sadykhov G.B.

The authors of this work presented the results of studies on the possibility of processing titanomagnetite concentrate with a high content of titanium dioxide to obtain a metal in granular form and a titanium-containing slag suitable for obtaining a high-quality titanium-containing product.

Главным сырьем для производства ванадия являются титаномагнетиты, содержащие 0,5-1,5% V_2O_5 , на долю которых приходится около 90% мировых запасов ванадия. В России находятся крупные месторождения титаномагнетитов в основном с высоким содержанием титана (6-14% TiO_2), за исключением Качканарского месторождения на Урале (2-4% TiO_2). По производству ванадия наша страна занимает третье место в мире после Китая и ЮАР.

Большой интерес представляет ильменит-титаномагнетитовое месторождение Гремяха-Вырмес, расположенное в Мурманской области на Кольском полуострове. Наиболее перспективными для комплексной переработки считаются обнаруженные в его Юго-Восточной части титаномагнетит-ильменитовые руды, имеющие в среднем 10-20% TiO_2 . Суммарно подсчитанные запасы руды на участке Южный оцениваются в 330 млн т при среднем содержании диоксида титана 10,7% и $Fe_{общ}$ 23,2%. При этом в центральной части месторождения обнаружено 150 млн т наиболее богатых руд с содержаниями 12,5% TiO_2 и 25,9% $Fe_{общ}$ [1].

Переработка титаномагнетитов осуществляется по двум схемам – пирометаллургической и гидрометаллургической. Гидрометаллургические способы пригоден только для переработки руд с высоким содержанием ванадия (более 1% пентаоксида ванадия) [2-4]. Пирометаллургическая переработка осуществляется двумя способами – коксодоменным и бескоксовой (электроплавка). Обе схемы включают выплавку из титаномагнетитового концентрата ванадиевого чугуна, содержащего 0,3-1,0% V и выше, продувку ванадиевого чугуна в конвертерах или специальных встряхивающихся ковшах кислородом или воздухом с получением ванадиевого шлака, содержащего 10-25% и более V_2O_5 . В этих технологиях сквозное извлечение ванадия достаточно низкое и находится на уровне 50-65% (в зависимости от содержания ванадия в концентрате и применяемого способа), что связано со значительными потерями его (от 10 до 25%) на каждом переделе производства, особенно с отвальными титансодержащими шлаками.

Объектом исследования является предварительно обогащенный методом

мокрой магнитной сепарации титаномагнетитовый концентрат месторождения Гремяха-Вырмес следующего состава в%: 59,27 Fe_{общ}, 84,67 Fe₂O₃, 7,69 TiO₂, 1,46 SiO₂, 3,15 Al₂O₃, 0,19 CaO, 1,25 MgO, 0,74 V₂O₅, 0,11 MnO, 0,07 Cr₂O₃, 0,10(K,Na)₂O [5].

В качестве твердого восстановителя использовался кокс. Концентрат, флюсующая добавка CaCO₃ (0,75%) и кокс (0-22%), измельченные до крупности – 0,1 мм, смешивали в заданных пропорциях и прессовали брикеты под давлением 70-100 кПа/см². Брикеты, массой около 6 г помещали в графитовый тигель с графитовой крышкой с отверстием для термопары. На дно тигля помещалась угольная подложка (кокс крупностью 1-2 мм). Восстановительный обжиг проводили в вертикальной трубчатой печи Таммана при температурах 1475-1550 °С в атмосфере аргона.

В результате предварительно проведенных экспериментов с добавками кокса от 0 до 16% при 1550°С было установлено, что практически полное восстановление железа до металла происходит уже при добавках кокса 6% и более, что объясняется наличием восстановительной атмосферы, создаваемой угольной подложкой. Однако разделение металла и шлака в этих условиях плохое из-за «крицеобразного» металла, загрязненного шлаком. Ф

ормирование более плотных и сформированных гранул металла, относительно хорошее разделение их со шлаком и степень извлечения железа в гранулы более 95% наблюдались при добавках кокса более 14%, что связано с улучшением коагуляции частиц восстановленного металла из-за снижения вязкости шлака и уменьшения температуры плавления металла благодаря науглероживанию.

Было изучено влияние добавок восстановителя на извлечение железа в легкоотделяемые от шлака металлические гранулы при температурах восстановительного обжига 1475-1550 °С.

Установлено, что при добавках кокса 16-17% и температуре 1525°С наблюдается подплавление шлака, а при повышении температуры до 1550 °С и добавках кокса 14-17% наблюдается хорошее разделение металлической и шлаковой фаз благодаря улучшению условий коагуляции металлического железа.

Наибольшее извлечение железа в металлические гранулы достигается при температуре 1550 °С с добавкой 16% кокса и составляет 98,9%.

С увеличением количества восстановителя от 18% до 22% резко падает извлечение железа в гранулы с 80-85 до 45-50% из-за наличия большого количества восстановленного железа в массе шлака. Это вызвано перевосстановлением шлака и образованием тугоплавкой магний-алюминовой шпинели (MgAl₂O₄).

**«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки
природного и техногенного минерального сырья»**

Список использованных источников

1. Горбунов Г.И., Бельков И.В., Макиевский С.И. и др. Минеральные месторождения Кольского полуострова. Л.: Наука, 1981. – 272 с.
2. Sachkov V.I., Nefedov R.A., Orlov V.V., Medvedev R.O., Sachkova A.S. Hydrometallurgical processing technology of titanomagnetites ores // MDPI Minerals, 2018, 8, 12, p.3-12
3. Копкова Е.К., Shchelokova E.A., Gromov P.B. Processing of titanomagnetite concentrate with a hydrochloric extract of n-octanol // Hydrometallurgy.2015. Vol.156. P.21-27
4. Резниченко В.А., Шабалин Л.И. Титаномагнетиты, месторождения, металлургия, химическая технология. –М.: Наука, 1986.
5. Атмаджиди А.С., Гончаров К.В., Олюнина Т.В., Садыхов Г.Б. Обогащение чернового титаномагнетитового концентрата методом мокрой магнитной сепарации // Цветные металлы. 2018. № 9.

ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ И ЭКОНОМИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ПРОЦЕССОВ ПЕРЕРАБОТКИ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ



РАЗВИТИЕ МЕТОДОЛОГИЧЕСКИХ ОСНОВАНИЙ И ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ РЕСУРСОБЕРЕГАЮЩЕЙ ЭКОЛОГИЧЕСКИ ОРИЕНТИРОВАННОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ГОРНОПРОМЫШЛЕННЫХ ОТХОДОВ ПО КОМБИНИРОВАННЫМ ТЕХНОЛОГИЯМ

Горлова О.Е.¹, Шадрунова И.В.²

¹ Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Магнитогорский государственный технический университет имени Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Российская Федерация, e-mail: gorlova_o_e@mail.ru

² Федеральное государственное бюджетное учреждение науки «Институт проблем комплексного освоения недр имени академика В.Н. Мельникова Российской академии наук», Москва, Российская Федерация, e-mail: shadrunova_@mail.ru

Представлены результаты проводимых исследований по разработке методологических оснований, алгоритма формирования и практической апробации ресурсосберегающих экологически ориентированных комбинированных технологий переработки техногенного минерального сырья сложного вещественного состава.

Development of methodological foundations and justification of the parameters of resource saving environmentally oriented processing of mining waste using combined technologies

Gorlova O.E., Shadrunova I.V.

The results of research on the development of methodological foundations, an algorithm for the formation and practical testing of resource-saving environmentally oriented combined technologies for the processing of technogenic mineral raw materials of complex material composition are presented.

Перспективы расширения минерально-сырьевой базы отдельных предприятий и страны в целом все чаще связываются с вовлечением в комплексную, экологически безопасную переработку техногенного минерального сырья [1, 2, 3, 4]. Отходы добычи и переработки минерального сырья являются сложными многоэлементными структурами техногенного происхождения и одновременно вновь образованным минеральным сырьем, исходным для нового цикла производства, свойства которого формируются в природных и технологических процессах его образования, складирования и хранения [5].

«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья»

Ввиду множественности и многообразия природных и техногенных факторов, воздействующих на минеральные системы при добыче, первичной переработке руд и долговременном хранении отходов, их состав, морфоструктурные параметры, состояние поверхности и в целом технологические свойства могут существенно отличаться от свойств аналогичного природного сырья, не прошедшего стадии производства [6]. Переработка техногенного сырья сложного вещественного состава и крайне неоднородного по своим текстурно-структурным характеристикам по традиционным технологиям, по упрощенным "монометодным" схемам, ориентированным на контрастность только определенного разделительного признака, которая в техногенно измененных минеральных системах может быть значительно нивелирована, таким образом удовлетворительно не решает актуальные практические задачи. Разрабатываемая рациональная ресурсосберегающая технология переработки горнопромышленных отходов должна становиться средством снятия технических и технологических ограничений имеющихся производственных технологий для получения достаточно приемлемых технологических и экономических показателей и повышения экологической безопасности переработки минеральных ресурсов техногенного происхождения [7]. Для этого она должна включать селективную дезинтеграцию на стадии рудоподготовки и достаточное количество разделительных операций в соответствии с наиболее контрастными технологическими свойствами отходов, что возможно только в комбинированных технологиях. При этом экологическая направленность таких технологий должна отвечать не только требованиям максимально полного использования всех сырьевых компонентов (рудных и нерудных), но и требованиям восстановления целостности компонентов природной среды [1, 7].

Анализ закономерностей формирования вещественного состава и технологических свойств отходов добычи и переработки показал, что характер и степень качественного изменения минерального сырья в природных и техногенных процессах зависят не только от геолого-промышленного типа исходного природного месторождения, но и от условий их формирования (низкотемпературные процессы добычи и механического обогащения руд, химические процессы выщелачивания руд и концентратов, высокотемпературные металлургические и энергетические процессы переработки концентратов), сухого или мокрого складирования, ландшафтно-климатических условий местности, временных сроков существования (текущие или лежалые), исторической смены качества перерабатываемого природного сырья и т.п. [6, 8]. На основании чего была разработана классификация отходов черной и цветной металлургии по

степени измененности вещественного состава и контрастности технологических свойств, позволяющая производить прогнозную оценку обогатимости, априорный выбор направлений использования техногенного сырья и методов переработки [8, 9].

Специфические минеральный состав и технологические свойства, особенности строения отходов при вовлечении в переработку ранее не используемых ресурсов техногенного происхождения выступают в этом случае критериями выбора способа селективной дезинтеграции и комбинирования нескольких обогатительных или обогатительных и гидрометаллургических процессов в схемах глубокой и комплексной переработки техногенного минерального сырья [10]. При этом должен быть выработан системный подход к оценке, глубокому изучению взаимосвязи состава, структуры, "генетических" особенностей минерального вещества техногенного происхождения с его технологическими свойствами, к выявлению закономерностей и обоснованию параметров разделения минералов на основе различия их свойств [5].

В рамках развития концепции рационального недропользования обоснована методология и разработана блок-схема алгоритма создания ресурсосберегающих технологий переработки горнопромышленных отходов, основанная на поэтапном осуществлении комплекса теоретических и экспериментальных исследований на соподчиненных информационно-аналитическом, инструментальном, адаптационном, организационно-технологическом и экономико-аналитическом уровнях [8].

Итерационный порядок выполнения изысканий, проверки условий реализуемости отдельных технических и технологических решений и достижения искомого результата позволяет наиболее информативно выявлять специфические особенности состава, строения, свойств отходов, обосновывать оптимальные параметры процессов, определять рациональную комбинацию методов извлечения ценных компонентов из отходов и их последовательность в схеме переработки и таким образом создавать технологию переработки минерального отхода при наименьших временных, организационно-технических и материальных затратах. Кроме того, итерационное построение процесса исследования позволяет при последовательном решении тактических подзадач, которые в ходе выполнения изысканий на обозначенных уровнях могут изменяться, проводить коррекции целей и задач как на предыдущих этапах работ, так и всего проекта в целом, для снижения ключевых рисков на ранних этапах выполнения работ, оперативного управления процессом разработки технологии, бóльшей прогнозируемости результатов [8, 9].

Методология включает уровень адаптации известных технических и

технологических решений к сформировавшемуся и выявленному на инструментальном уровне специфическому набору характеристик и свойств многокомпонентного, техногенно измененного сырья [11].

Первый прием адаптации является параметрическим и связан с изменениями режимных параметров отдельных операций (процессов), а, следовательно, и параметров функционирования системы, то есть технологии переработки, в целом. Параметрическая адаптация без изменения структуры системы подстраивает технологию (режимы отдельных операций) к изменяющимся входным параметрам (специфические технологические свойства техногенного сырья) для получения заданных выходных параметров (максимальные/приемлемые технологические показатели разделения).

Следующим приемом становится структурная адаптация как конструирование новой архитектуры технологического процесса переработки минерального сырья и обеспечивает оптимальный набор методов разделения, рациональную последовательность циклов (стадий) в технологической схеме и последовательность производственных операций в отдельных циклах, а также оптимальные параметры всех процессов. Как показали анализ имеющегося опыта переработки горнопромышленных отходов и собственные проведенные исследования, такая новая архитектура технологического процесса переработки отхода, как правило, должна характеризоваться сочетанием циклов селективного вскрытия и разделения минеральных комплексов в цикле рудоподготовки, комбинированием нескольких разных методов разделения и концентрирования минералов, разработкой новых технологических решений и способов извлечения ценных компонентов с одновременной их параметрической адаптацией.

Перспективность использования нового методологического подхода была доказана при обосновании параметров, разработке и апробации технологий переработки отходов, образовавшихся в различных технологических процессах добычи и переработки руд и подвергшихся различным видам, интенсивности и продолжительности изменения вещественного состава и технологических свойств, – забалансовой лежалой медной руды из отвала, лежалых золотосодержащих хвостов из законсервированного хвостохранилища, текущих железцинксодержащих доменных шламов, текущих и лежалых шлаков черной металлургии [2, 5, 7, 8, 10, 11].

Были разработаны: комбинированная флотационно-гидрометаллургическая технология переработки забалансовых медных руд из отвала с получением флотационного концентрата с массовой долей меди свыше 29% и катодной меди при суммарном извлечении меди в товарные продукты свыше 87%; гравитационная технология с извлечением золота в гравитационный концентрат

не менее 65% и геотехнологическая с получением насыщенного угля с содержанием золота до 5 кг/т при извлечении золота на уровне 75% при комбинировании гравитационного обогащения лежалых золотосодержащих хвостов из участков пляжной зоны хвостохранилища золотоизвлекательной фабрики и скважинного хлоридного выщелачивания золота на месте залегания хвостов из центральной части хвостохранилища; комбинированная флотационно-магнитная технология комплексной переработки железоцинксодержащих шламов доменного производства с получением железного концентрата с массовой долей железа не менее 60%, цинка – не более 0,4% и цинксодержащего промпродукта с массовой долей цинка 7-8%; стадийные технологии глубокой переработки шлаков черной металлургии с использованием селективного центробежно-ударного способа дезинтеграции и сепарации в магнитных полях различной напряженности, с получением обезжелезненного ванадиевого порошка с массовой долей железа менее 0,6% и металлических включений с массовой долей железа свыше 80% при переработке ванадийсодержащих конвертерных шлаков, металлоконцентратов с массовой долей железа на уровне 62÷77% при переработке доменных и мартеновских шлаков различных фракций;

Обоснование параметров и рациональной комбинации методов переработки техногенного минерального сырья в соответствии с предлагаемым методологическим подходом обеспечивает повышение доступности практического использования отходов, получение из них металлосодержащих продуктов с высокими потребительскими качествами, что особенно важно в условиях нарастающего дефицита минерального сырья и необходимости решения экологических проблем.

Список использованных источников

1. Экологически ориентированная переработка горнопромышленных отходов: монография / Под науч. ред. акад. В.А. Чантурия, д.т.н. И.В. Шадруновой. Москва: Изд-во «Спутник+», 2018. – 200 с.
2. Развитие технологических инноваций глубокой и комплексной переработки техногенного сырья в условиях новых экономических вызовов / В.А. Чантурия, И.В. Шадрунова, О.Е. Горлова, Е.В. Колодежная // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – 2020. – № 1. – С. 159-171.
3. Бикбаева Г.А., Орехова Н.Н., Куликова Е.А. Применение клинкера в комплексной технологии переработки техногенных стоков горно-металлургических предприятий // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. – 2013. – № 2 (42). – С. 22-25.
4. Технология комплексной переработки гидротехногенных образований горных предприятий медноколчеданного профиля / Н.Л. Медяник, О.А. Мишурина, Э.Р. Муллина, А.В. Смирнова, А.В. Зайцева // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2019. № 4. С. 10-17.

5. Gorlova O.E., Shadrunkova I.V., Zhilina V.A. Development of deep and comprehensive processing processes of technogenic mineral raw materials in a view of sustainable development strategy // XXIX IMPC 2018: Congress Proceedings. – «Ore and Metals» Publishing house, 2018. – P. 3279-3287.
6. Техногенное минеральное сырье: особенности вещественного состава и технологических свойств, геолого-минералогическое картирование / Е.Н. Левченко, Л.И. Веремеева, О.Е. Горлова // Руды и металлы. 2018. – №1. – С.64-75.
7. Shadrunkova, I. V., Gorlova O. E., Zhilina V. A. The new paradigm of an environmentally oriented resource-saving technologies for processing of mining // IOP Conf. Series: Materials Science and Engineering 687 (2019) 066048.
8. Горлова О.Е. Развитие научно-методологических основ технологии переработки горнопромышленных отходов: дисс. ... д-ра техн. наук: 25.00.13 / Горлова Ольга Евгеньевна. – Магнитогорск, 2020. 404 с.
9. Горлова О.Е., Орехова Н.Н. Разработка алгоритма формирования ресурсосберегающих технологий комплексной переработки техногенного минерального сырья // Современные достижения университетских научных школ: сборник докладов национальной научной школы-конференции (19-20 ноября 2020 г., Магнитогорск). – Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2020. – Вып. 5. – С. 159-164.
10. Горлова О.Е. Обоснование комбинированных технологий переработки техногенного металлсодержащего минерального сырья // Проблемы и перспективы эффективной переработки минерального сырья в 21 веке (Плаксинские чтения – 2019): материалы междунар. совещания. Иркутск, 9-14 сентября 2019 г. Иркутск: Изд-во ООО «Репроцентр А1», 2019. С. 371-375.
11. Формирование ресурсосберегающих технологий переработки вторичного металлсодержащего сырья на основе принципов адаптации // В.А. Чантурия, И. В. Шадрункова, О. Е. Горлова Н. Н. Орехова // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2017. № S1. С. 347-369.

ОЧИСТКА ШАХТНЫХ ВОД С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ СПОСОБОВ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ

Ксенофонтов Б.С.¹, Якушкин В.П.²

¹ Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Московский государственный технический университет имени Н.Э. Баумана (национальный исследовательский университет),
Москва, Российская Федерация,

² Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Московский политехнический университет»,
Москва, Российская Федерация, e-mail: kbsflot@mail.ru

В работе рассмотрены вопросы, касающиеся очистки шахтных вод. При этом проанализированы, в первую очередь, физико-химические способы очистки шахтных вод, в том числе новые виды комбинированной флотационной техники.

Mine water treatment using physical and chemical treatment methods

Ksenofontov B.S., Yakushkin V.P.

The paper deals with issues related to the purification of mine waters. At the same time, first, the physicochemical methods of mine water purification, including new types of combined flotation technology, have been analyzed.

Очистка техногенных, в том числе и шахтных, вод является весьма актуальной экологической проблемой. При этом известно, что для шахтных вод характерны повышенная природная минерализация (примерно от 2 до 10 г/л, а в отдельных случаях свыше 20 г/л), бактериальная загрязненность, значительное содержание взвешенных веществ (от 20 до 500 мг/л), наличие нефтепродуктов, тяжелых металлов, опасных и токсичных химических элементов, и соединений, что делает невозможным их использование без специальной очистки и деминерализации [1]. В то же время по данным ряда работ [2-5] наиболее распространенными загрязнителями в целом для техногенных вод считаются хлористые соединения и свободная серная кислота, которой сопутствуют растворимые соли, главным образом сульфаты тяжелых металлов. Следует отметить, что образующиеся стоки часто находятся за пределами санитарной зоны предприятий и могут при этом сбрасываться в поверхностные водные объекты преимущественно без очистки [6].

В последнее время ужесточение экологической политики государства привело к строительству очистных сооружений практически на всех предприятиях. Однако качество очищенных вод по многим показателям не соответствует требуемым нормативам [7, 8]. Особо вредными среди загрязнений являются тяжелые металлы.

На различных предприятиях превышение ПДК в воде после станций нейтрализации имеют разные значения. Сравнение концентраций металлов в потоках на входе и выходе станции нейтрализации с ПДК для водоемов рыбохозяйственного значения показало, что в отдельных случаях до очистки загрязнение превышает ПДК, например, по меди до 400 раз, по цинку до 100 и более раз, по железу примерно до 150 раз. Эффективность очистки колеблется по разным металлам от 70 до 95%, что свидетельствует о том, что очищенные воды остаются источниками тяжелых металлов для поверхностных водоемов.

Тяжелые металлы попадают в природные воды с дождевой водой, фильтрующейся через отвалы, а также при авариях различных установок и хранилищ. Для подземных вод большое значение имеет закачка отходов в скважины, шахты и шурфы. По таким путям в водоупорном слое загрязненные

«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья»

воды могут стекать в открытый водоем и проникать в водоносный горизонт. Может протекать и обратный процесс, когда тяжелые металлы мигрируют с подземными водами и таким путем попадают в открытый водоем.

Таким образом, к загрязнению поверхностных водных объектов тяжелыми металлами (ТМ) приводит совокупность вышеописанных процессов.

Выбор оптимальных технологических схем переработки кислых техногенных вод горно-обогатительных предприятий с извлечением из них тяжёлых металлов – сложная задача, связанная с необходимостью сочетания различных методов.

Применение того или иного метода должно основываться на учете компонентного состава и требований, которым должны удовлетворять промышленные воды при их сбросе в водоемы – ПДС (предельно допустимые сбросы) и ПДК (предельно допустимые концентрации веществ) и требований, которым должны удовлетворять получаемые продукты для эффективной утилизации без потерь металла.

Проведенный анализ способов физико-химической обработки шахтных вод показывает, что в отдельных случаях достигается высокая эффективность очистки, в частности по взвешенным веществам (рисунок 1). Эффективность зависит от вида обработки и, как правило, с увеличением количества стадий возрастает.

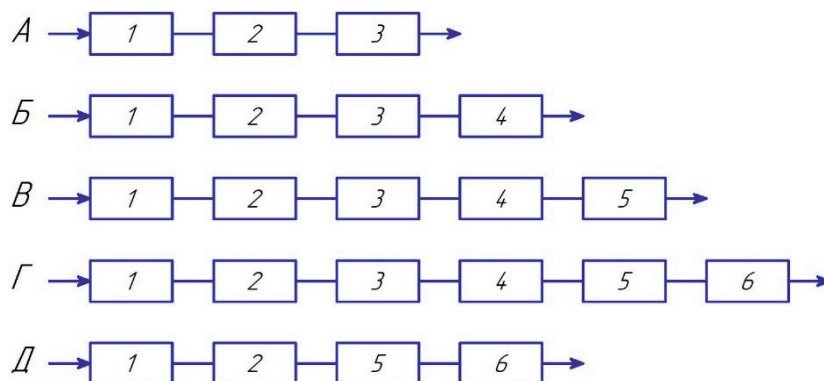


Рисунок 1. Принципиальные схемы очистки шахтных вод (А, Б, В, Г, Д):

1 – механическая очистка (песколовка, отстойник); 2 – корректировка рН; 3 – флотационная очистка; 4 – электрохимическая; 5 – адсорбционная очистка; 6 – мембранная очистка

Анализ полученных данных показывает (рисунок 2), что в случае многоступенчатой обработки шахтной (модельной) воды можно достигнуть высокой степени очистки воды, в том числе по взвешенным веществам.

Результаты проведенных исследований, а также сведения из опубликованных источников показывают, проблемы очистки техногенных вод

находятся на стадии решения и в этой связи будут возникать вопросы при внедрении различных технологий обезвреживания таких вод. Важное значение при этом имеет выделение ценных компонентов из техногенных вод, а также возможности использования таких вод для различных целей.

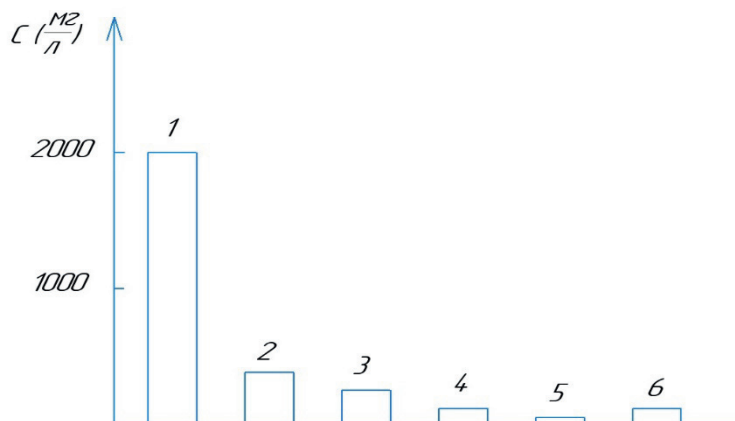


Рисунок 2. Зависимость остаточной концентрации взвешенных веществ (усредненные данные) в осветленной шахтной воде в зависимости от условий обработки воды: 1 – без обработки (контроль); 2 – по варианту пескочловка-отстойник; 3 – по варианту изменения рН; 4 – по варианту В; 5 – по варианту Г; 6 – по варианту Д

Конечно, подобные вопросы необходимо рассматривать для отдельных видов техногенных вод и применительно к конкретным местным условиям.

В этой связи возможны некоторые послабления в отношении повторного использования очищенных техногенных вод, удовлетворяющие местным условиям. Дальнейшее решение проблем очистки техногенных вод покажет, насколько возможен вариант использования очищенных вод для повторного применения. Или главным путем решения проблемы техногенных вод будет их очистка до нормативных значений показателей качества очистки воды, позволяющих сбрасывать их в открытые водоемы как рыбохозяйственного, так и культурно-бытового назначения.

Список использованных источников

1. Ксенофонов Б.С. Флотация: многостадийная и обобщенная модели процесса и флотокомбайны типа КБС и специального назначения. Тверь: ТГУ, 2020. 424 с.
2. Максимович Н.Г. и др. Очистка шахтных вод Кизеловского угольного бассейна с использованием отходов ОАО «Березниковский содовый завод» // Экологические проблемы и здоровье населения Верхнекамья. Материалы науч. практ. конф. Пермь. – 2002. – С. 94-97.
3. Комащенко В.И., Голик В.И., Леонов И.В. Горное дело и окружающая среда: Учебное пособие для вузов. 2011. – 210 с.
4. Певзнер М.Е. Горная экология: Учебное пособие для вузов. М.: Изд-во МГУ, 2003.

5. Абдрахманов Р.Ф., Ахметов Р.М. Влияние техногенеза на поверхностные и подземные воды башкирского зауралья и их охрана от загрязнения и истощения //Геологический сборник. 2007.– № 6. С. 266–269.
6. Емельяненко Е.А. Формирование зоны техногенеза предприятиями медедобывающего комплекса Южного Урала //Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: Материалы Междунар. науч.–техн. конференции. Екатеринбург 2004. – С. 159–162.
7. Шадрунова И.В., Орехова Н.Н. Извлечение цветных металлов из гидро–минеральных ресурсов: теория и практика. – М., Изд–во ИПКОН РАН, 2009.215 с.
8. Селицкий Г.А. Технологическая схема очистки карьерных и подотвальных вод //Экология производства. – 2005.– № 9.–с. 83–87.

МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА ПЕРЕРАБОТКИ ТЕХНОГЕННЫХ ВОД

Медяник Н.Л.

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Магнитогорский государственный технический университет имени Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Российская Федерация, *e-mail: chem@magtu.ru*

Представлена модель процесса очистки сточных вод горных предприятий с использованием метода напорной флотации. Математическая модель позволяет получать информацию о концентрации субстратов металлов в каждом из состояний, входящих в описываемый процесс, в произвольный момент времени. Данный подход позволяет проводить процесс очистки сточных вод в оптимальном режиме.

Modeling of wastewater treatment processes mining enterprise

Medyanik N.L.

Presented work observes a model of a refinery process of industrial mineralized waters of mining enterprises by using a forcing floatation method. This mathematical model allows obtaining data about the concentration of metal substrates in every condition, included in the described process, in an arbitrary point of time. This approach allows conducting the process of cleaning of effluents in the optimal mode.

В данной статье представлена математическая модель переработки техногенных минерализованных вод горных предприятий с помощью метода напорной флотации. Результаты ее численного решения подробно рассматриваются в работе [1, 2].

Процесс переработки техногенных вод горных предприятий с использованием метода напорной флотации (рисунок 1) заключается в образовании флотационных систем “субстрат металла – агент – пузырьки”,

всплывание этих систем и удаление пенного слоя с поверхности перерабатываемой воды.

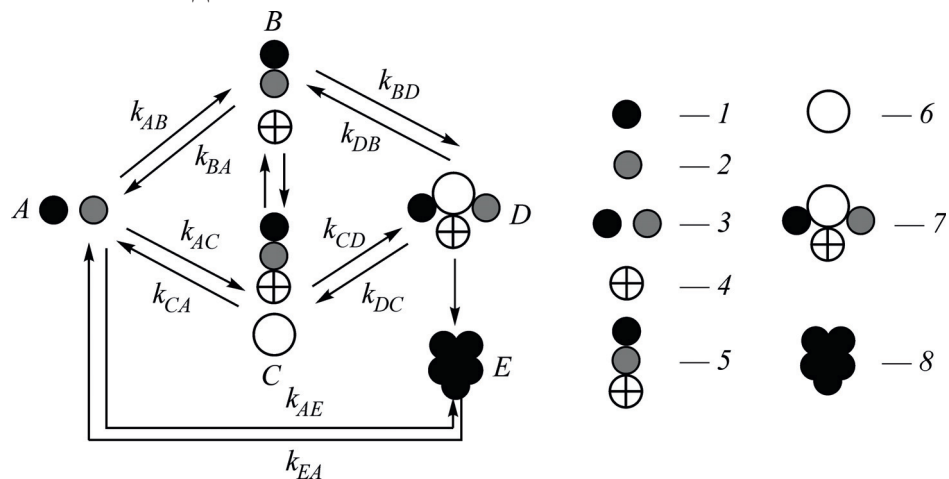


Рисунок 1. Схема многостадийной модели напорной флотации:

1 — субстраты металлов — аквакатионы и гидроксоаквакатионы; 2 — реагент-осадитель (процесс А); 3 — гидролитические осадки; 4 — молекулы реагента-собирателя / агента (процесс В); 5 — система “субстрат Ме – агент”; 6 — пузырек воздуха (процесс С); 7 — ассоциаты / полиассоциаты флотационной системы “субстрат – агент – пузырек” (процесс D); 8 — металлсодержащий (Cu, Zn, Fe, Ni, Pb, Cd) продукт — флотошлам (процесс E)

Первая стадия А — начальный процесс, субстраты металлов Cu, Zn, Fe, Ni, Pb, Cd (аквакатионы и аквагидроксокатионы) — продукты гидрогенезиса техногенных рудничных вод ГОКов, которые по количеству ценных компонентов, характеру среды и химическим свойствам можно отнести к технологическим растворам. Для нейтрализации субстратов металлов и поддержания необходимого значения pH осаждения вводится доступный реагент-осадитель, как правило известковое молоко $\text{Ca}(\text{OH})_2$, при взаимодействии с которым субстраты металлов образуют коллоидные гидролитические осадки. Расход реагента-осадителя регулируется в зависимости от концентрации и вида субстратов металлов рудничных вод, поступающих на технологическую переработку.

Далее за счет введения в процесс В реагента-комплексобразователя (агента) происходит электрофильно-нуклеофильное взаимодействие субстратов металлов и активного агента с образованием малорастворимых флотосистем “субстрат Ме – агент”, которые за счет последующей самосборки способны образовывать супрамолекулярные комплексы и более прочные ассоциаты / полиассоциаты. Наличие в составе реагента ГлиПЭТ гидроксильных, сложноэфирных, карбоксильных групп обуславливает его пенообразующие свойства и способствует начальному переходу флотационных систем “субстрат Ме – агент”

из стадии B в “пенку” стадии D . На этапе C происходит активное насыщение воздушными пузырьками минерального раствора. При переходе в состояние D происходит массивное насыщение воздушными пузырьками минерального раствора, которые захватывают гидрофобные осадки (ассоциаты / полиассоциаты), дисперсные и взвешенные частицы, содержащиеся в технологическом растворе, и вместе с ними всплывают в верхнюю часть напорного флотатора, образуя на этапе E металлсодержащий продукт (флотошлам). В дальнейшем этот продукт подвергается фильтрации, обезвоживанию и направляется в сборную емкость для последующей реутилизации, а удаленная вода при необходимости может быть возвращена во флотатор на повторную переработку (доочистку). Очищенную воду рекомендуется использовать в оборотном водоснабжении ГОКов.

Следует отметить, что все процессы обратимы. Модель позволяет учитывать разрушение гидrolитических осадков, малорастворимых флотосистем “субстрат Me – агент” с возможной коалесценцией пузырьков воздуха (переход из состояния B и C в состояние A), процесс выпадения ассоциата / полиассоциата из пены в водовоздушную смесь (переход из состояния D в состояние B и C) или обратно из пенного слоя флотошлама в исходное состояние (переход из состояния E в состояние A).

Далее представляется фрагмент математической модели переработки техногенных минерализованных вод методом многостадийной напорной флотации. Рассматриваемый процесс описывается системой дифференциальных уравнений:

$$\left\{ \begin{array}{l} \frac{dF_A}{dt} = -(k_{AB} + k_{AC} + k_{AE})F_A + k_{BA}F_B + k_{CA}F_C + k_{EA}F_E, \\ \frac{dF_B}{dt} = -(k_{BA} + k_{BD})F_B + k_{AB}F_A + k_{DB}F_D, \\ \frac{dF_C}{dt} = -(k_{CA} + k_{CD})F_C + k_{AC}F_A + k_{DC}F_D, \\ \frac{dF_D}{dt} = -(k_{DB} + k_{DC} + k_{DE})F_D + k_{BD}F_B + k_{CD}F_C, \\ \frac{dF_E}{dt} = -k_{EA}F_E + k_{DE}F_D + k_{AE}F_A. \end{array} \right. \quad (1)$$

Здесь F_A , F_B , F_C , F_D и F_E — концентрация частиц в состояниях A , B , C , D и E соответственно. Будем считать концентрации функциями времени $t \in R_+$, при этом сумма концентраций частиц со временем остается постоянной, т. е.

$$F_A(t) + F_B(t) + F_C(t) + F_D(t) + F_E(t) = F_0, \quad F_0 \in R_+ \quad \forall t \in R_+. \quad (2)$$

Допустим, что концентрация частиц в исходном состоянии A в начальный момент времени $t = 0$ известна:

$$F_A(0) = F_0, \quad (3)$$

а в остальных состояниях концентрация при $t = 0$ нулевая:

$$F_B(0) = 0, \quad F_C(0) = 0, \quad F_D(0) = 0, \quad F_E(0) = 0. \quad (4)$$

Так как все величины положительные, то они принадлежат множеству действительных положительных чисел R_+ .

Описание констант переходов из одной стадии в другую, определяющие процесс протекания флотации и входящих в систему (1) изложено в работе [2].

Разработанная математическая модель напорной флотации позволяет получать информацию о концентрации субстратов металлов в каждом из описываемых состояний в любой момент времени. Константы, характеризующие переход субстратов металлов из одного состояния в другое, могут задаваться в сложной форме (функционально), поэтому решение находилось численно. Кроме того, в модели учтено возможное механическое разрушение образующихся флотосистем “субстрат металла – агент – пузырек”.

Пакет программ объёмом 73,7 Кб написан в вычислительной среде Maple для ЭВМ семейства x86-64 с операционной системой: Windows XP (SP1, SP2, SP3), Windows Vista (SP1), Windows 7 или Windows XP x64 (SP2), Windows Vista x64 (SP1), Windows 7 x64, Windows 8, Windows 10, в которой реализовано численное решение исходной краевой задачи, интерполяция полученных значений и проверка модели на адекватность. Последнее осуществлялось подстановкой интерполяционного полинома в каждое из уравнений системы с последующим нахождением нормы невязки левой и правой частей уравнения. Также контролировалось выполнение закона сохранения массы по расчету концентрации субстратов металлов, присутствующих в продуктивном растворе в каждой стадии процесса напорной флотации с течением времени [3].

Вычислительные эксперименты показали надежность и точность работы представленной математической модели процесса переработки техногенных минерализованных вод горных предприятий с использованием метода напорной флотации.

Данная программа может быть применена в области обогащения полезных ископаемых при переработке и/или очистки техногенных минерализованных промышленных вод, а также может быть полезной для специалистов обогатительного профиля, научных работников, преподавателей, аспирантов, магистрантов и студентов специалитета высших учебных заведений при выполнении ими методических, дипломных, курсовых и исследовательских работ.

Список использованных источников

1. Медяник Н.Л., Тусупбаев Н.К., Варламова И.А. и др. Удаление тяжелых металлов из растворов методом ионной флотации // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2016. Т. 14. № 1. С. 18-26.
2. Медяник Н.Л., Шевелин И.Ю., Какушкин С.Н. Математическое моделирование процесса переработки техногенных минерализованных вод методом напорной флотации // ФТПРПИ. – 2018. № 2. – С. 121–129.
3. Численное моделирование процесса переработки техногенных минерализованных вод методом напорной флотации / Шевелин И.Ю., Медяник Н.Л., Какушкин С.Н.: Свидетельство о гос. рег. программы для ЭВМ РФ, № 2018614677; правообладатель ФГБОУ ВО «Магнитогорский госуд. технич. университет им. Г.И. Носова». ОБ ПБТ 2018. №4.

**ГРАВИТАЦИОННО-ФЛОТАЦИОННАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ
ЗОЛОТА ИЗ ТЕХНОГЕННЫХ РОССЫПЕЙ**

Евдокимов С.И.

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Северо-Кавказский горно-металлургический институт (государственный технологический университет)», г. Владикавказ, Республика Северная Осетия-Алания, Российская Федерация, *e-mail: eva-ser@mail.ru*

Гравитационно-флотационная технология извлечения золота из россыпей экономически оправдана: добавленная стоимость товарной продукции обеспечивает увеличение величины чистого дисконтированного дохода и индекса рентабельности инвестиций, снижение срока их окупаемости.

Gravity-flotation technology for extracting gold from man-made deposits

Evdokimov S.I.

Gravity-flotation technology for extracting gold from placers is economically justified: the added value of commodity products provides an increase in the value of net discounted income and the index of profitability of investments, and a reduction in their payback period.

Предприятия, ведущие добычу золота из россыпей, обеспечены сырьем на 3-5 лет. В то время, как вероятность восполнения МСБ россыпного золота за счет постановки на учет запасов новых месторождений не велика, ресурсы техногенных объектов достаточны для сохранения достигнутого уровня добычи золота из россыпей в течение 10-15 лет.

Привлечение потенциальных инвесторов с целью вложения средств в освоение техногенных россыпей сдерживается необходимостью решения задачи

разработки технологий, обеспечивающих получение экономического эффекта при вовлечении техногенных ресурсов золота в хозяйственный оборот. Высокая плотность золота позволяет применять для его извлечения из песков россыпи наименее затратные гравитационные методы. Однако "упорное" для разделения по плотности золото (мелкое и тонкое (МТЗ)) остается на поверхности воды и выносится в отвал.

Применение сложных технологических схем и дорогостоящего высокотехнологичного оборудования (например, на основе создания интенсивного центробежного поля) для извлечения МТЗ гравитационными методами обогащения менее эффективно, чем методов сепарации минералов по смачиваемости – флотации, когда «плавучесть» золота способствует росту извлечения МТЗ.

Объектом исследования являлись текущие гале-эфельные отходы, образованные в ходе промывки песков россыпи руч. Н. Ингагли (левый приток р. Харги, Амурская обл.) промприборами типа ПГШ-50.

В существующих флотационных каскадах промежуточные продукты направляют из последующей операции флотации в предыдущую с примерно одинаковым вещественным составом (вертикальная конфигурация каскада обогащения).

Сепарационная характеристика вертикального каскада далека от идеальной ступенчатой: смешиваемые в схеме продукты однородны по химическому и минеральному составам, но неоднородны по способности минералов к разделению (обогащаемости). Для переработки промпродуктов переходят на сложные схемы обогащения (организуют промпродуктовые циклы) или выводят их из операций механической сепарации для переработки методами химической технологии. Крутизна сепарационной характеристики в рабочей точке может быть повышена при переходе от вертикальной к горизонтальной конфигурации каскада обогащения. Увеличение содержания золота в операции основной флотации осуществляют путем смешения чернового концентрата, выделенного из ½ части исходного питания, с другой ½ его частью - перехода от вертикальной к горизонтальной конфигурации каскада обогащения (на "струйную" флотацию, флотацию "в два приема").

Такое «предварительное обогащение» извлекаемым металлом второй части исходного питания обеспечивает увеличение его извлечения.

Увеличение содержания металла в голове процесса за счет смешения исходного питания с черновым концентратом тождественно удалению в отвал 20-30% материала с пониженным содержанием металлов методом предварительной концентрации руд на основе гравитационных и ядерно-физических

«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья»

разделительных признаков.

При флотации переход от состояния «нет контакта» частицы с пузырьком к состоянию «есть контакт» зависит от баланса сил притяжения и отталкивания (знака расклинивающего давления) в межфазной пленке при перемещении частицы от верхнего полюса пузырька к его экватору. Если в течение этого времени (первые миллисекунды) межфазная пленка не достигнет толщин, на которых расклинивающее давление станет отрицательным (первые десятки нанометров), то частица обогнет поверхность пузырька без образования флотокомплекса. Следовательно, для изменения результата контакта частицы с пузырьком достаточно оказать кратковременное воздействие на свойства межфазной пленки этой толщины. Оно может быть со стороны газовой фазы, например, за счет заполнения пузырьков горячим водяным паром.

Для доводки гравио- и флотоконцентратов до продукта, качество которого соответствует условиям плавки, изготовлен модуль доводки (рисунок).

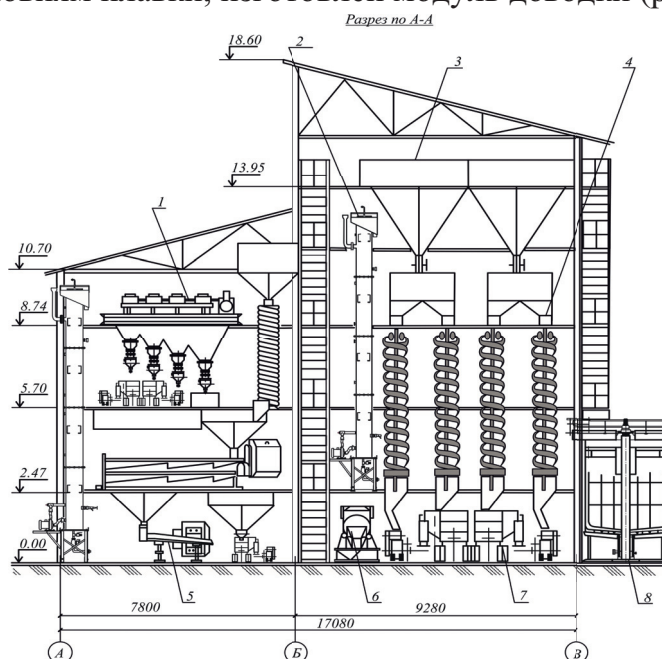


Рисунок. Проектно-компоновочное решение (разрез) модуля обогащения шлихов:

1 - четырехспиготный гидрокласификатор КГ-4; 2 - флотомашина колонного типа размером $D \times L = 0,6 \times 7,4$ м; 3 - пирамидальный бункер; 4 - винтовой сепаратор СВМ2-750; 5 - концентрационные столы СКО-7,5 и СКО-2; 6 - шлюз для вывода в отвал хвостов; 7 - песочный насос; 8 - сгуститель оборотной воды

Товарным продуктом являются слитки сплава Доре. Получение слитков повышает рентабельность малых золотодобывающих горных предприятий за счет сведения к минимуму ощутимой отрицательной аффинажной разницы при проведении окончательного расчета с аффинажным заводом.

Установлены две противоточные флотомашины колонного типа размером

Международная конференция «Плаксинские чтения–2021»
г. Владикавказ, 04-08 октября 2021 г.

$D \times L = 0,6 \times 7,4$ м для флотации по схеме «в два приема» (две струи).

Флотомашины снабжены аэраторами конфузур-диффузорного типа с подачей водяного пара. Удельный расход создаваемого аэрозоля $1,73 \text{ м}^3/(\text{мин} \cdot \text{м}^2)$ при избыточном давлении 0,15 МПа. Промывную воду на пенный слой не подавали. Вывод хвостов из флотомашин осуществляют эрлифтом с подачей в него $0,1 \text{ м}^3/\text{мин}$ воздуха с давлением $\sim 0,14$ МПа. Удельная производительность колонны по потоку пульпы составляла $0,62 \text{ м}^3/(\text{мин} \cdot \text{м}^2)$. Флотацию осуществляли смесью БТФ-163 (50-70 г/т) и ПМ-2 (2-5 г/т) производства ЗАО «Квадрат плюс».

За счет доизвлечения золота из хвостов гравитации флотацией его извлечение увеличилось до 90,5%, а с учетом потерь при доводке (4,52%) – до 85,98%.

Таблица. Техничко-экономические показатели обогащения техногенных отвалов

№ п/п	Наименование показателя	Технология обогащения	
		гравитационная	гравитационно-флотационная
1	Годовая (сезонная) производительность:		
1.1	по промывке эфелей, тыс.м ³	447,5	447,5
1.2	по добыче золота, кг	98,91	130,41
2	Цена золота, руб/г	2896,6	2896,6
3	Годовая стоимость товарной продукции, тыс. руб	286503	377746
4	Страховка-транспортировка и аффинаж, тыс.руб	430	567
5	Чистая выручка от реализации, тыс.руб	286073	377179
6	Удельные операционные затраты, руб/м ³	531,1	619,3
7	Удельные капитальные затраты, руб/м ³	278,5	434,7
8	Оборотный капитал, тыс.руб	24924	38904
9	ЧДД/NPV (чистый дисконтированный доход при ставке дисконта 15%), тыс.руб	5215	73795
10	IRR (внутренняя норма рентабельности), %	16,86	31,297
11	DPP (срок окупаемости для дисконтированного денежного потока, лет	4,27	3,26
12	Прочие (операционные) расходы, тыс.руб	4967,64	6830,15
13	PI (индекс рентабельности инвестиций), доли ед.	1,04	1,17
14	ЕБИТ/ЕБИТДА, тыс.руб	68865/89708	127818/160303
15	Рентабельность ЕБИТДА, %	31,4	42,5

Результаты технико-экономического сравнения двух технологий извлечения золота из отходов россыпной золотодобычи приведены в таблице. Результатами опытно-промышленных испытаний доказана работоспособность оборудования комплексов. Дополнение гравитационной технологии извлечения россыпного

золота флотационными методами обеспечивает прирост годового производства золота на ~38% отн. за счет доизвлечения «упорных» для гравитационных методов форм золота.

Комбинированная гравитационно-флотационная технология модуля обогащения экономически оправдана: добавленная стоимость товарной продукции обеспечивает увеличение величины чистого дисконтированного дохода и индекса рентабельности инвестиций, снижение срока их окупаемости.

ИЗУЧЕНИЕ ВЕЩЕСТВЕННОГО СОСТАВА ОТХОДОВ ДОБЫЧИ БУРОЖЕЛЕЗНЯКОВЫХ РУД ДЛЯ ОЦЕНКИ ВОЗМОЖНОСТИ ВОВЛЕЧЕНИЯ ИХ В ПЕРЕРАБОТКУ

Думов А.М., Юшина Т.И., Ву Ван Тоан, Макавецкас А.Р., Крылов И.О.

¹ Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Москва, Российская Федерация, e-mail: yuti62@mail.ru

Приведены результаты комплексного исследования вещественного состава отходов добычи бурожелезняковых руд. Установлено, что минеральный состав руды достаточно сложный, основной железосодержащей минеральной фазой является гидрогётит, который присутствует в виде двух морфологических разновидностей – в форме оолитов и тонкодисперсных агрегатов с другими минеральными фазами в обломочной части и в цементирующем субстрате. Значительная часть гидрогетита, магнитная восприимчивость которого варьирует в диапазоне $(30-315) \cdot 10^{-8} \text{ м}^3/\text{кг}$, находится в частицах, реальная крупность которых не превышает размеров в 10–20 мкм и менее. Показано, что теоретически существует возможность обогащения материала отвала методом магнитной сепарации в высокоинтенсивном или высокоградиентном поле.

Study of the material composition of the waste of the mining of brown iron ore for estimation of the possibility of involving them in processing

Dumov A.M., Yushina T.I., Vu Van Toan, Makavezkas A.R., Krylov I.O.

The results of a comprehensive study of the material composition of wastes from mining brown iron ores are presented. It has been established that the mineral composition of the ore is quite complex, the main iron-bearing mineral phase is hydrogoethite, which is present in the form of two morphological varieties - in the form of oolites and fine aggregates with other mineral phases in the clastic part and in the cementing substrate. A significant part of hydrogoethite, the magnetic susceptibility of which varies in the range $(30-315)10^{-8} \text{ m}^3/\text{kg}$, is in particles, the real size of which does not exceed 10–20 μm or less. It is shown that theoretically there is a possibility of enrichment of the dump material by the method of magnetic separation in a high-intensity or high-gradient field.

Отходы добычи и обогащения бурожелезняковых руд, с одной стороны, являются источниками загрязнения окружающей среды, с другой стороны, горные отвалы и хвостохранилища представляют собой техногенные месторождения ценных компонентов, запасы которых весьма значительны. Вовлечение в переработку этих материалов в перспективе будет способствовать как снижению экологической нагрузки, так и получению товарной продукции. Разработка технологии использования таких труднообогатимых материалов, как горные отвалы с забалансовыми содержаниями ценных компонентов и лежалые хвосты обогащения прошлых лет добычи невозможна без углубленного изучения их минерального состава.

Исследования проводились на пробах, отобранных из горных отвалов разработки одного из месторождений бурожелезняковых руд.

Предварительные исследования методом оптической микроскопии показали, что проба, отобранная из горного отвала, представляет собой материал осадочного происхождения темно-бурого, рыжевато-бурого цвета и представлен как темно-бурыми оолитами гётит-гидрогётитового состава, так и в значительном количестве агрегатами, состоящими из обломков кварца, гидроксидов железа и марганца, кремнисто-железистых образований, карбонатов и оолитов, сцементированных глинисто-гидрогётитовым субстратом, а также фосфоритоподобными образованиями светло-желтого и рыжевато-желтого цвета (рисунок 1).

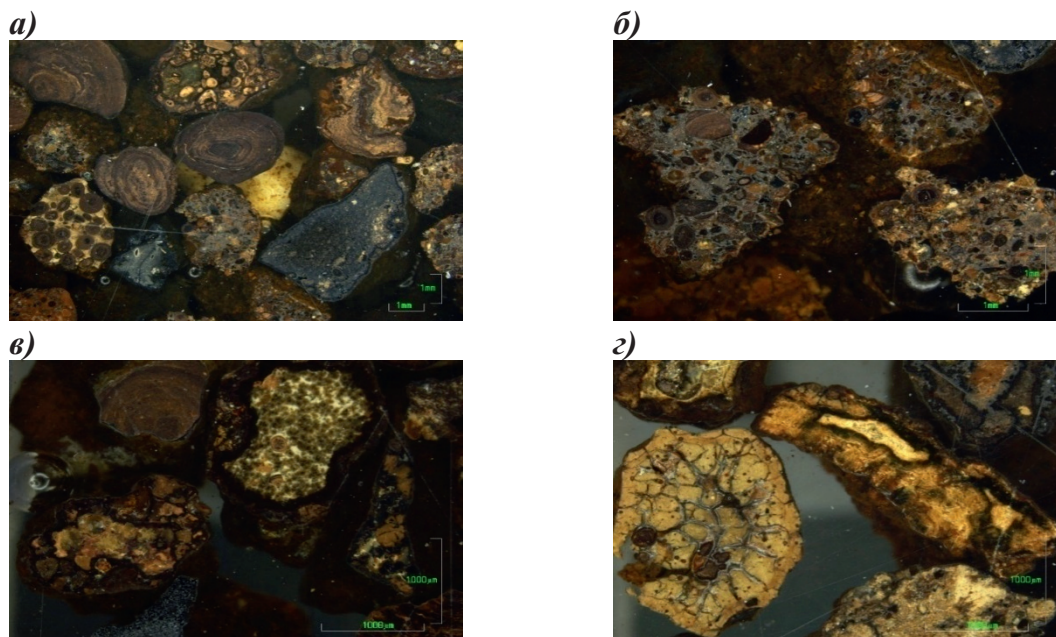


Рисунок 1. Материал классов крупности -5+2,5 мм (а, б) и -2,5+1,6 мм (в, з), представленный оолитами и агрегатами, состоящими из оолитов и обломков кварца и полевых шпатов, сцементированных глинисто-гидрогётитовым цементом

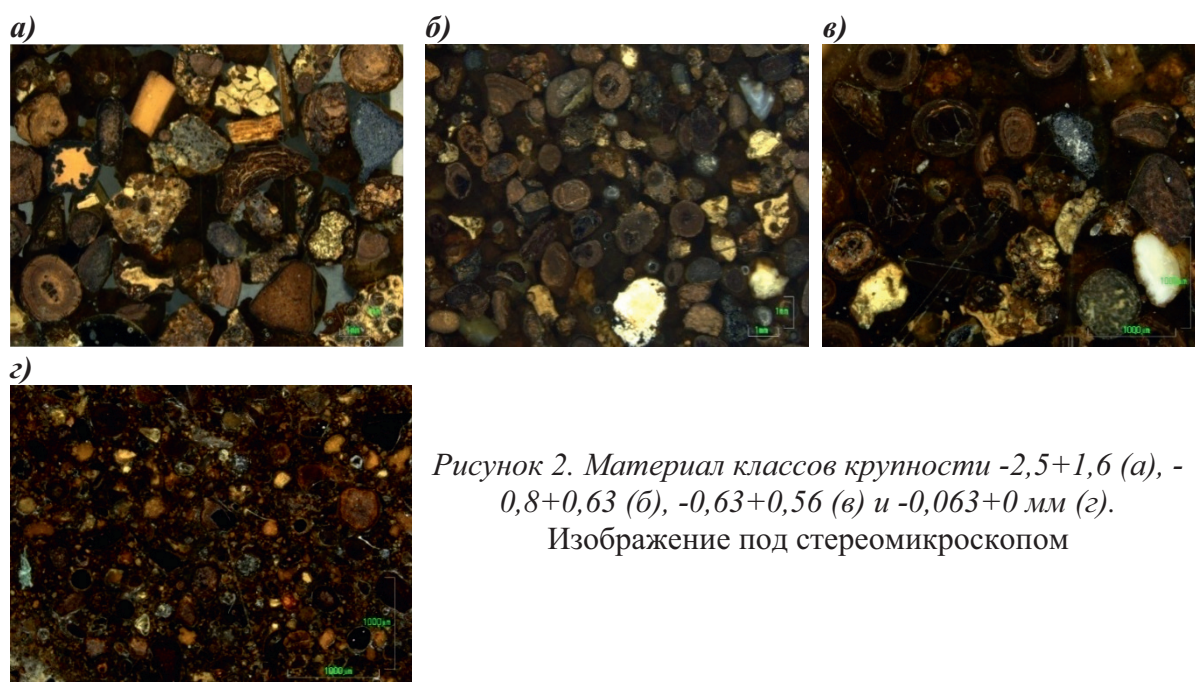
**«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки
природного и техногенного минерального сырья»**

Цементирующая масса агрегатов характеризуется различной плотностью и окраской (бурой, желтовато-рыжей, темно-серой), что вызвано разницей в химическом составе (таблица 1).

Таблица 1. Химический состав различных классов крупности пробы, отобранной из горного отвала

Крупность, мм	-5+2,5	-2,5+1,6	-1,6+0,8	-0,8+0,63	-0,63+0,56	-0,063+0
	Массовая доля, %					
SiO ₂	16,15	15,65	16,64	15,73	15,82	20,75
TiO ₂	0,17	0,17	0,18	0,17	0,17	0,21
Al ₂ O ₃	5,31	5,40	6,03	5,87	5,96	6,73
Fe ₂ O ₃ общ.	55,57	57,86	58,67	60,88	59,95	55,80
MnO	2,47	2,22	1,61	1,23	1,14	1,41
MgO	1,05	1,02	1,10	1,05	1,05	1,28
CaO	5,48	4,73	3,75	3,25	2,95	2,78
BaO	0,13	0,14	0,08	0,07	0,07	-
Na ₂ O	0,28	0,17	0,12	0,16	0,11	0,42
K ₂ O	0,42	0,39	0,42	0,39	0,39	0,51
P ₂ O ₅	4,60	3,80	3,21	3,16	2,89	2,70
V ₂ O ₅	0,08	0,08	0,11	0,12	0,12	0,10
S _{общ}	0,03	0,04	0,03	0,01	0,01	0,02
As	0,07	0,09	0,10	0,11	0,10	0,09
H ₂ O ⁻	не опр.	не опр.	не опр.	не опр.	не опр.	не опр.
CO ₂	не опр.	не опр.	не опр.	не опр.	не опр.	не опр.
Сумма*	91,81	91,76	92,05	92,20	90,73	92,80

*Разность между 100% и суммой в столбце является суммой содержаний



*Рисунок 2. Материал классов крупности -2,5+1,6 (а), -0,8+0,63 (б), -0,63+0,56 (в) и -0,063+0 мм (г).
Изображение под стереомикроскопом*

В материале меньшей крупности наблюдается разрушение агрегатов и высвобождение оолитов и обломков породных минералов из цементирующей матрицы. Основное количество глинистых фаз сконцентрировано в классе крупности $-0,063+0$ мм (рисунок 2).

Электронномикроскопическими исследованиями (рисунок 3) установлено, что основной железосодержащей минеральной фазой является гидрогетит, который присутствует в виде двух морфологических разновидностей – в форме оолитов и тонкодисперсных агрегатов с другими минеральными фазами в обломочной части и в цементирующем субстрате.

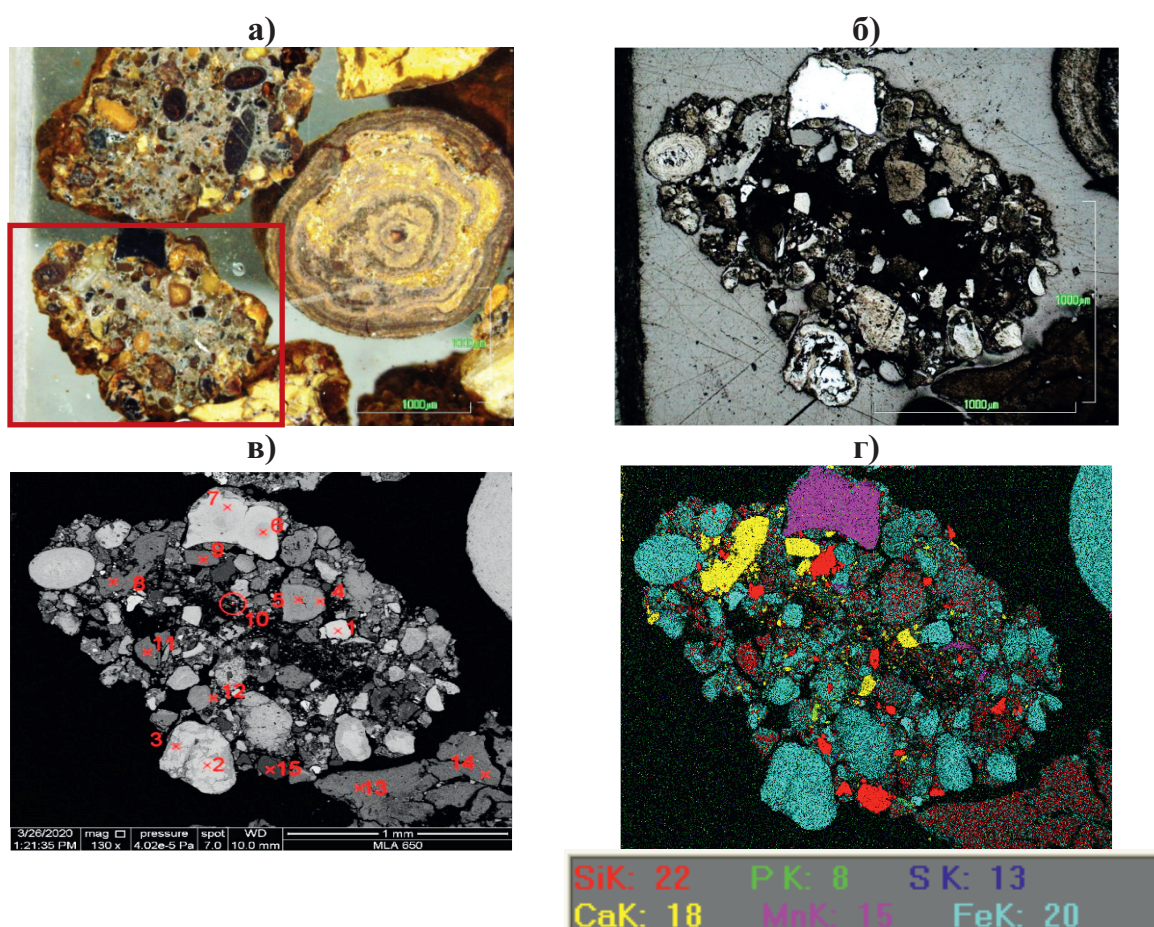


Рисунок 3. Агрегат оолитов и обломков гидрогетита, оксидов марганца, кальцита, кварца, сцементированных рыхлым глинисто-гидрогетитовым цементом.

Класс крупности $-2,5+1,6$ мм; б), в), г) – фрагмент рисунка а).

Изображение: а) под стереомикроскопом; б) в отраженном свете; в) в обратно рассеянных электронах; г) комбинированное в характеристическом излучении элементов.

Спектры на рисунке в): 1, 2, 3 – гидрогетит; 4, 5 – гидрогетит + глинисто-кремнистые образования; 6, 7 – гидрооксид марганца; 8, 9 – кальцит; 10 – пирит; 11 – хлорит; 12 – апатит; 13, 14 – кремнисто-глинисто-железистый агрегат; 15 – кварц.

Оолиты размером от 100 мкм до 3,0 мм представляют собой шаровидные и эллипсоидальные образования гидрогетита концентрически-зонального и скорлуповатого строения.

Несмотря на отличие окраски концентрических слоев в отраженном свете на изображении, полученном в обратно рассеянных электронах разница между слоями не всегда видна, что свидетельствует о близких содержаниях в них этого компонента. В центральной зоне оолитов часто находятся зерна материала, отличающегося по составу от основного объема. Эти зерна играют роль ядер, вокруг которых начиналось отложение коагулянта. Ядра обычно представлены частицами кварца, полевых шпатов и кремнисто-глинистых образований, реже оксидов железа и железистых хлоритов в агрегатах с гидрослюдистым и глинистым материалом.

Мощность концентрических слоев различна – от грубых (100 мкм) до очень тонких (доли мкм). Слои перемежаются между собой и представляют собой сложную минеральную ассоциацию трудноразделимых агрегатов одинакового минерального состава, но с различным соотношением минеральных фаз и, как следствие, различным содержанием железа и различной плотностью.

В менее плотных зонах отмечается более высокое содержание слоистых алюмосиликатов (преимущественно глинистых минералов, в меньшей степени лептохлоритов).

Зональность обусловлена различным соотношением гидрогетита и его тончайших неделимых агрегатов с глинисто-кремнистыми образованиями. Зоны с более высоким содержанием слоистых силикатов менее плотные, чем зоны гидрогетита. Фосфор, являющийся вредным компонентом, в низких концентрациях входит в виде изоморфной примеси в гидрогетит.

По данным микрозондового анализа, каких-либо закономерностей в распределении железа и других элементов по зонам концентрически-зональных оолитов не обнаружено.

Основным компонентом в оолитах и мелкокристаллических зернах является железо (массовая доля от 50 до 57%) в составе гидрогетита. В тонкодисперсных агрегатах оно снижается до 33,22 - 48,77%.

Значительные количества кремния, алюминия и, в некоторых частицах, калия показывают присутствие лептохлоритовой, глинистой и гидрослюдистой составляющих (таблица 2).

Постоянными примесями в составе гидрогетита являются фосфор, марганец и кальций, массовая доля которых достигает 1,9%, 2,37% и 1,3%, соответственно (рисунок 4).

Минералы лептохлорит-гидрослюдисто-гидрогетит-глинистого цемента

образуют между собой тонкодисперсные агрегаты, в которых невозможно визуализировать отдельные минеральные фазы.

Таблица 2. Минеральный состав пробы забалансовой руды, отобранной от горного отвала

Минерал	Массовая доля, %
Гидрогетит, гематит	34,06
Гидрогетит суперпарамагнитный	31,02
Лептохлорит	10,47
Гидроксиды марганца	1,62
Фосфаты РЗЭ, апатит	4,40
Полевые шпаты (КПШ, альбит, плагиоклаз)	4,90
Слюда	3,34
Карбонаты (кальцит, доломит)	2,02
Глинистые минералы	0,16
Кварц	7,71
Циркон	Зн.
Пирит	0,30
Сумма	100,00

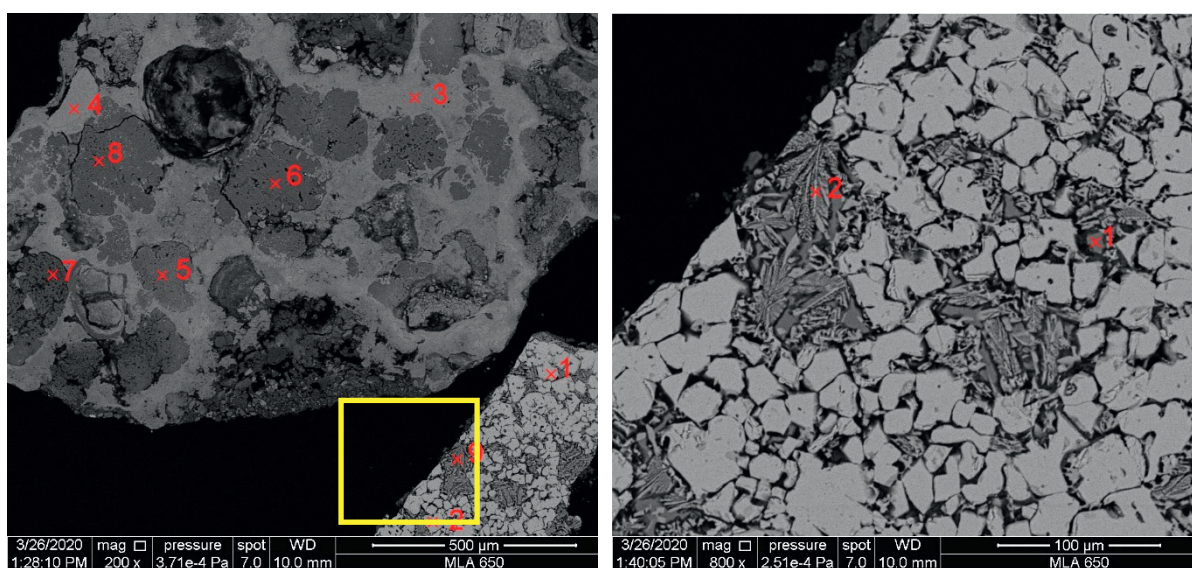


Рисунок 4. Агрегаты обломков кремнисто-глинисто-железистого состава, сцементированных гидрогетитом, и агрегатов гематита и акерманита ($Ca_2 Mg Si_2 O_7$).
Крупность -2,5+1,6 мм.

Изображение в обратно рассеянных электронах. Рисунок б – фрагмент рисунка а.
Спектры на рисунке а: 1 – гематит; 2 – гидрогематит; 3 – гидрогетит + глинисто-кремнистая фаза; 4 – гидрогетит; 5, 6, 7, 8 - кремнисто-глинисто-железистый агрегат; 9 – акерманит.
Спектры на рисунке б: 1 – акерманит + гематит.

Кварц, являясь основным нерудным минералом, входит в состав оолитов гидрогетита, выполняя роль центров коагуляции оолитов, а также отмечается в

виде отдельных угловатых, угловато-окатанных частиц размером от 100 до 700 мкм.

Полевые шпаты обычно представлены калиевой разновидностью, реже альбитом и плагиоклазом. Зерна хорошей сохранности,

Карбонаты в пробе представлены преимущественно обломочными зернами кальцита размером 50 – 600 мкм.

Апатит визуализирован в виде единичных призматических кристаллов размером до 60 мкм по длине.

Гидроксиды марганца присутствуют в зональных агрегатах в виде самостоятельных мономинеральных прослоев мощностью до 100 мкм. (рисунок 5).

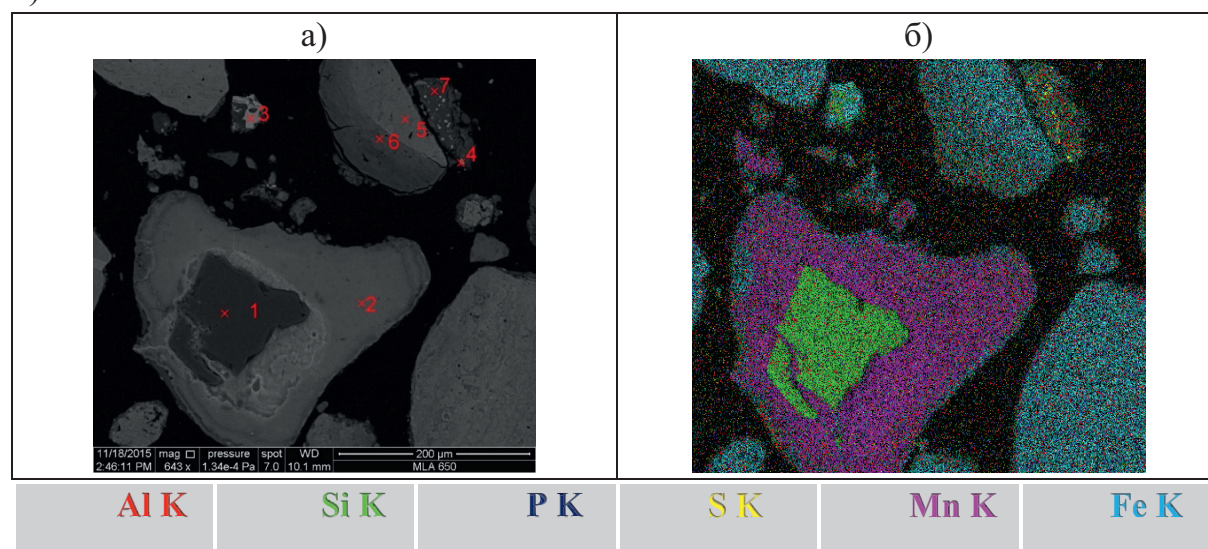


Рисунок 5. Конкреция оксида марганца (2) с обломком кварца (1) в центре и кремнисто-железистый (7) агрегат с тонкой вкрапленностью пирита (4).

Изображение: а) - в обратно рассеянных электронах; б) - комбинарованное в характеристических лучах элементов

Анализ пробы, отобранной из горного отвала забалансовой бурожелезняковой руды показал, что теоретически существует возможность обогащения ее методом магнитной сепарации в высокоинтенсивном или высокоградиентном поле. Следует отметить, что значительная часть гидрогетита, магнитная восприимчивость которого варьирует в диапазоне $(30-315) \cdot 10^{-8} \text{ м}^3/\text{кг}$, находится в частицах, реальная крупность которых не превышает размеров в 10–20 мкм и менее, что резко снижает и без того низкую магнитную восприимчивость за счет перехода в однодоменное и даже суперпарамагнитное состояние.

Отрицательно на возможность обогащения влияет также тесное срастание гидрогетита с породными минералами. Прямые эксперименты по обогащению проб отвалов забалансовой бурожелезняковой руды в магнитных полях напряженностью

от 120 до 800 кА/м не позволили достичь технологически приемлемых результатов. Более того в экспериментах с пробами с заметным (на уровне первых процентов) содержанием магнетита при извлечении магнетита в магнитную фракцию около 95% наблюдалась инверсия результатов – массовая доля железа в немагнитной фракции была выше, чем в магнитной, т.к. в магнитную фракцию извлекались сростки магнетита с породными минералами.

КОМБИНИРОВАННАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ*

Шевченко А.С.¹, Морозов Ю.П.¹, Вальцева А.И.², Битимбаев М.Ж.³

¹ Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Уральский государственный горный университет», Екатеринбург, Российская Федерация, *e-mail: tails2002@inbox.ru*

² Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Уральский федеральный университет имени первого Президента России Б.Н. Ельцина», Екатеринбург, Российская Федерация, *e-mail: Alex-Liga@yandex.ru*

³ РОО «Национальная инженерная Академия РК», Алматы, Республика Казахстан

В статье исследована технология переработки хвостов медно-обогатительной фабрики Казахстана. Показана перспективность данной технологии для переработки старогодних хвостов обогатительных фабрик цветной металлургии.

Combined technology of technogenic raw materials treatment

Shevchenko A.S., Morozov Yu.P., Valtsev A.I., Bitimbayev M.Zh.

The article examines the technology of processing tailings of a copper processing plant in Kazakhstan. The prospects of this technology of the non-ferrous metallurgy processing plant are shown.

При флотационном обогащении руд цветных металлов до 80–90% материала выделяется в виде хвостов обогащения, с которыми теряется от 10 до 40% металлов, извлечённых из недр. Лежалые пиритные хвосты, заскладированные вследствие отсутствия спроса на них, относятся к техногенным продуктам, загрязняющим окружающую среду.

* *Работа выполнена при финансовой поддержке гранта №163-18-ГК «Реализация в производственных условиях инновационной технологии электрохимической хлоринации для прямого извлечения из руды и хвостов обогащения цветных и драгоценных металлов.*

«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья»

Отвальные хвосты обогатительных фабрик рассматриваются в настоящее время как перспективный материал для извлечения ценных компонентов. Старогодние хвосты обогатительных фабрик отличаются большей степенью окисления сульфидных минералов, для переработки которых требуется разработка сложных комбинированных технологий, предусматривающих извлечение как окисленных, так и не окисленных минералов, и благородных металлов.

Золото в хвостах обогащения представлено свободными частицами, золотом в сростках и золотом в сульфидах. Основная масса золота в хвостах представлена золотом, ассоциированным в пирите. Учитывая характеристики старогодних хвостов обогащения сульфидных руд для их переработки перспективной может быть технология, включающая сернокислотное выщелачивание окисленных сульфидных минералов, гравитационное извлечение свободного золота и электрохлоринационное извлечение в раствор меди, золота и серебра.

Исследование комбинированной технологии выполнено на пробе старогодних хвостов одной из обогатительных фабрик Казахстана, перерабатывающей медные руды. Проба содержала: меди 0,3%; золота 1 г/т; серебра 20 г/т.

Исследована технология, включающая последовательно сернокислотное выщелачивание, турбулизационную центробежную сепарацию и электрохимическую хлоринацию (рисунок 1).

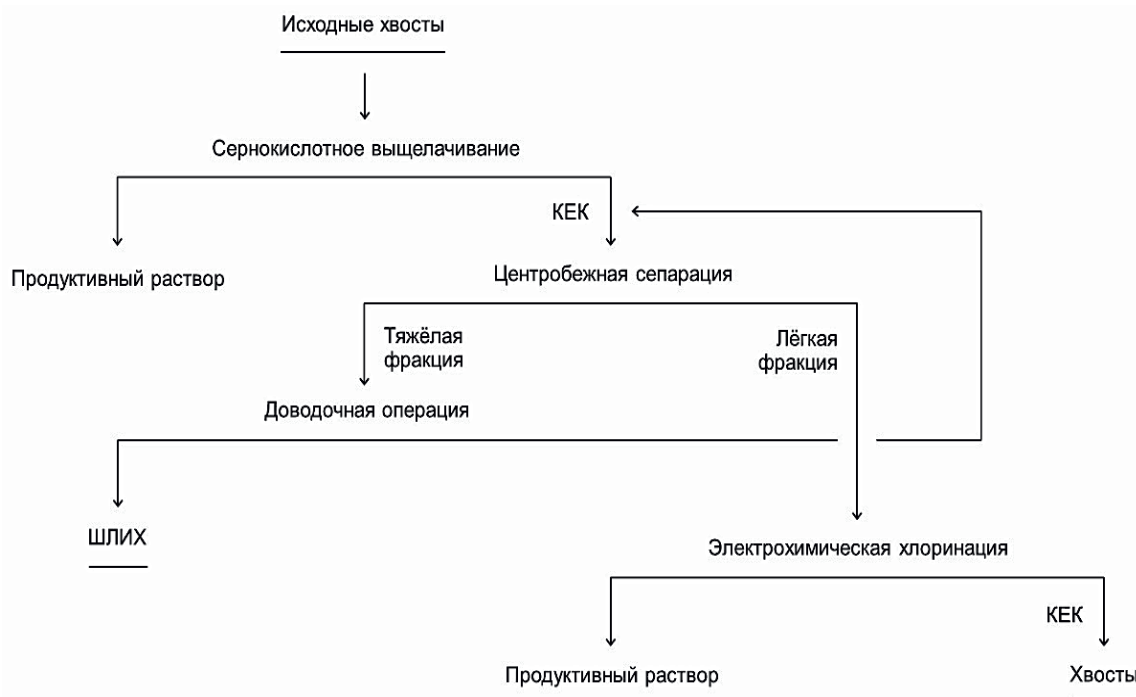


Рисунок 1. Схема сернокислотного выщелачивания и электрохимической хлоринации

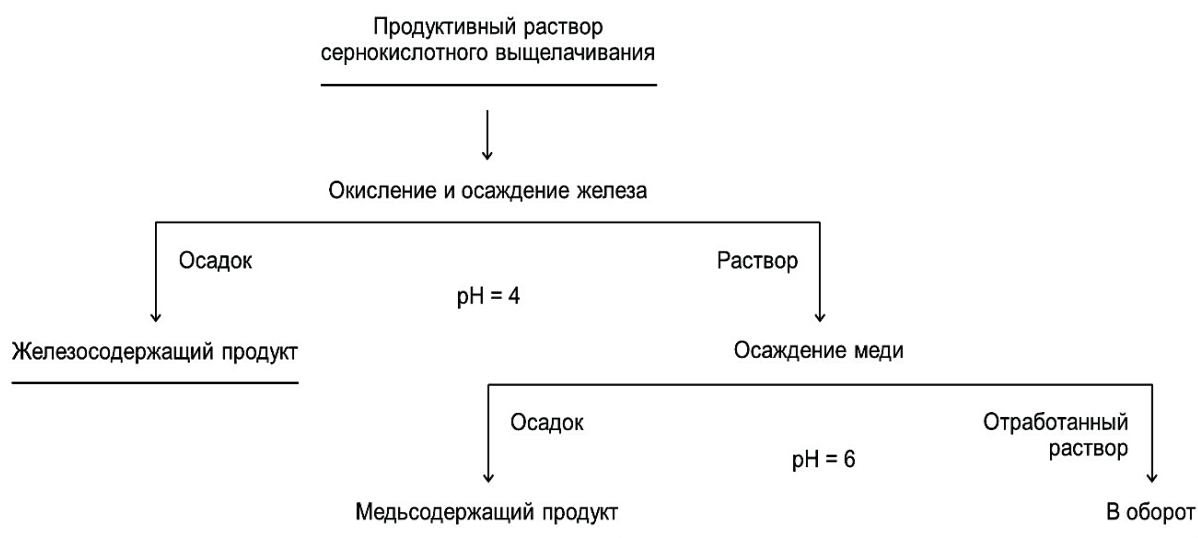


Рисунок 2. Схема переработки продуктивного раствора сернокислотного выщелачивания

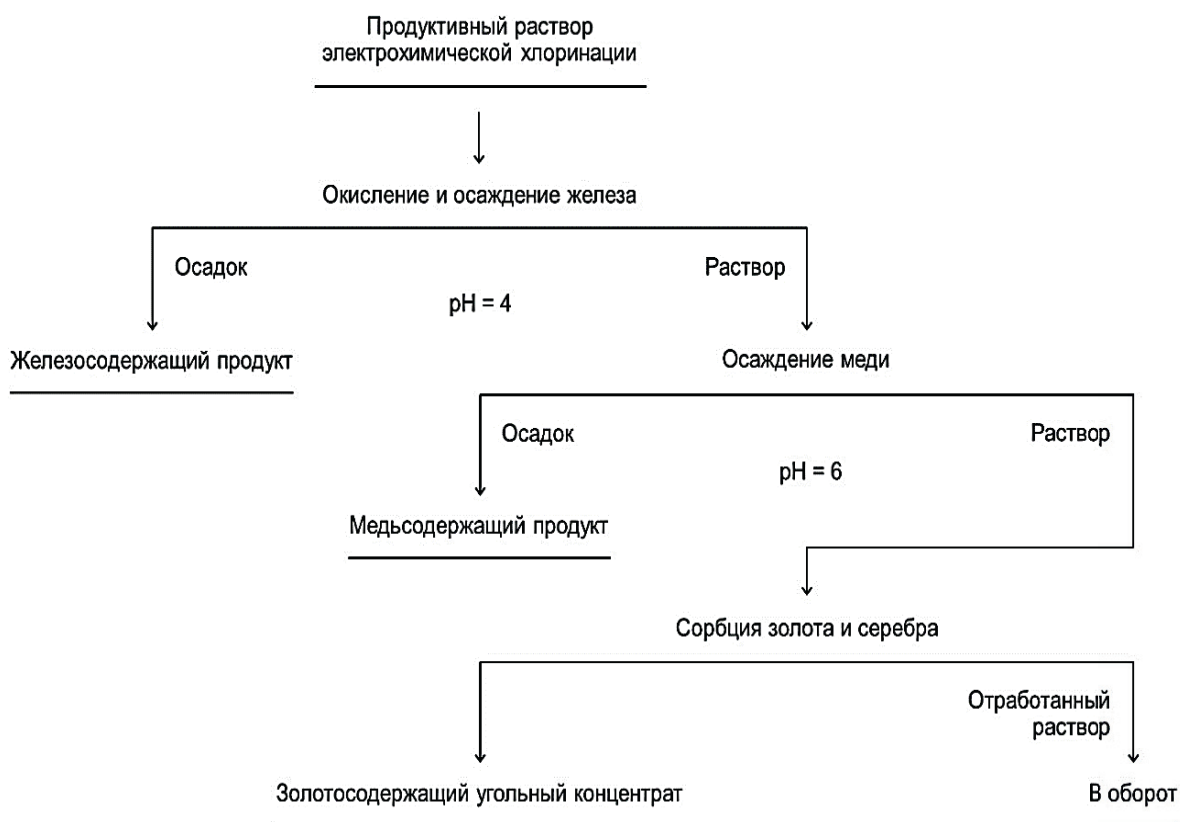


Рисунок 3. Схема переработки продуктивного раствора электрохимической хлоринации

**«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки
природного и техногенного минерального сырья»**

Продуктивные растворы сернокислотного выщелачивания и электрохимической хлоринации подвергали окислению двухвалентного железа и осаждению железа при pH=4 и последующему осаждению меди при pH=6 (рисунки 2 и 3).

Раствор после осаждения меди из продуктивного раствора электрохимической хлоринации направляли на сорбцию золота и серебра на уголь.

Достигнутые результаты переработки хвостов представлены в таблице.

Таблица. Результаты комбинированной сернокислотной и электрохлоринационной технологии переработки хвостов флотации медно-золотой руды

Наименование продукта	Массовая доля, %		Извлечение, %	
	меди	золота	меди	золота
Железосодержащий продукт сернокислотного выщелачивания	0,02	0	5,4	0
Железосодержащий продукт электрохимической хлоринации	0,025	0	5,7	0
Итого железосодержащий продукт	0,022	0	15,1	0
Медьсодержащий продукт сернокислотного выщелачивания	29,2	0	30,4	0
Медьсодержащий продукт электрохимической хлоринации	28,4	0	59,3	0
Итого медьсодержащий продукт	28,7	0	89,7	0
Золотосодержащий шлик центробежной сепарации	0	80,2	0	8,0
Золотосодержащий угольный концентрат	0,01	2 г/кг	0,2	72,0

Установлена возможность получения медьсодержащего продукта с массовой долей меди более 28% при извлечении в него меди 89,7%, получения золотосодержащего шлика с массовой долей золота 80% при извлечении в него золота 8% и золотосодержащего угольного концентрата с массовой долей золота 2 г/кг при извлечении в него золота 72% по отношению к золоту в исходных хвостах.

В целом, исследована и предлагается к реализации комбинированная технология переработки старогодних хвостов медных обогатительных фабрик, обеспечивающая высокие показатели извлечения меди и золота.

КОМПЛЕКСНЫЙ ГРАВИТАЦИОННО-ХИМИЧЕСКИЙ МЕТОД ОБЕЗВРЕЖИВАНИЯ РТУТЬСОДЕРЖАЩИХ ОТХОДОВ

Минин В.А.¹, Афанасенко С.И.², Цурков Н.А.³, Лазариди А.Н.², Левченко Л.М.⁴

¹ Федеральное государственное бюджетное учреждение науки «Институт геологии и минералогии имени В.С. Соболева Сибирского отделения Российской академии наук, г. Новосибирск, Российская Федерация, e-mail: mininigm@ngs.ru

² ЗАО «ИТОМАК», г. Новосибирск, Российская Федерация

³ ООО «ГД «ХИММЕД», Москва, Российская Федерация

⁴ Федеральное государственное бюджетное учреждение науки «Институт неорганической химии имени А.В. Николаева Сибирского отделения Российской академии наук, г. Новосибирск, Российская Федерация

Рассматриваются результаты тестирования модифицированного экологически безопасного метода переработки ртутьсодержащих отходов, базирующегося на комбинации процессов гравитационного сепарирования и химической иммобилизации.

Complex gravity-chemical method of neutralization of mercury-containing waste

Minin V.A., Aphanasenko S.I., Tcurkov N.A., Lazaridy A.N., Levchenko L.M.

The results of testing a modified environmentally safe method for processing mercury-containing waste based on a combination of gravity separation and chemical immobilization processes are considered.

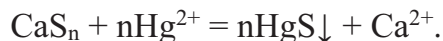
В Российской Федерации к наиболее загрязненным ртутью территориям относятся промплощадки и полигоны предприятий, в технологических схемах которых использовались ртутные электролизные аппараты, либо металлическая ртуть как таковая. Это комбинаты по производству хлора, каустической соды, картона, некоторые предприятия ВПК и предприятия золотодобывающей отрасли.

Особенностью перечисленных объектов является их приуроченность к крупным городским агломерациям, что накладывает серьезные ограничения на технологические схемы их переработки и обезвреживания. Пирометаллургические и химические технологии демеркуризации в сложившихся условиях уступают место методам, гарантирующим минимизацию экологических рисков.

Метод, разработанный авторами в содружестве со специалистами ПАО «НЗХК» (Минин и др., 2015; Патент RU 2606376; Патент RU 2400545), основан на стремлении атомарной (металлической) ртути, благодаря большому удельному весу, отделяться от матрицы в искусственно созданном гравитационном поле, а также способности соединений ртути (оксидов, иодидов, хлоридов и пр.), не

«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья»

поддающихся гравитационному сепарированию, переходить в нерастворимую сульфидную форму в результате реакции с полисульфидом кальция:



Совмещение в рамках одного технологического процесса операций по извлечению металлической ртути и переводу ее соединений в нерастворимое (минеральное) состояние позволяет относить продукты переработки к отходам IV-V класса опасности.

Процесс переработки загрязненных материалов по предлагаемой схеме состоит из четырех этапов:

Этап 1. Загрязненные ртутью грунты, отходы или шламы классифицируются по крупности (до фракции 2 мм) и переводятся в пульпообразное состояние.

Этап 2. Пульпа поступает в гравитационный сепаратор (ИТОМАК серия КГ), где происходит извлечение металлической ртути.

Этап 3. Хвосты сепарирования направляются в реактор для химической иммобилизации остаточной ртути.

Этап 4. После иммобилизации пульпа обезвоживается. Кек, как отход IV-V класса опасности, отправляется на полигон ТБО, вода возвращается в технологический процесс, система аспирации гарантированно удаляет и нейтрализует возможные выбросы паров ртути в рабочей зоне и за ее пределами.

В 2014 году на ПАО «НЗХК» была смонтирована и опробована опытная установка, в которой была реализована данная схема переработки.

Демеркуризация партии загрязненных грунтов (~500 кг) и строительных отходов (~800 кг) показала высокую степень извлечения металлической ртути.

Для грунтов она составила 98%, для строительных отходов – 80% (таблица).

Остаточные количества ртути в отходах и грунтах были нейтрализованы раствором полисульфида кальция, после чего содержания ртути в водных вытяжках из демеркуризованных образцов оказались ниже предела обнаружения методом ААС (0,0005 мг/л).

Таблица. Средние (по 4 определениям) содержания ртути в исходных и переработанных грунтах, загрязненных ртутью

	Исходный грунт, мг/кг	Переработанный грунт, мг/кг	Степень извлечения ртути, %
Контейнер 1	17.7	2.9	85
Контейнер 2	11.7	4.8	70
Контейнер 3	5.7	1.2	82

Примечание: объем контейнера 2.0 м³ (~3.0 т).

По результатам биотестирования все образцы были отнесены к отходам IV класса опасности.

Промышленные испытания предложенной схемы, проведенные в 2019-2021 гг. подтвердили ее работоспособность, но, вместе с тем, обнаружили одну проблему, не исследованную в процессе опытного тестирования. Оказалось, что для обеспечения бесперебойной работы концентратора в промышленном режиме требуется очень громоздкая и, соответственно, дорогостоящая система водоочистки, работающая в замкнутом режиме.

Для оптимизации процесса было принято решение заменить концентратор ИТОМАК серии КГ с горизонтальным расположением конуса и водяной рубашкой на новый концентратор в линейке ИТОМАКов - концентратор серии КРЦ (Патент RU202258) с вертикальным расположением конуса без водяной рубашки, что позволяет ему работать на неосветленной оборотной воде, а также потреблять гораздо меньшие ее количества (соотношение Т:Ж в пульпе концентратора КРЦ равно 1:4, вместо 1:10 в концентраторе КГ).

Переработка тестовой партии грунта с использованием концентратора КРЦ-400 показала, что он обеспечивает стабильную экстракцию ртути на уровне 70-85% (таблица).

С целью минимизации возможных проскоков металлической ртути в хвосты обогащения в схему был добавлен второй концентратор. По такой схеме с двумя последовательно смонтированными концентраторами была переработана тестовая партия грунта (1500 кг), в которой содержание ртути искусственным образом было доведено до 9429 мг/кг.

В процессе переработки было извлечено более 99% металлической ртути, содержания ртути в хвостах составили 88 мг/кг.

Иммобилизация остаточной ртути полисульфидом кальция позволила перевести переработанные грунты в отходы V класса опасности.

Результаты тестовых испытаний показывают, что эффективность метода при замене концентраторов серии ИТОМАК КГ на концентраторы серии ИТОМАК КРЦ не изменилась и варьирует в прежних высоких пределах 70-99%.

Однако, использование концентратора КРЦ существенно упрощает систему оборотного замкнутого водоснабжения.

Вся вода, необходимая для штатной работы концентратора КРЦ поступает в него в виде пульпы и, соответственно, отпадает необходимость в ее осветлении.

Эмпирически было установлено, что присутствие в воде до 10% илистой компоненты не сказывается на качественных показателях процесса сепарирования.

Получение оборотной воды с такими параметрами надежно достигается

механической декантацией и центрифугированием пульпы без использования громоздких отстойников и фильтр-прессов.

Следует подчеркнуть, что при такой организации системы оборотного водоснабжения не происходит накапливания ртути в технологической воде, поскольку она (вода) участвуя в процессе химической иммобилизации постоянно соприкасается с полисульфидом кальция, превращающем ртуть в нерастворимую сульфидную форму.

Сульфиды ртути, соответственно, выводятся из технологического процесса при декантации. Кроме того, концентратор КРЦ позволяет перерабатывать сырье с гранулометрическим составом 0-5, а в пределе 0-10 мм, что значительно снижает нагрузку на дробильное оборудование.

Полученные результаты еще раз подтвердили эффективность и экологическую привлекательность комбинированного механохимического метода демеркуризации ртутьсодержащих отходов, а предложенная модифицированная версия с использованием концентраторов КРЦ позволяет значительно упростить аппаратную схему процесса.

Список использованных источников

1. Минин В.А., Бабушкин А.В., Левченко Л.М. и др. Результаты промышленных испытаний установки для извлечения металлической ртути из грунтов и твердых отходов / Ртуть в биосфере: эколого-геохимические аспекты. Новосибирск, 2015. С. 267-271.

ФЛОТАЦИОННОЕ ДОИЗВЛЕЧЕНИЕ ЦЕННЫХ КОМПОНЕНТОВ ИЗ ТЕХНОГЕННОГО РОССЫПНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ НИЖНЯЯ-БОРЗЯ (ЗАБАЙКАЛЬСКИЙ КРАЙ)

Никоненко Т.В.¹, Мязин В.П.^{1,2}

¹ Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Забайкальский государственный университет»,
г. Чита, Российская Федерация, *e-mail: nikontan@yandex.ru*

² Читинский филиал Федерального государственного бюджетного учреждения науки Института горного дела им. Н.А. Чинакала Сибирского отделения Российской академии наук, г. Чита, Российская Федерация, *e-mail: myazinvpchita@mail.ru*

Изложено перспективное направление доизвлечения ценных компонентов из техногенных россыпных месторождений с получением кондиционных флотационных концентратов. Полученные высокие технологические показатели по содержанию и извлечению металлов в концентрат, снижение класса опасности отвальных хвостов говорят о перспективности направления.

Additional extraction of valuable components from Nizhnyaya Borzya technogenic placer deposit by flotation (Zabaikalsky territory)

Nikonenko T.V., Myazin V.P.

A promising trend of additional extraction of valuable components from technogenic placer deposits is given including production of saleable flotation concentrate. The achieved high values of grade and recovery of metals in concentrate and decreasing hazard class of final tailings prove the potential of the trend.

Анализ технологических схем обогащения россыпных месторождений золота, за весь период золотодобычи в Забайкальском крае, принципиально остаются без существенных изменений. Технология гравитационного обогащения позволяет эффективно перерабатывать те россыпи, где металл в большинстве своем представлен крупностью (+0,25 мм). А золото мелких и тонких классов, которое в большем или меньшем количестве присутствует в любой россыпи теряется с хвостами гравитации.

Традиционная технология гравитационного обогащения не всегда позволяет вести рентабельную разработку техногенных россыпных месторождений, сокращение потерь металла достигают путем усовершенствования технологических схем. Для полноты извлечения россыпного золота из техногенных месторождений, как свободного, так и находящегося в сростках наряду с гравитационным обогащением применить метод флотационного обогащения.

В данной работе рассматриваются результаты исследований по флотационному доизвлечению ценных компонентов из техногенного россыпного месторождения Нижняя-Борзя (Забайкальский край). Первые результаты о флотации россыпного золота были получены в 30-40-х годах 20 века. Извлечение золота флотацией эффективно при весьма малых размерах его частиц. Одним из первых, кто провел опыты по пенной флотации золотосодержащих песков был Fahrenwald. В ходе исследований им было установлено, что лучше всего выделяется золото с чистой поверхностью, крупностью не более 0,417 мм и пластинчатой формы.

В качестве объектов экспериментальных исследований выбрано россыпное месторождение Нижняя-Борзя участок Коржиха Карраканского прииска, характеризующиеся сложными горнотехническими условиями разработки.

Основными отходами производства прииска являются вскрышные породы и породы золотоносного пласта после его промывки. Вскрышные породы, представленные песчано-глинистыми, илистыми отложениями с примесью

«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья»

гальки, песчано-глинистыми галечниками, глинистым материалом. Анализ гранулометрической характеристики отходов показал, что повышенное содержание золота имеет место в классах крупности от минус 2 до +0,071 мм, что указывает на преимущественное содержание в исходном материале крупного свободного золота, в большей степени это относится к хвостам гравитационного обогащения.

Типизация месторождений относительно применения флотационной технологии на отходах россыпного месторождения проведена на минерально-сырьевой базе Забайкальского края.

Схема проведенного опыта замкнутого цикла включала: поцикловую флотацию на хвостах гравитации шести головных навесок руды массой по 1 кг. Рудные операции флотации проводились во флотомашине «Denver D-12» с объемом камеры 2 и 4,5 литров, перечистные – во флотомашине «Denver D-12» 1 литр. Окончательные расчеты по схеме велись по результатам трех последних циклов флотации.

Принята классическая схема флотационного обогащения: основная флотация; контрольная флотация и две перечистные операции, промпродукты возвращаются в голову предыдущей операции. Время проведения флотации: основная – 10 минут; контрольная – 20 минут; перечистная операция I – 5 минут; перечистная операция II – 4 минуты. Флотация проводилась на выбранной крупности 80% класса 0,075 мм. Испытаны варианты флотации с применением реагента модификатора кальцинированной соды Na_2CO_3 , различных типов собирателей (бутилового ксантогената калия (KBX), амилового ксантогената калия (PAX) и алкил дитиофосфоната AERO 3477) и их сочетания, в качестве пенообразователя использовали «Flotanol D14» как наиболее сильный пенообразователь для флотации золотосодержащих руд.

В результате сопоставления данных технологических исследований установлено, что оптимальным является режим теста с амиловым ксантогенатом калия (PAX) и диалкилдитиофосфатом AERO 3477 в соотношении 1:1, с извлечением золота 94,21%, серебра 94,85%. В тесте с тем же реагентным режимом, но в соотношении 1:3, также получены высокие показатели извлечения золота – 93,63%, и серебра – 92,35%. При флотации бутиловым ксантогенатом и амиловым ксантогенатом показатели по извлечению золота несколько ниже: 92,7% и 92,86% соответственно.

Также для повышения качества концентрата в перечистную операцию было добавлено жидкое стекло, что в итоге повысило качество концентрата по золоту до 65 г/т. Суммарное извлечение в тесте составило 93,78%.

Результаты проведенных испытаний показали возможность получения в

замкнутом цикле из хвостов гравитации богатых по золоту флотационных концентратов, с содержанием золота от 53,97 до 64,41 г/т, серебра от 174,08 до 183,33 г/т. Извлечение металлов составило 93,69 – 93,80% для золота и 90,77 – 91,26% для серебра. Анализ химической характеристики отвальных хвостов флотации определили основные химические компоненты: Al – 5,19%, Ca – 3,15%, Fe – 2,35%, K – 2,42%, Mg – 1,43%, Ti – 0,31% и SiO₂ – 66,1%. Отвальные хвосты флотации относятся к 5-му классу опасности (практически не опасны).

В настоящее время возрастает интерес к флотационному доизвлечению золота из техногенных россыпных месторождений. Проводимые флотационные исследования по извлечению труднообогатимого россыпного золота мелких и тонких классов, связанного золота, золота шлиховых фракций дают высокие технологические показатели. Это позволяет утверждать, что на данный момент альтернативой гравитационному обогащению при переработки техногенных золотосодержащих песков в промышленных условиях может служить флотация.

ОПТИМИЗАЦИЯ ТЕХНОЛОГИИ ПОЛУЧЕНИЯ ЖЕЛЕЗОРУДНОГО КОНЦЕНТРАТА ИЗ ТЕХНОГЕННОГО МАТЕРИАЛА ХВОСТОХРАНИЛИЩА АО «ОЛКОН»

Хохуля М.С., Фомин А.В., Алексеева С.А., Карпов И.В.

Горный институт - обособленное подразделение Федерального государственного бюджетного учреждения науки Федерального исследовательского центра «Кольский научный центр Российской академии наук, г. Апатиты, Российская Федерация,
e-mail: m.hohulya@ksc.ru

Рассматриваются результаты исследований, направленных на оптимизацию технологии обогащения материала хвостохранилища дробильно-обогажительной фабрики АО «Олкон» с целью минимизации затрат на ее реализацию.

Optimization of technology for production of iron ore concentrate from technogenic material of the tailings dump of JSC "OLKON"

Khokhulya M.S., Fomin A.V., Alekseeva S.A., Karpov I.V.

The paper presents the results of studies aimed at optimization of processing technology for the material of the tailings dump of processing plant of JSC "Olkon" in order to minimize the cost of its implementation.

В настоящее время для большинства горно-обогажительных предприятий, выпускающих железорудные концентраты с высоким содержанием массовой

**«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки
природного и техногенного минерального сырья»**

доли железа, наблюдается тенденция сокращения минерально-сырьевой базы при постоянном снижении качества добываемых руд. В связи с этим все большую актуальность приобретают вопросы вовлечения в переработку техногенных месторождений, образованных в первую очередь складированным материалом хвостохранилищ. Такой подход позволяет одновременно решать и вопросы охраны природной среды с целью улучшения экологической обстановки, и кроме того не требует существенных затрат на переработку хвостов, поскольку они сформировались уже после энергоемкого процесса измельчения руды [1].

Авторским коллективом ранее были проведены исследования по разработке комбинированной магнитно-гравитационной технологии получения железорудного концентрата из складированного материала аварийного хвостохранилища дробильно-обогатительной фабрики АО «Олкон» [2]. Установлено, что разработанная технология (рисунок 1) обеспечивает получение железорудного концентрата с содержанием железа общего около 66% при сквозном извлечении магнитного железа 91% и гематитового железа – 80,5% из исходного материала с массовой долей 19,4%, 10,4% и 4,9% этих форм железа соответственно.

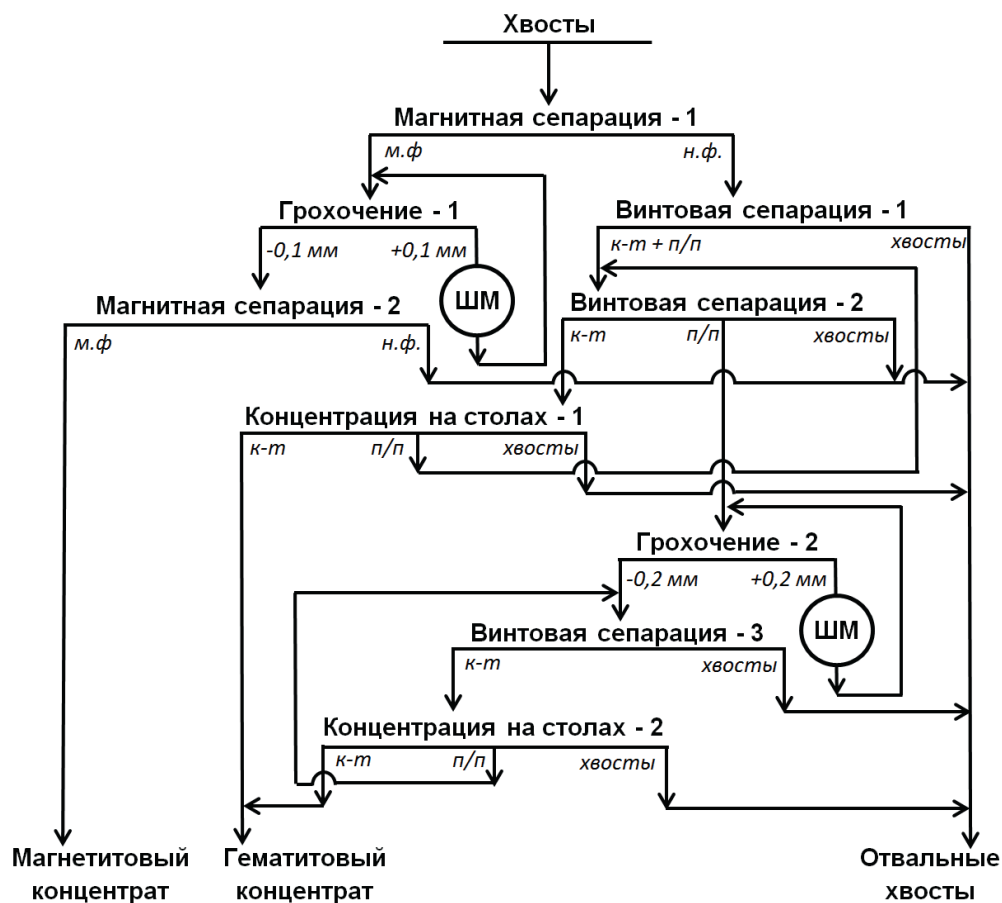


Рисунок 1. Магнитно-гравитационная схема переработки хвостов

Несмотря на достигнутые высокие показатели обогащения складированных отходов, разработанная схема характеризуется следующими недостатками:

- использование двух ресурсоемких операций измельчения в цикле получения магнетитового и гематитового концентратов приводит к существенному увеличению эксплуатационных затрат на переработку исходного сырья;
- широкая разветвленность технологической схемы, которая включает в себя 11 операций, что обуславливает высокие капитальные затраты при ее реализации, а также приводит к значительным эксплуатационным затратам на обслуживание оборудования и перекачку продуктов обогащения;
- применение концентрационных столов, на которые поступает суммарно около 11% материала от исходного питания, что потребует строительства цехов большой площади наряду с совместным использованием другого крупногабаритного оборудования. Данное обстоятельство создает определенные трудности аппаратурной компоновки в существующих корпусах промышленной площадки.

Для упрощения технологической схемы обогащения складированных хвостов обогащения при сохранении качества концентрата на уровне 65-66% $Fe_{\text{общ.}}$, а также из-за отсутствия возможности установки концентрационных столов и шаровых мельниц в существующих корпусах обогатительной фабрики, было принято решение отказаться от применения данных операций. В таких условиях наиболее перспективным направлением обогащения железорудных хвостов является использование гравитационных методов разделения, основанных на применении процессов винтовой сепарации. Основные эксплуатационные преимущества винтовых аппаратов заключаются в их высокой удельной производительности на единицу занимаемой площади, с одновременным отсутствием потребления дополнительной электроэнергии и воды, что приводит к низким эксплуатационным затратам при их введении в технологическую схему.

На основании выявленных закономерностей распределения ценных компонентов по узким классам крупности исходного материала аварийного хвостохранилища обоснована его предварительная классификация по зерну крупностью 0,63 мм, при минимальных потерях при этом магнетита и гематита с надрешетным продуктом грохочения (не более 2%), что позволит вывести из процесса обогащения около 10% материала, представленного непродуктивной сростовой фракцией.

В результате рассмотрения различных вариантов аппаратурного оформления технологического оборудования при винтовой сепарации аварийных хвостов, с учетом требований минимизации затрат на ее реализацию, установлено, что

**«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки
природного и техногенного минерального сырья»**

наиболее перспективной схемой обогащения хвостов является трехстадиальная компоновка винтовых сепараторов, изображенная на рисунке 2.

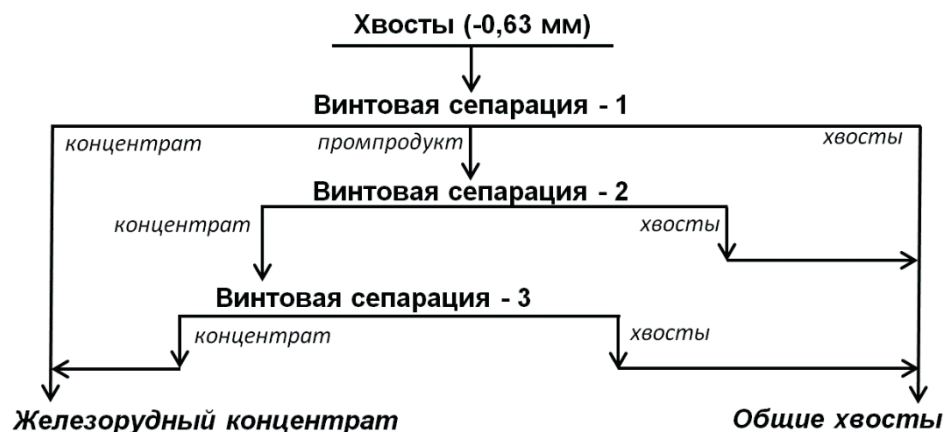


Рисунок 2. Ресурсосберегающая гравитационная схема переработки техногенных отходов хвостохранилища

В головной операции обогащения осуществляется вывод готового концентрата, отвальных хвостов и промежуточного продукта, который направляется на вторую стадию винтовой сепарации. В данной операции предусмотрено выделение черного концентрата, направляемого на третью стадию винтовой сепарации, а также хвостов, которые выводятся из процесса обогащения. На третьей стадии винтовой сепарации производится доводка черного концентрата до требуемого качества, хвосты операции направляются в отвал.

Ожидаемые показатели обогащения по рекомендуемой схеме получения железорудного концентрата приведены в таблице.

Таблица. Показатели обогащения техногенного материала хвостохранилища

Продукт	Выход ⁰ %	Содержание, %			Извлечение, %		
		Fe _{общ.}	Fe _{магн.}	Fe _{гем.}	Fe _{общ.}	Fe _{магн.}	Fe _{гем.}
Железорудный концентрат	21,2	65,3	41,2	21,3	64,7	79,3	67,5
Общие хвосты	78,8	9,6	2,9	2,8	35,3	20,7	32,5
Исходное питание (-0,63 мм)	100,0	21,4	11,0	6,7	100,0	100,0	100,0

Таким образом, можно констатировать, что снижение капитальных и эксплуатационных затрат при направлении в переработку материала аварийного хвостохранилища достигается применением в голове процесса обогащения предварительного грохочения с последующим использованием технологии гравитационного обогащения подрешетного продукта классификации на основе трехстадиальной винтовой сепарации. Данная технология обеспечила получение концентрата, содержащего более 65% массовой доли общего железа при его

извлечении около 65%, что позволяет рекомендовать ее для внедрения на действующем обогатительном производстве.

Список использованных источников

1. Чантурия В.А., Козлов А.П. Современные проблемы комплексной переработки труднообогатимых руд и техногенного сырья // Современные проблемы комплексной переработки труднообогатимых руд и техногенного сырья (Плаксинские чтения – 2017): материалы Междунар. науч. конф.– Красноярск : Сиб. федер. ун-т, 2017. С. 3-6.
2. Khokhulya M., Fomin A., Alekseeva S. Recovery of magnetite-hematite concentrate from iron ore tailings // E3S Web of Conferences, 2021, Vol. 247 (01042), P.1-5.

**КОМПЛЕКСНАЯ ПЕРЕРАБОТКА ХЛОРИДНЫХ ОТХОДОВ
ПРОИЗВОДСТВА ТИТАНА**

Найманбаев М.А., Ультаракова А.А., Лохова Н.Г., Касымжанов К.К.
АО «Институт металлургии и обогащения», Алматы, Республика Казахстан,
e-mail: madali_2011@inbox.ru

Из отработанных растворов титановых хлораторов был получен концентрированный раствор с содержанием 0,532 г/дм³ суммы редкоземельных элементов, из возгонов пылевой камеры концентрат, содержащий 18,2% ниобия и 35,8% титана, а от переработки шламов производства магнезия - синтетический карналлит.

Complex processing of chloride waste from titanium production

Naimanbayev M.A., Ultarakova A.A., Lokhova N.G., Kasymzhanov K.K.

A concentrated solution containing 0.532 g/dm³ of the amount of rare earth elements was obtained from the spent solutions of titanium chlorators, a concentrate containing 18.2% niobium and 35.8% titanium was obtained from the dust chamber sublimates, and synthetic carnallite was obtained from the processing of magnesium production slurries.

Комплексная переработка минерального сырья является одним из приоритетных направлений научно-технического развития металлургической отрасли.

В отходах титано-магниевого производства содержатся ниобий, тантал, рубидий, скандий, редкоземельные элементы и другие металлы. С хлоридными отходами производства титана теряются также калий и магний со средним содержанием хлоридов калия 50-60%, магнезия 25-30%. В то же время АО «Усть-Каменогорский титаномагниевого комбинат» (УКТМК) в настоящее время

закупает по достаточно высоким ценам импортный карналлит, представляющий собой двойную соль $KCl \cdot MgCl_2 \cdot 6H_2O$. Сложный состав сырья, поступающего на титано-магниевый комбинат, предопределяет необходимость его комплексной переработки с извлечением всех ценных компонентов. Однако промышленная переработка сырья до настоящего времени ориентируется главным образом на извлечение основных металлов – титана и магния. При этом в отходах теряются другие ценные составляющие.

В АО «Институт металлургии и обогащения» проводятся научно-исследовательские работы по извлечению из хлоридных отходов титаномагниевого производства редкоземельных элементов (РЗЭ), титана и ниобия, а также получению синтетического карналлита из растворов от их переработки и выщелачивания шламов магниевого производства.

Основными объектами исследований служили отработанный расплав титановых хлораторов (ОРТХ), возгоны пылевой камеры (ПК) и шламы магниевого производства: шлам магниевого электролизера хлормагниевого схемы, шлам магниевого электролизера карналлитовой схемы.

Исходя из химических свойств РЗЭ наиболее вероятные места их накопления в технологии переработки ильменитовых концентратов – это возвратные пыли рудотермической плавки и хлоридные отходы.

Изучение распределения редкоземельных элементов по хлоридным отходам показало, что одним из потенциальных сырьевых источников редкоземельных элементов являются ОРТХ.

Проведенный физико-химический анализ отработанного расплава титановых хлораторов показал, что в составе исследуемого ОРТХ редкоземельные элементы присутствуют в виде оксидов и водорастворимых хлоридов, что обусловило отсутствие затруднений при выщелачивании РЗЭ. Был установлен оптимальный режим водного выщелачивания ОРТХ: соотношение Т:Ж=1:0,7, температура 20-25⁰С, продолжительность 60 мин. При этом получен раствор с концентрацией 0,532 г/дм³ суммы редкоземельных элементов и 122,8 г/дм³ железа, при рН 0,76. Выход кека составил 45,4%.

Исследования по гидролитическому снижению концентрации железа в хлоридном растворе после выщелачивания ОРТХ показали отделение части железа в виде гидроксида при осаждении раствором гидроксида калия в интервале рН 2,6-3,1 при температуре 80⁰С. Таким образом, была установлена возможность получения продуктивного раствора, содержащего РЗЭ, при переработке отработанных растворов титановых хлораторов.

После выщелачивания из ОРТХ редкоземельных элементов получили кек, который использовался затем для получения синтетического карналлита. Данный

кек растворяли по определенному технологическому режиму при Т:Ж=1:10 в 5% растворе HCl, время выщелачивания составляло 120 минут. Выщелачивали кек с добавлением магневого шлама в количестве 40, 60, 80% от массы кека. Полученные растворы имели повышенное содержание хлорида натрия. Хлорид натрия удаляли упариванием насыщенного раствора при 90°C постадийной кристаллизацией, но с хлоридом натрия высаживалось до 30% хлорида калия. Затем из очищенных растворов способом кристаллизации в маловодной системе получали карналлит [1].

Для восполнения солей калия в раствор добавляли отработанный электролит с магниевых электролизеров (ОЭМЭ), где содержание калия составляет 50-70%, или хлорид калия.

Раствор в стеклянном реакторе с мешалкой упаривали при температуре 90-100°C до состояния «влажной соли». Полученную суспензию перекладывали в выпарительную чашку, доводили температуру до 110-120°C в течение 30 мин, затем температуру понижали до 90-100°C и высушивали до двухводного карналлита.

Механизм массовой кристаллизации заключается в том, что кристаллизация карналлита из пересыщенного раствора происходит при удалении достаточного количества воды из системы. После определенной продолжительности опыта в систему добавляли ОЭМЭ или хлорид калия, которые определяли механизм образования карналлита в системе посредством гидратации. При сушке и охлаждении продукта подсыхающий на кристаллах KCl раствор бишофита связывает его в карналлит, не стоит исключать также возможности кристаллизации карналлита из остатков пропитывающего продукт раствора на стадии охлаждения.

Объектами исследований служили также возгоны пылевой камеры (ПК) титанового хлоратора и шламы магневого производства: шлам магневого электролизера, шлам миксера карналлитового хлоратора.

Анализ распределения ниобия в твердых отходах процесса хлорирования титановых шлаков АО «УКТМК» показал, что наибольшее содержание ниобия находится в возгонах ПК титанового хлоратора, а именно: от 0,26 до 2,0%. Возгоны ПК, как и другие отходы титаномагневого производства, состоят из хлоридов щелочных и щелочноземельных металлов [2,3].

Выщелачивали возгоны ПК 5% раствором серной кислоты, при соотношении Т:Ж=1:10 и температуре 100°C в течение 2 часов. Кек после выщелачивания смешивали с содой в соотношении 1:1,5, добавляли в шихту кокс и обжигали при 900°C. Огарок выщелачивали 1% раствором натриевой щелочи и промывали на фильтре водой. Вторичный кек, смешанный с коксом, хлорировали

при температуре 800°C в течение двух часов, расход хлора составлял 0,45 дм³/мин. Затем производили гидролитическую обработку возгонов после хлорирования. Возгоны смывали с конденсатора 1% раствором HCl, разбавляли исходный раствор водой, кипятили его при 100°C в течение 120 мин. После охлаждения раствор доводили аммиачной водой до pH 10. Полученный отфильтрованный и высушенный осадок имел состав, масс. %: 18,2 Nb; 35,8 Ti; 0,8 Fe; 0,02 Si; 0,008 Al; 0,006 Mn, то есть он является промпродуктом, обогащенным по ниобию и титану, пригодный для дальнейшей переработки и извлечения.

Очистку раствора при выщелачивании возгонов ПК проводили вначале обожженным оксидом кальция от ионов SO₄²⁻ до достижения pH раствора 2,5-3,0. При этом в растворе остаются примесные компоненты - железо, марганец и алюминий. Для их полного осаждения необходимо увеличить значение pH до 7,5-8,0. Для этого в раствор, очищенный от иона SO₄²⁻, добавляли обожженный оксид магния.

Оксид магния получали выщелачиванием водой шлама магниевого электролизера или шлама карналлитового хлоратора, затем обжигали при температуре 950°C.

Раствор, после очистки оксидом магния, получался с низким содержанием хлорида магния, поэтому его смешивали с растворами от выщелачивания магниевых шламов соляной кислотой до необходимого карналлитового модуля. Кристаллизацию синтетического карналлита KCl·MgCl₂·6H₂O проводили по вышеописанному способу.

Таким образом, из отработанных растворов титанового хлоратора был получен коллективный концентрат в виде концентрированного раствора с концентрацией 0,532 г/дм³ суммы редкоземельных элементов и 122,8 г/дм³ железа, из возгонов ПК промпродукт, содержащий ниобий (18,2%) и титан (35,8%), а из растворов от переработки ОРТХ, возгонов пылевой камеры и магниевых шламов - синтетический карналлит.

Список использованных источников

1. Механизм образования карналлита в маловодной системе. Ширев М.Ю., Лебедев В.А. Инновации в материаловедении и металлургии: // Материалы 2 Международной интерактивной научно-практической конференции, Екатеринбург, 2012. -С.223-226.
2. Новое в теории и практике металлургии цветных и редких металлов //ИМиО АН КазССР, - Алма-Ата. 1988. 230 с.
3. Байбеков М.К., Попов В.Д., Чепрасов И.М. Производство четыреххлористого титана. - Москва: Металлургия, 1987. –С. 108-110.

РАЗРАБОТКА НОВОЙ АППАРАТУРЫ ДЛЯ УЛАВЛИВАНИЯ НАНОЧАСТИЦ ПРИ РАБОТЕ С ПРОМЫШЛЕННЫМИ ОТХОДАМИ

Свердлик Г.И., Атаева А.Ю., Атаев А.Р.

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Северо-Кавказский горно-металлургический институт (государственный технологический университет)», г. Владикавказ, Республика Северная Осетия-Алания, Российская Федерация, *e-mail: angelaak@mail.ru*,

В работе представлено решение проблемы улавливания мелкой пыли, включая наночастицы. Использование мокрого способа способствует лучшему улавливанию пылевидных материалов. Предложено альтернативное совершенствование оборудования для пылеулавливания с проведенными экспериментальными и теоретическими исследованиями. Определены рациональные конструктивные и технологические параметры разработанного струйного барботера. Показана перспективность разработки новых конструкций мокрых пылегазоуловителей для улавливания мелкодисперсных частиц.

Development of new equipment for capturing nanoparticles when working with industrial waste

Sverdlik G.I., Ataeva A.Yu., Ataev A.R.

A solution to the problem of capturing fine dust, including nanoparticles, is presented. Using the wet method to achieve better trapping of dusty materials. An alternative improvement of the equipment for dust collection with the carried out experimental and theoretical studies is proposed. The rational design and technological parameters of the developed jet bubbler have been determined. The prospects for the development of new designs of wet dust and gas traps for capturing fine particles are shown.

На предприятиях металлургической, строительной, химической и других отраслей промышленности большая часть технологических процессов сопряжена с выделением больших количеств пылевидных материалов. К ним относятся процессы дробления, грохочения, измельчения, обжига и другие. Кроме загрязнения окружающего воздушного бассейна и нарушения экосистемы территорий технологические пылегазовые выбросы приводят к потерям ценных компонентов сырья.

В традиционных двухстадийных системах газоочистки на второй стадии окончательное улавливание пыли происходит в рукавных фильтрах. Однако ткань фильтров представляет собой сетку, в которой не могут улавливаться частицы крупностью менее 1 мм. Часто значительная масса пыли бывает представлена тонкодисперсной фазой, включая наночастицы. Проблема улавливания этой фазы может быть успешно решена с помощью применения гидравлического способа

улавливания пыли. Поэтому актуальной становится задача разработка конструкций мокрых пылегазоуловителей – барботажных аппаратов, позволяющих улавливать широкий размерный спектр пыли, включая наночастицы, а также вредные газообразные компоненты выбросов.

В Северо-Кавказском горно-металлургическом институте (государственном технологическом университете) на кафедре «Технологические машины и оборудование» и в Центре коллективного пользования ведутся исследовательские работы по созданию современных барботажных аппаратов, работающих на принципе взаимодействия газожидкостных струй. Проведены теоретические исследования по разработке математической модели, описывающей процесс образования пузырьков в жидкой среде струйного барботера и методики расчета его параметров и деталей.

Для выявления структуры зоны взаимодействия газожидкостных струй и определения рациональных конструктивных и технологических параметров элементов барботера, а также количественной оценки эффективности пылеулавливания в барботере была разработана и изготовлена лабораторная установка, представляющая собой фрагмент пылегазоуловителя с промышленными размерами колпачков. Стенд с материалами по установке экспонировался на III Национальной ежегодной выставке–форуме «Вузпромэкспо – 2015», Москва.

Зафиксирована возможность получения в струйном барботере наиболее эффективного пенного режима пыле- и газопылеулавливания без применения поверхностно- активных веществ. Разработан механизм улавливания пыли в барботере. Эксперименты подтвердили, что в барботере при соударении газовых струй образуются зоны с мелкими пузырьками диаметром 0,5 – 1 мм, в которых практически исключено прохождение мелких частиц пыли через слой жидкости без улавливания. Для улавливания вредных газовых компонентов выбросов необходима добавка в барботер соответствующих растворов.

Разработана конструкция опытного образца струйного барботера с использованием запатентованной распределительной тарелки аппарата – основного элемента конструкции (получен патент РФ). Проектная эффективность улавливания пылевидных материалов с мелкодисперсными фракциями 98%.

Выполненные исследования показывают перспективность разработки конструкций барботажных аппаратов и их совершенствования, особенно для улавливания пылевых фракций, содержащих наночастицы. Для промышленного внедрения разработанного пылегазоуловителя необходимы промышленные испытания опытных образцов аппарата на различных материалах.

КОМПЛЕКСНАЯ ПЕРЕРАБОТКА ТЕХНОГЕННОГО УГЛЕСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ

Сосновский С.А., Сачков В.И.

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Национальный исследовательский Томский государственный университет», г. Томск, Российская Федерация, e-mail: ssa777@mail.ru

Основной задачей современного мира является рациональное природопользование без ощутимого вреда окружающей среде. Разработана экономичная технология получения водорода для комплексной переработки техногенного сырья в виде отходов обогащения угля, при их гидрогенизации.

Complex processing of technogenic coal-containing raw materials

Sosnovskiy S.A., Sachkov V.I.

The main task of the modern world is the rational use of natural resources without tangible harm to the environment. An economical technology for producing hydrogen has been developed for the complex processing of technogenic hydro-mineral raw materials in the form of coal enrichment wastes during their hydrogenation.

Одной из важнейших задач современной переработки техногенного углесодержащего сырья является внедрение новой политики использования угля, а именно – реализация мероприятий по его глубокой переработке на месте добычи.

Для углеобогащательной фабрики порода, выделяемая в тяжелосредних гидроциклонах и при флотации мелких классов, является отходами, образующими техногенные образования.

С другой стороны, характеризуясь наличием большого числа цветных, благородных и редких металлов, эти отходы должны с полным основанием рассматриваться как редкое полезное ископаемое, т.е. исходное сырье пригодное для переработки.

Внедрение соответствующих технологий должно повысить конкурентоспособность угольной промышленности и способствовать развитию регионов угледобычи. Кроме того, подразумевается получение различного углеводородного сырья с высокой добавленной стоимостью (водородсодержащий синтез-газ, кокс и полукокс, жидкие моторные топлива, смолы, спирты метильной группы и др.).

Применение механоактивации позволяет снизить температуру и давление технологических процессов с углём, увеличить выход полезных компонентов, устранить выброс с дымовыми отходами вредных компонентов угля и наметить

реальную перспективу попутного извлечения ценных компонентов угля, таких, как германий, титан, РЗЭ и т.д. [1-2]

Интересен способ применения механохимической активации угля в сочетании с его гидрогенизацией [3].

Способ включает:

- 1) предварительную подготовку угля к гидрированию (подготовка угля состоит в его полукоксовании, тонком измельчении и приготовлении пасты путём смешивания "микронного угля" с природной нефтью. Полученная паста гидрируется при температуре 200 – 300°С);
- 2) генерацию водорода;
- 3) гидрогенизацию угля.

В случае приготовления угольной суспензии, используемой в качестве топлива в ДВС, турбинах, иных силовых установках с жёстко заданными характеристиками, целесообразно производить механохимическую обработку в среде водорода. При этом образующие новые поверхности раздела фаз будут гидрироваться. Пункты 1 и 3 представляют хорошо изученные технологии.

Таким образом, необходимо разработать эффективную и экономически выгодную технологию получения водорода.

Водородную энергетику называют одним из перспективных направлений получения энергии в будущем, поскольку молекула водорода является самой энергонасыщенной из известных молекул, а ресурсы для получения водорода, по сути, неисчерпаемы.

Использование водорода в качестве энергоносителя и химического реагента имеет много преимуществ, таких как экологическая безопасность, высокая теплопроводность, низкая вязкость и др.

Для генерации водорода часто используется электрохимическое разложение воды в электролизёрах с водно-щелочным электролитом и электродами, изготовленными на основе никеля, позволяет получить водород высокой степени чистоты.

При электролизе на катоде происходит образование газообразного водорода, а на аноде выделяется кислород.

Главный недостаток современных электролизёров – это высокое энергопотребление.

Одним из путей повышения эффективности электролитического получения водорода является уменьшение перенапряжения электродных процессов и, как следствие, снижение напряжения на электролизёре.

Для решения этой проблемы разработаны новые материалы, модифицированные наночастицами палладия, одно- и многокомпонентные

поверхностные катализаторы на основе ренеевских сплавов, композиционные никелевые покрытия, содержащие включения ниобия и тантала, а также скелетные катализаторы, позволяющие увеличить поверхность электродов.

Создание перечисленных материалов предполагает использование дорогостоящих металлов и сложной технологии производства.

Нами разработана экономичная технология получения водорода, с использованием электрохимических процессов на асимметричном переменном токе в условиях резонансных взаимодействий.

Для разработки этой технологии потребовалось решить ряд проблем:

- установить причины возникновения электрохимического резонанса, общие свойства и условия существования характеристических частот;
- установить основные закономерности протекания асимметричного тока через электрохимическую систему, её пространственную структуру и зависимости от токовых параметров;
- построить теорию нестационарных электрохимических процессов;
- определить их физическую природу, механизм, создать математическую модель в условиях электрохимического резонанса;
- оценить возможности электрохимических процессов на асимметричном переменном токе в резонансных условиях;
- разработать, создать и собрать электронные и электрохимические модули для работы на асимметричном переменном токе в условиях резонансных взаимодействий;
- разработать, создать и собрать технологические схемы.

На рисунках 1 и 2 показан общий вид промышленной электрохимической установки с использованием электрохимических процессов на асимметричном переменном токе в условиях резонансных взаимодействий, а также материальный и энергетический балансы промышленной установки с использованием электрохимических процессов на асимметричном переменном токе в условиях резонансных взаимодействий.

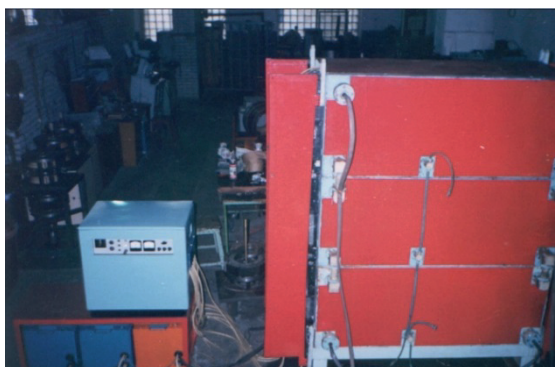


Рисунок 1. Общий вид промышленной установки получения водорода с использованием электрохимических процессов на асимметричном переменном токе в условиях резонансных взаимодействий

«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья»

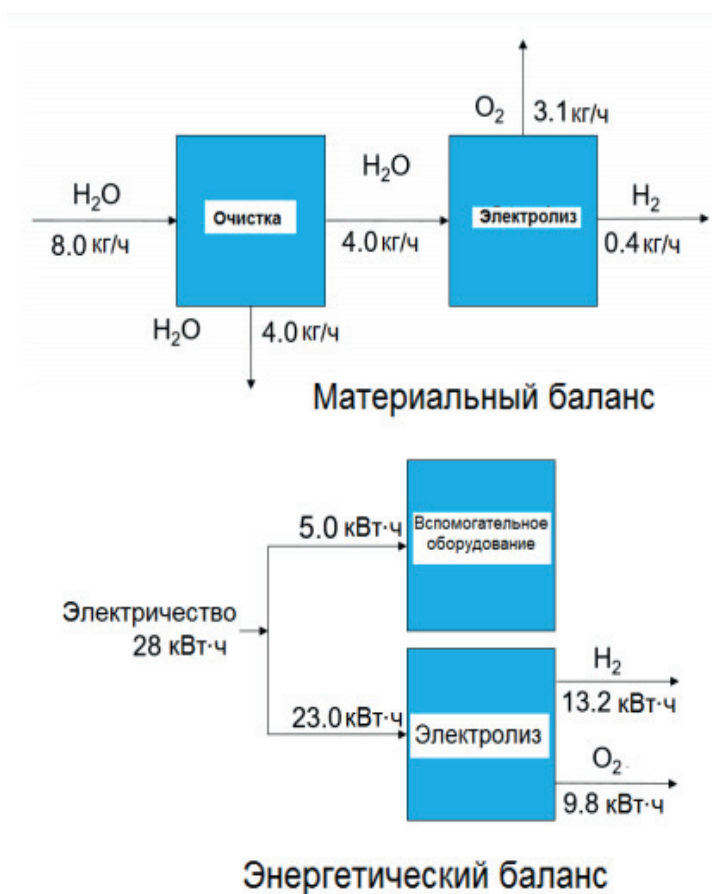


Рисунок 2. Материальный и энергетический балансы установки получения водорода с использованием электрохимических процессов на асимметричном переменном токе в условиях резонансных взаимодействий

Для питания электролизёра можно использовать солнечную, ветряную и геотермальную энергию.

Таким образом, основной задачей современного мира является рациональное природопользование без ощутимого вреда окружающей среде.

Разработана эффективная и экономичная технология получения водорода с использованием электрохимических процессов на асимметричном переменном токе в условиях резонансных взаимодействий для комплексной переработки техногенного углеродсодержащего сырья в виде отходов обогащения угля, при их гидрогенизации.

Список использованных источников

1. Мищенко С.В. Углеродные наноматериалы, производство, свойство, применение, М. Машиностроение, 2008. -320 с.
2. Еремин И.В., Жарова М.Н., Цикарёв Д.А. Угли как сырьё для производства синтетического жидкого топлива, М. 1986, 33с.
3. Молчанов В.И., Селезнёва О.Г., Жирнов Е.Н. Активация минералов при измельчении, М., Недра, 1988, с. 207.

**ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОПТИМАЛЬНЫХ
ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ФЛОТАЦИОННОГО
ОБОГАЩЕНИЯ ОТХОДОВ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ДАТОЛИТОВЫХ
КОНЦЕНТРАТОВ**

Хатькова А.Н., Шумилова Л.В., Патеюк С.А.

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Забайкальский государственный университет»,
г. Чита, Российская Федерация, e-mail: *alisa1965.65@mail.ru*

Изучен вещественный состав отходов выщелачивания датолитового концентрата, полученного из руды Дальнегорского месторождения. Определены оптимальные технологические параметры обратной флотации борогипса с применением перластана (реагента-собираателя). Получен концентрат диоксида кремния и продукт – гипс.

Experimental determination of optimal technological parameters for flotation enrichment of datolite concentrate leaching waste

Khatkova A.N., Shumilova L.V., Pateyuk S. A.

The material composition of the leaching waste of datolite concentrate obtained from the ore of the Dalnegorsk deposit was studied. The optimal technological parameters of the reverse flotation of borogypsum with the use of perlastane (collector reagent) are determined. A silicon dioxide concentrate and a gypsum product were obtained.

Горноперерабатывающие предприятия России ежегодно перемещают около 700 млн тонн техногенных отходов в хвостохранилища обогатительных фабрик. Так, например, на ООО «Горно-химическая компания "БОР" («ГХК «БОР»)), сырьевой базой которого являются датолитовые руды Дальнегорского борного месторождения (таблица 1) и известняки Мономаховского месторождения, в среднем уходит в отходы до 600 тыс. т/год.

Таблица 1. Вещественный состав датолитовой руды

Типовые признаки	Характеристика признаков
Тип руды	боросиликатная
Химический состав руды	SiO ₂ -40,65%; Al ₂ O ₃ -1,91%; Fe ₂ O ₃ -3,85%; FeO-1,59%; CaO-31,27%; MnO-0,81%; CO ₂ -6,19%; Na ₂ O+K ₂ O-0,34%; CaBSiO ₄ (OH)- 70 - 80%,

Обогатительная фабрика, входящая в состав «ГХК «БОР», выпускает датолитовый концентрат с содержанием 18,5 В₂О₅%. После выщелачивания концентрата получается борная кислота и отходы (борогипс). Промышленные запасы Дальнегорского месторождения составляют 160 млн тонн руды, общий объем неиспользуемого минерального ресурса – борогипса составляет более 25

«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья»

млн. тонн, поэтому переработка отходов производства борной кислоты является актуальной научной задачей.

Минералогический состав проб определяли на базе аналитического сертификационного центра ВИМС методом рентгенографического количественного фазового анализа (РКФА). Морфологию и химический состав изучили на микроскопе (РЭМ) JSM-6510LV JEOL (Япония). Минеральный состав борогипса, %: гипс двуводный (50-56), ангидрит (11-20), аморфный кремнезем (16-22), недоразложившиеся минералы (4-12). Физико-механические свойства шламов борогипса: удельный вес 2-2,6 г/см³; насыпной вес 500-600 кг/м³; крупность 40-80% класса – 0,05 мм. Химический состав шламов борогипса приведён в таблице 2, рентгеновский спектр борогипса показан на рисунке 1.

Таблица 2 – Химический состав шламов борогипса

Содержание компонентов, %							
SO ₃	CaO	SiO ₂	B ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	MgO	Влага гидрат.
27-32	23-28	19-28	0,3-1,5	0,3-0,8	0,7-3,0	0-0,2	12-15

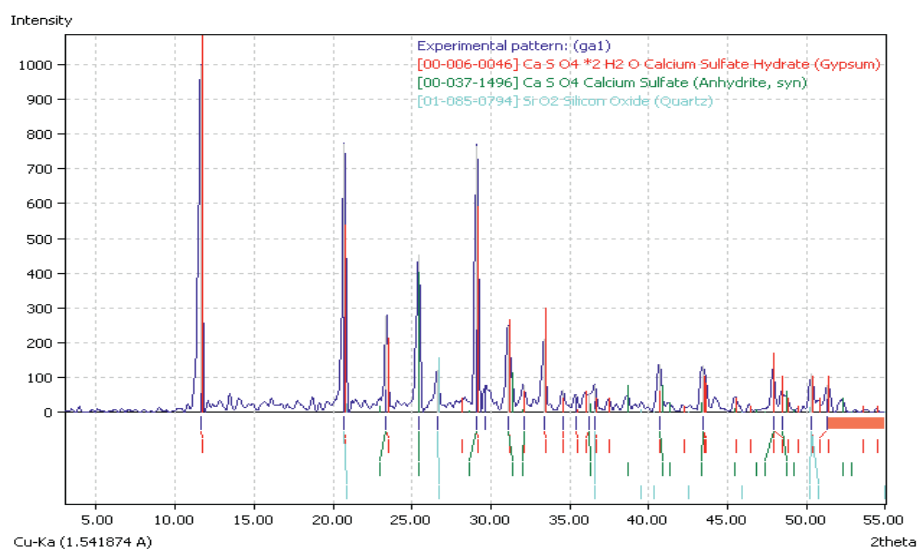


Рисунок 1 – Спектр рентгеновских лучей борогипса

Проведены лабораторные технологические исследования возможности флотационного обогащения (обратная флотация) борогипса с целью получения кремниевого и гипсового концентратов. В качестве реагента-собирателя предложено использование перластана ON-60 с расходом 1 кг/т (рисунок 2).

Извлечение диоксида кремния увеличилось на 30,45% (с 33,7% до 64,03%) по сравнению с ранее известными технологиями.

Небольшое влияние рН на флотационные свойства перластана ON-60 можно объяснить механизмом взаимодействия данного реагента с диоксидом кремния.

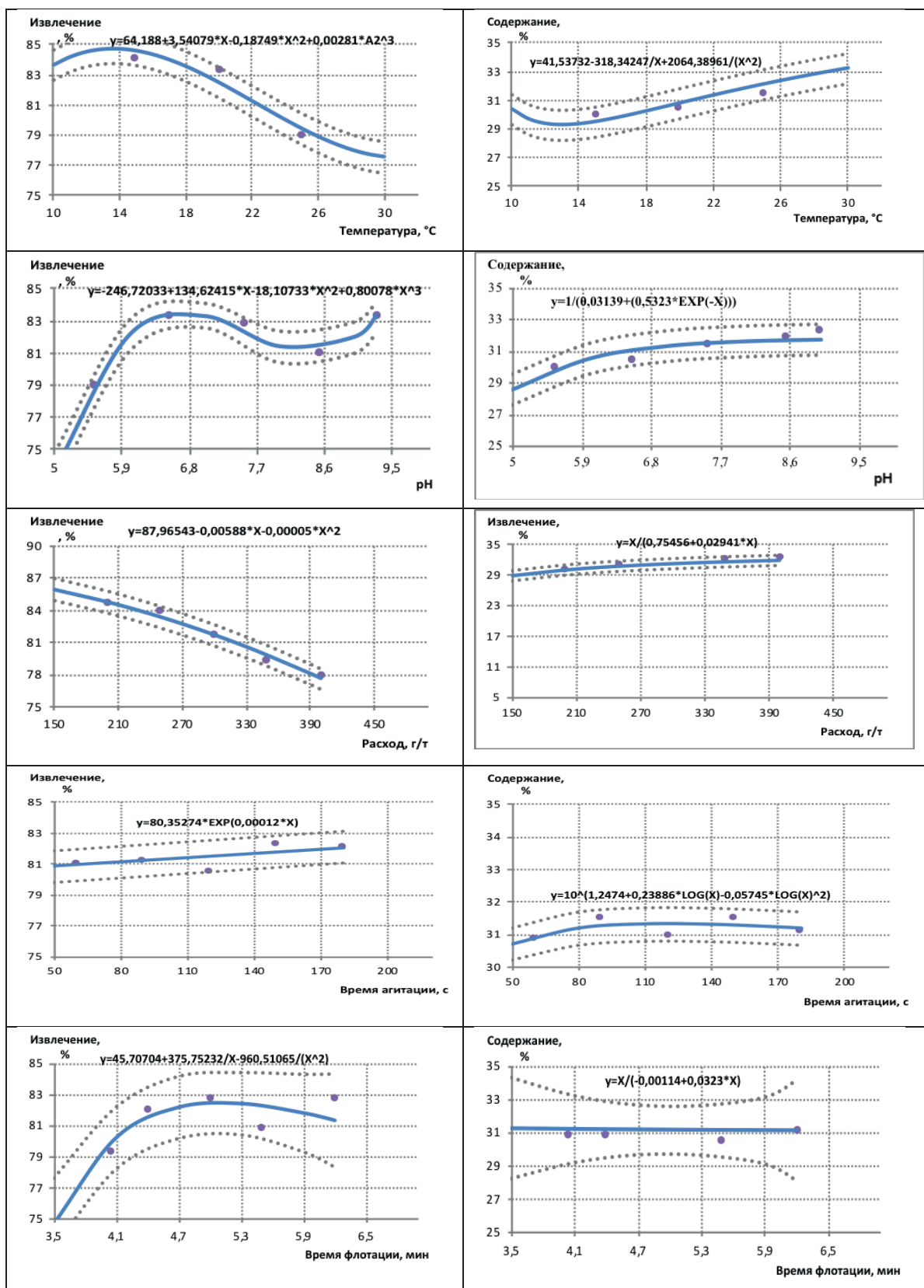


Рисунок 2. Зависимость содержания и извлечения диоксида кремния от технологических показателей флотации

Увеличение расхода перластана повышает содержание кремниевого концентрата в камерном продукте, однако при этом значительно падает извлечение.

Недостаточное время агитации минералов с перластаном ON-60 ведет к потере качества продукта. Подбор оптимального варианта продолжительности контакта фотореагента заключается в том, чтобы весь перластан максимально закрепился на поверхности минералов. В тоже время чрезмерное время агитации приводит к экономической нецелесообразности (оптимальное время агитации не менее 3 минут).

Таким образом, проведенные экспериментальные исследования, показали технологическую возможность получения концентрата диоксида кремния методом обратной флотации с одновременным получением гипсового продукта (пенный продукт). Выявлены закономерности извлечения диоксида кремния и содержания ценного компонента от основных технологических параметров флотации (температура, pH, расход реагента-собирателя, продолжительность агитации, продолжительность флотации), определяющие эффективность флотационной переработки техногенного сырья – отходов переработки датолитовых руд.

ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКАЯ ПЕРЕРАБОТКА ЦИНКОВЫХ КЕКОВ В УСЛОВИЯХ ЦИНКОВОГО ЗАВОДА АО «АЛМАЛЫКСКИЙ ГМК»

Холикулов Д.Б.¹, Нормуротов Р.И.², Хайдаралиев Х.Р.¹, Рузикулов К.М.¹

¹Алмалыкский филиал Ташкентского технического университета, г. Алмалык,
Республика Узбекистан, e-mail: doniyor_xb@mail.ru

²ГП «Навоийский ГМК», г.Навои, Республика Узбекистан

В работе приведены результаты гидрометаллургической переработки цинковых кеков в условиях цинкового завода АО «Алмалыкский ГМК». Высокотемпературное сернокислотное выщелачивание хорошо зарекомендовало себя при переработке цинкового кека, обеспечивая селективность и комплексность переработки.

Hydrometallurgical processing of zinc cuts in the conditions of the zinc plant of JSC "Almalyk MMC"

Kholikulov D.B., Normurotov R.I., Khaidaraliev Kh.R., Ruzikulov K.M.

The paper presents the results of hydrometallurgical processing of zinc cakes in the conditions of the zinc plant of JSC "Almalyk MMC". High-temperature sulfuric acid leaching has proven itself well in the processing of zinc cake, providing selectivity and complexity of processing.

С бурным развитием мировой экономики спрос на цветные металлы резко увеличился. Анализ состояния развития отрасли показал ежегодное истощение богатых и легко вскрываемых рудных месторождений, ухудшение состояния карьеров и шахт, повышение требований к охране окружающей среды, что в свою очередь указывает на необходимость разработки и внедрения технологий, повышающих комплексность использования минерального сырья. В результате проведенных исследований установлено, что комплексное извлечение металлов из отходов производства представляет собой одну из сложно решаемых проблем, связанных с содержанием множества компонентов с близкими свойствами, приводящими к трудности их селективного разделения.

Целью исследования является разработка научных основ эффективной технологии извлечения металлов из кеков цинкового производства.

Задачи исследования: анализ ранее проведенных исследований по переработке техногенных образований металлургического производства; изучение химического и минералогического состава кеков цинкового производства; исследование процесса высокотемпературного сернокислотного выщелачивания цинкового кека в присутствии озона.

Для проведения исследований была отобрана проба цинкового кека Цинкового завода АО «Алмалыкского ГМК». Химический состав цинкового кека, %: $Zn_{\text{общ}}$ -21,42, $Zn_{\text{в}}$ -5,59, $Zn_{\text{к}}$ -13,26, С-0,14, $S_{\text{об}}$ -7,69, S_{SO_4} -6,86, Pb-6,48, Fe-15,21, SiO_2 -9,39, Al_2O_3 -1,42, Cu-2,32, Cd-0,21, CaO-2,67, MnO-0,85, Mg-0,49, K-0,28, As-0,35, In-0,006. Промышленный интерес для извлечения металлов кроме цинка, представляют медь, свинец, кадмий, железо и др.

Из спектрального анализа цинкового кека видно, в составе цинкового кека более 20% цинка, 2% меди и 15% железа. Основными химическими соединениями цинкового кека являются сфалерит, феррит цинка, феррит меди, силикаты металлов, сульфат меди, сульфат цинка, гипс и сфалерит, сульфат свинца. Минералогическим анализом цинкового кека установлено, что цинк в кеках встречается в виде сульфата, оксида, сфалерита, силиката и феррита, медь в виде сульфата, феррита и халькозина.

В лабораторных условиях были проведены исследования влияния температуры и концентрации кислоты на скорость и полноту перехода цинка из кека в раствор. Контроль над процессом вели по убыли концентрации серной кислоты в растворе и содержанию в нем цинка. Концентрацию серной кислоты и цинка в растворе определяли титрованием по стандартной методике. После проведенных исследований произвели расчеты и построили графики зависимости извлечения цинка в раствор от температуры и исходной концентрации серной кислоты. Из исследований установили, что растворение цинка из ферритной

«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья»

формы протекает в кинетической области и не зависит от гидродинамических условий и от интенсивности перемешивания пульпы (от диффузии). На растворение цинка влияет температура и концентрация кислоты в растворе (рисунки 1, 2).

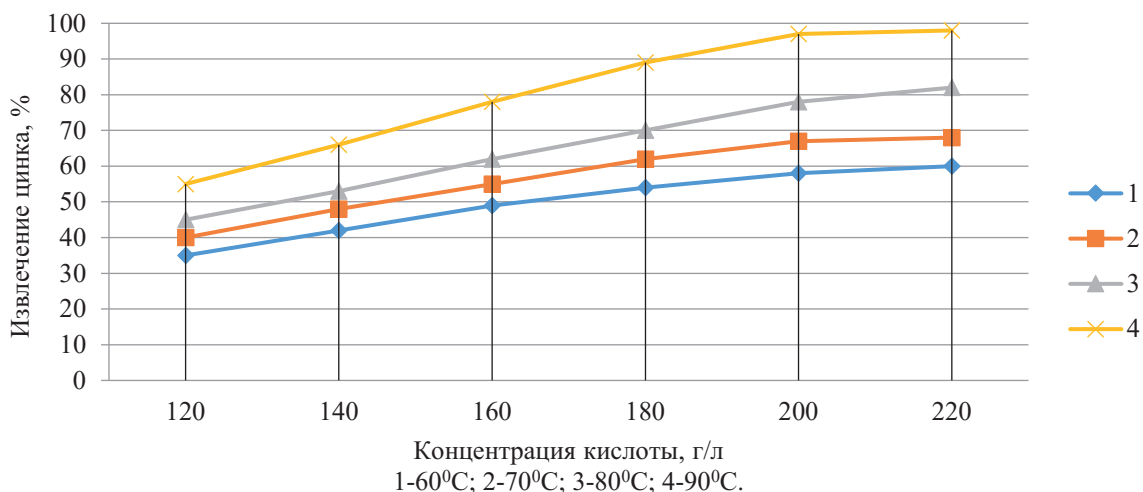


Рисунок 1. Зависимость извлечение цинка в раствор от исходной концентрации кислоты при различных температурах

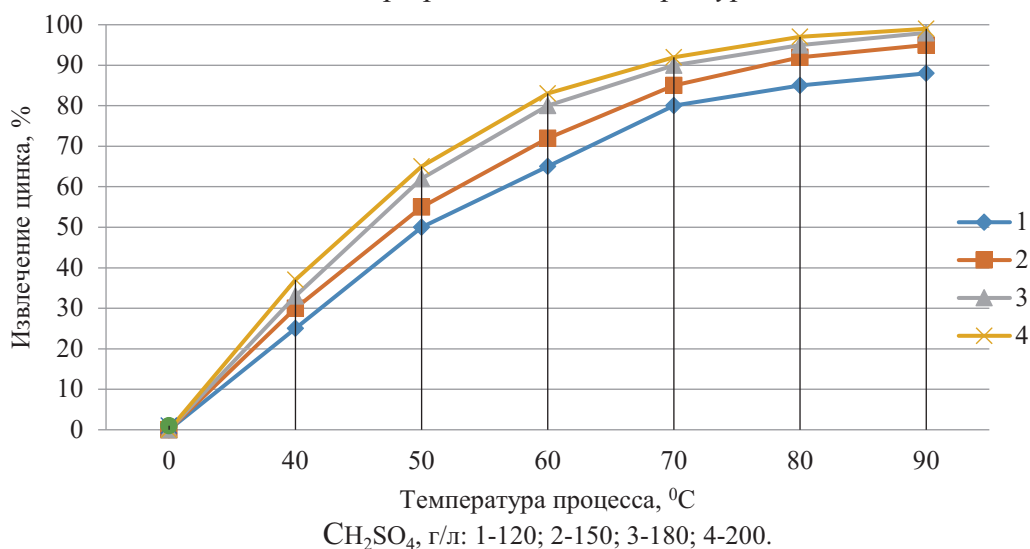


Рисунок 2. Зависимость извлечение цинка в раствор от продолжительности при различных концентрациях серной кислоты

Изучение влияния продолжительности процесса на выщелачивание цинка из кека сернокислым раствором концентрацией 100-200 г/л при различных температурах показывает, что в начальный период (до 60-90 мин) переход цинка в раствор протекает очень интенсивно, а через 3-4 часа устанавливается динамическое равновесие процесса выщелачивания.

Увеличение продолжительности контакта сернокислотного раствора и кека

приведет к повышению содержания примесей в растворе. При выщелачивании кека цинкового производства серной кислотой в первую очередь реагируют окисленные минералы, а сульфидные минералы взаимодействуют медленно.

Для достижения максимального извлечения цинка при минимальном переходе в раствор примесей, продолжительность процесса выбираем 4 часа. Проведены исследования по изучению изменения вещественного состава продуктов высокотемпературного выщелачивания, полученных в оптимальных условиях. Степень окисления сульфидов составила 98-99%.

Основными компонентами раствора являются: серная кислота, железо, медь, цинк. С повышением концентрации серной кислоты в растворе (до 190 г/л) растворимость составляющих цинкового кека линейно возрастает и достигает максимума. Дальнейшее повышение концентрации (от 200 г/л) не увеличивает скорость растворения металлов, а наоборот, спустя некоторое время вызывает некоторое замедление процесса.

Увеличение концентрации серной кислоты более 200 г/л не дает существенного увеличения степени перевода цинка в раствор, в то время как переход примесей в раствор начинает возрастать. Скорость подавляющего большинства химических реакций, а также диффузия с ростом температуры увеличиваются.

С повышением температуры наблюдается достаточно интенсивный рост концентрации сульфида в раствор. Однако, при температуре процесса 90⁰С и увеличении продолжительности процесса происходит более интенсивный прирост степени извлечения цинка. Это объясняется тем, что при повышенных температурах быстрее образуются сульфаты.

С повышением температуры в дальнейшем скорость растворения будет возрастать. Но вместе с тем надо учитывать, что повышение температуры незначительно сказывается на растворении полезного компонента, тогда как переход в раствор примесей при этом сильно возрастает. При повышении температуры до 100⁰С начинается кипение раствора, и образование паров кислоты. Необходимый гидродинамический режим для достижения однородной плотности пульпы обеспечивают с помощью механического перемешивающего устройства.

Благодаря значительной окислительной способности озон оказывает воздействие в большей или меньшей степени на все металлы с относительно высоким значением окислительно-восстановительного потенциала. Необходимо отметить, что для каждого из металлов, присутствующих в кеке, характерно определенное значение рН, при котором наиболее полно осуществляется их удаление. Процесс окисления озоном цинкового кека является многостадийным.

Интенсивной (лимитирующей) стадией могут быть разные этапы этого процесса в зависимости от концентрации озона и примесей кека.

В процессе озонирования цинкового кека наблюдается увеличение содержания активного кислорода, молекулярная масса и объем исследуемой воды изменяется незначительно.

Появление полярных групп в структуре раствора приводит к повышению температуры размягчения. Увеличение концентрации раствора приводит к снижению степени озонирования, уменьшению температуры размягчения и молекулярной массы. Увеличение температуры процесса не оказывает существенного влияния на степень растворения цинкового кека. В продуктах окисления присутствуют соединения с большей молекулярной массой (осадок), которых в исходном растворе не наблюдалось. Это объясняется тем, что в процессе озонирования, помимо окисления происходят процессы конденсации неметаллических соединений.

Высокотемпературное сернокислотное выщелачивание хорошо зарекомендовало себя при переработке цинкового кека, которое обеспечивает селективность и комплексность переработки. Оптимальными параметрами процесса являются: продолжительность 4 часа, концентрация серной кислоты 180-190 г/л, температура 90-95⁰С. Сквозное извлечение цинка в раствор составляет 97-98,5%, меди 96% при выходе кека 45-46%. Полученный сернокислый раствор содержит (г/л): цинка – 53,4; меди – 4,28; железа – 14,87.

Список использованной литературы:

1. Холикулов Д.Б., Якубов М.М., Расулова С.Н., Гуро В.П. Эффективный способ переработки цинкового кека Узбекский химический журнал. -2018. -№4. -С.25-30.
2. Kholiqulov D.B., Samadov A.U., Boltaev O.N., Akhtamov F.E. The results of laboratory research processing of zinc cake zinc plant JSC "Almalyk MMC". European science review, Premier Publishing s.r.o. Vienna. 2018. № 11-12, Vol. 6, - Pp. 96-99.

**ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЭФФЕКТИВНОСТЬ ПЕРЕРАБОТКИ
ТЕХНОГЕННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ РОССЫПНОГО ЗОЛОТА**

Алексеева О.Л., Проконьев С.А., Шуплецов А.Ф.

ООО Научно-производственная компания «Спирит», г. Иркутск,
Российская Федерация, e-mail: aol@spirit-irk.ru

В статье рассматриваются основные предпосылки и факторы, оказывающие влияние на экономическую эффективность переработки техногенных месторождение россыпного золота.

Economic efficiency of processing of technogenic placer gold deposits

Alekseeva O.L., Prokopyev S.A., Shuplecov A.F.

The article discusses the main prerequisites for the development of man-made placer gold deposits. The article discusses the main prerequisites and factors that affect the economic efficiency of processing man-made placer gold deposits.

Важную роль в экономике России играет минерально-сырьевой комплекс, составной частью которого является россыпная золотодобывающая отрасль. Несмотря на это, в золотодобывающей отрасли появляются предпосылки к намечающемуся кризису: сокращаются балансовые запасы, снижается содержание золота в песках, что ухудшает сырьевую базу. Отрасль требует модернизации в т.ч. применения новых технологических решений, чтобы избежать резкого снижения добычи золота и производственных показателей золотодобывающих предприятий.

В свою очередь общеизвестно, что доля золота, добываемого из техногенных месторождений, в общем количестве добытого металла в старых золотоносных провинциях со временем возрастает. Это связано с тем, что золотодобывающие предприятия вынуждены вовлекать в переработку техногенные месторождения из-за отсутствия прироста минерально-сырьевой базы россыпного золота. Причем, отработка техногенных месторождений производится на том же оборудовании, что и при первичной добыче, что не позволяет достигать высоких экономических показателей.

При отработке техногенных месторождений россыпного золота имеется ряд особенностей. Положительными моментами является то, что они расположены в освоенных районах, компактно, что позволяет значительно снижать затраты на подготовку к отработке. Отрицательными моментами являются, в первую очередь, низкое содержание золота в техногенных месторождениях, а во-вторых, золота присутствует в мелких классах крупности, что не позволяет эффективно применять существующие технологии. Кроме того, россыпные месторождения золота в разных регионах отличаются по гранулометрическому составу, по содержанию тяжелой фракции, по минеральному составу тяжелой фракции, по форме золота и т.д., находятся в разных горно-геологических условиях. Для их вовлечения в отработку требуется проведение исследований на обогатимость как в лабораторных, так и в полупромышленных условиях с целью выбора оптимальной технологии обогащения конкретного месторождения.

В свою очередь при принятии решений об эффективности отработки по результатам лабораторных и полупромышленных испытаний требуется

построение индивидуальных финансово-экономических моделей для каждого месторождения, с учетом индивидуальных характеристик, которые могут оказать существенное влияние на экономический эффект от данного мероприятия

ОРГАНИЗАЦИЯ И ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ОТХОДОВ ПОЛИМЕРНЫХ МАТЕРИАЛОВ

Соломатин Д.В., Сопоева И.А.

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Северо-Кавказский горно-металлургический институт (государственный технологический университет)», г. Владикавказ, Республика Северная Осетия-Алания, Российская Федерация, *e-mail: dsoloma@mail.ru*

Рассмотрены статистические данные по образованию отходов, а также по объемам получаемого из полимерных отходов вторичного сырья. Приводятся данные о государствах лидерах переработки полимерных отходов, а также в целом по ЕС. Указывается как наличие угроз, связанных с широким применением полимерных материалов в ряде отраслей промышленности. Отмечено, что переработка полимерных материалов позволяет не только снизить вред окружающей среде, но и сэкономить первичное сырье, энергию и сократить капиталовложения на переработку и уничтожение отходов.

Organization and use of waste polymer materials

Solomatina D.V., Sopoieva I.A.

The statistical data on the generation of polymeric materials waste, as well as on the volumes of secondary raw materials obtained from polymeric waste, are examined. Data on the leading states in the polymer waste recycling, as well as the EU as a whole are provided. It is indicated that there are threats associated with the widespread application of polymeric materials in a number of industries. It is noted that the recycling of polymeric materials allows not only to reduce environmental damage, but also to save primary raw materials, energy and reduce capital investments for recycling and disposal of waste.

Одним из наиболее негативных результатов антропогенной деятельности в XX веке стало драматическое увеличение количества отходов, среди которых особое место занимают отходы полимерных материалов и изделий на их основе.

Благодаря своим многочисленным преимуществам (в частности, высокой прочности, химической стойкости, возможности придания любой формы и любого цвета, низкой плотности), они сравнительно быстро получили распространение в различных отраслях промышленности: строительной, автомобильной, авиакосмической, упаковочной, детских игрушек, медицинской

и фармацевтической.

Если в 1950-х годах в мире производилось полимерных материалов и изделий на их основе около 5 млн т., то уже в 1980-х годах около 100 млн т., а в 2000-х годах объем их производства преодолел планку в 200 млн т., то в настоящее время их производится ежегодно во всем мире уже почти 300 млн т. При этом за три последних десятилетия произошло постепенное перемещение производств в регион Юго-восточной Азии и в настоящий момент в нем сконцентрировано порядка 44% всех мировых производств [1, 2].

Согласно данным Plastics Europe, европейской ассоциации производителей полимеров, средний объем выпуска полимерных материалов на душу населения увеличивается приблизительно на 4% в год, при этом в 2011 г. в 29 странах Европейского региона (из них 27 входит в ЕС) было использовано около 27 млн. т. полимерных материалов, из которых 40% составила продукция краткосрочного применения с жизненной продолжительностью значительно менее одного месяца и 60% – на высокотехнологичные и дорогостоящие изделия специального назначения и жизненный цикл которых значительно больше. При этом, в том же году было собрано около 25 млн. т. полимерных отходов, из которых 40% были подвергнуты захоронению, а 60% – направлены на вторичную переработку. Более 60% полимерных отходов поступило из систем сбора использованных упаковок. Если говорить о группах полимеров то, наибольшую долю занимают полиолефинов – на них приходится 56% от общего объема производства; затем идут поливинилхлорид, полистирол и полиэтилентерефталат [2, 3].

Загрязнение отходами производства полимерных материалов и изделий ежегодно причиняет государствам Европейского союза ущерб на уровне 259-695 млн. евро и особенно крайне негативно влияет на такие сферы жизни и экономики как рыбный промысел и туризм так как порядка 70% всего мусора на европейских пляжах и прибрежной полосе приходится на одноразовую посуду [2, 3].

Можно констатировать, что уже сегодня проблема переработки отходов полимерных материалов становится актуальной не только с позиций охраны окружающей среды, но и в связи с тем, что в условиях дефицита ценного полимерного сырья такие отходы могут стать дополнительным вторичным источником материальных и энергетических ресурсов, что позволит существенно экономить первичное сырьё (прежде всего нефть и природный газ).

Изготовление одноразовых полиэтилентерефталатных бутылок для напитков на 21% менее энергозатратные чем стеклянных, но при этом прежде всего из-за значительных капитальных вложений затраты на их переработку и уничтожение примерно в 8 раз превышают затраты на большинство промышленных отходов и почти в 3 раза – на уничтожение твердых

коммунальных отходов [4, 5].

Среди европейских стран наиболее выдающихся результатов по организации системы управления отходами и в том числе в части возвращения в среднем порядка 92 - 99% отходов полимерных материалов и изделий на их основе в производственные цепочки добились следующие страны: Швейцарии, Германии, Австрии, Бельгии, Швеции, Дании, Норвегии, Голландии и Люксембурге. При этом Норвегия, Швеция, Германия, Голландия, Бельгия и Австрия вторично перерабатывают в среднем порядка 26 - 35% от объема всех собираемых отходов полимерных материалов, а оставшееся количество утилизируют на специальных заводах путем их сжигания с целью выработки тепла и электрической энергии [2, 4, 6].

По данным статистической службы Европейского союза, средние значения переработки всех видов отходов по Европе составляет порядка 37%, тогда как уровень переработки в Германии значительно выше и составляет около 90%, материалов – 80%, упаковки – 70%, пластиковой упаковки – 48,4%, бумаги – 68%, стекла – 94%, стали – 45%.

К примеру, на заводе фирмы «Cleanaway Plastic Recycling GmbH» в г. Ростоке около 6 тыс. тонн одноразовых полиэтилентерефталатных бутылок из-под напитков ежегодно перерабатываются в не уступающие по своему качеству получаемым из первичного сырья полиэфирные нити для текстильной промышленности или в новые бутылки. Вторичная переработка пластиковых бутылок позволила сэкономить количество энергии достаточное для снабжения теплом 2 млн жителей Берлина в течение 130 дней отопительного сезона [2, 4, 7].

Евросоюз планирует к 2029 году отправлять на вторичную переработку не менее 90% разнообразных пластиковых бутылок при этом уже 2025 году все вновь произведенные бутылки должны будут на четверть состоять из вторичного сырья, а к 2030 – уже на треть.

На сегодняшний день общий оборот сектора управления и вторичного использования отходов превысил 100 млрд евро в год и в отрасли занято примерно 250 тыс. человек – от инженеров и администраторов до низовых работников коммунальных служб, вывозящих мусор [7, 8].

Список использованных источников

1. Hamad K., Kaseem M., Deri F. Recycling of waste from polymer materials: An overview of the recent works. *Polymer Degradation and Stability*, 2013, vol. 98, no. 12, pp. 2801-2812. doi.org/10.1016/j.polymdegradstab.2013.09.025
2. Мымрин В.Н. Вторичная переработка полимерных материалов в Европе: новые и проверенные решения // *Полимерные материалы*. 2013. № 9. С. 22-29.
3. Rudolph N. *Understanding Plastics Recycling: Economic, Ecological, and Technical Aspects of Plastic Waste*. Munich: Handling Hanser Publications, 2017.

4. Соколов Л. И. Управление отходами (Waste management). Москва: Инфра-Инженерия, 2018.
5. D'Ambrières W. Plastics recycling worldwide: current overview and desirable changes. Field Actions Science Reports, 2019, vol. 1, no. 19, pp. 12-21.
6. Letcher T.M. (Ed.). Plastic Waste and Recycling: Environmental Impact, Societal Issues, Prevention, and Solutions. Amsterdam: Academic Press, 2020.
7. Niaounakis M. Recycling of Flexible Plastic. Packaging Kidlington: William Andrew, 2020.
8. Biron M. A Practical Guide to Plastics Sustainability: Concept, Solutions, and Implementation. Kidlington: William Andrew, 2020.

КОМБИНАЦИИ РАЗДЕЛИТЕЛЬНЫХ ПРОЦЕССОВ ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ ВЕЛЬЦ-КЛИНКЕРА

Глаголева И.В.¹, Орехова Н.Н.^{1,2}

¹ Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Магнитогорский государственный технический университет имени Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Российская Федерация, *e-mail: iva_290983@mail.ru*

² Федеральное государственное бюджетное учреждение науки «Институт проблем комплексного освоения недр имени академика Н.В. Мельникова», Москва, Российская Федерация, *e-mail: n_orehova@mail.ru*

В ходе работы показаны возможности современного комплекса минералого-аналитических методов изучения вельц-клинкера, использование которого позволяет получать полную и достоверную информацию о вещественном составе и морфоструктурных особенностях минеральных фаз, а также моделировать процессы обогащения. Проанализирован мировой опыт переработки клинкера и изучена возможность использования сложной схемы переработки.

Combinations of separation processes for working out of the welz clinker

Glagoleva I.V., Orekhova N.N.

In the course of the work, the possibilities of a modern complex of mineralogical and analytical methods in the study of Waelz clinker are shown, the use of which allows obtaining complete and reliable information on the material composition and morphostructural features of mineral phases, and simulating the enrichment processes. The world experience in clinker processing has been analyzed and the possibility of using a complex processing scheme has been studied.

Разработка технологий рециклинга клинкера вельцевания цинковых кеков идет в трех основных направлениях: пирометаллургическая переработка, гидromеталлургическая переработка и разделение физико-механическими способами с выделением нескольких концентратов (обогащение).

Изучение вещественного состава техногенного сырья является актуальной задачей, т.к. прежде чем его утилизировать или включить в переработку, надо понять с каким минеральным составом мы имеем дело [1]. Анализ вещественного состава клинкеров проводился методами классической минералогии и с использованием современной обязательной номенклатуры Международной минералогической ассоциации.

Микроскопический анализ фазового состава клинкера вельцевания челябинского цинкового завода показал, что металлы, входящие в его состав частично сконцентрированы в отдельных фазах, которые являясь техногенными, лишь условно по соотношению атомов в кристаллической решетке, могут быть названы как и минералы. Для цинка характерны ферриты, и марматиты, для меди халькозин и халькопирит, для железа троилит и магнетит. В двухкомпонентных фазах по типу шпейза сконцентрирован мышьяк, а в твердых растворах мышьяк и сурьма. Наибольшая крупность характерна для коксика (1200-1400) мкм, фаз сульфидов железа и меди, которые имеют преимущественно округлую форму. Ферриты и сульфиды цинка имеют крупность минус 20 мкм. Металлсодержащие фазы образуют между собой сростки. При этом твердость различных фаз в сростках может отличаться в 1,5-2 раза. Фазы углерода, железа, меди и цинка в соответствии с крупностью раскрываются последовательно при стадийной дезинтеграции и могут быть извлечены различными способами обогащения.

Проанализировав мировой опыт переработки вельц клинкером можно заключить, что технологические решения обогащения клинкера не отличаются большим разнообразием. Наиболее часто клинкер подвергают сушке, дроблению и измельчению с последующей сухой [2] или мокрой магнитной сепарацией [3] для разделения на магнитный и немагнитный продукты. Напряженность магнитного поля при этом находится в диапазоне 71-105 кА/м. В магнитном продукте концентрируются железо, медь, цинк и благородные металлы, однако немалая их часть также остается и в немагнитном остатке. Технологии составляют как правило следующие комбинации процессов: магнитная сепарация - флотация, гравитационное разделение – флотация, флотация – магнитное обогащение - флотация; магнитное обогащение -выщелачивание.

Разделение в магнитном поле измельченного до класса минус 2,5 мм на центробежно-ударной дробилке ДЦ-0,36 немагнитного продукта сухой магнитной сепарации клинкера начальной крупностью минус 20 мм и последующее разделение полученного немагнитного продукта сухой воздушной классификацией на каскадно-гравитационном трехпродуктовом классификаторе КГ-3 позволяет получить концентрат с высоким содержанием углерода более 60% при его выходе более 50% [2].

Флотационное разделение магнитной фракции клинкера проводится либо по режимам сульфидной флотации, либо с последовательной реализацией угольной и сульфидной флотаций для получения углеродсодержащего концентрата и грубого концентрата, содержащего медь и благородные металлы. По схеме с флотацией углерода при повышении массовой доли меди в металлсодержащий концентрат извлечение меди ниже на 8-13%, так как медь частично флотируется с углеродом в операции угольной флотации[4].

В качестве метода извлечения цинка может рассматриваться выщелачивание. Растворимость присутствующих в клинкере ферритов ($x\text{ZnO} \cdot y\text{FeO}_3$) и железистого сульфида ($[\text{Zn},\text{Fe}]_2\text{S}$) цинка повышается по мере роста концентрации серной кислоты в растворе и температуры раствора [5].

Для повышения комплексности переработки клинкера вельцевания исходя из его структурно-фазовых особенностей изучена возможность применения схемы, включающей магнитное разделение, гравитационное разделение немагнитной фракции с получением углеродсодержащего концентрата, угольную и сульфидную флотацию измельченных объединенных магнитного и тяжелого продуктов, доизмельчение хвостов флотации и извлечение из них цинка флотацией или выщелачиванием. Показана принципиальная возможность разделения вельц-клинкера с получением углеродсодержащего и трех металлсодержащих продуктов, пригодных для дальнейшей металлургической переработки

Список использованных источников

1. Ерохин Ю.В., Захаров А.В., Леонова Л.В. Изучение вещественного состава шлаков производства ванадиевого чугуна Алапаевского металлургического завода // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2020. Т.18. №2. С. 13–21.
2. Артамонов А.В., Козин А.Ю., ЗАО «Урал-Омега», г. Магнитогорск. Технология переработки шлаков цинкового производства. URL: https://uralomega.ru/files/publikacii/33_tehnologiya_pererabotki_shlakov_cinkovogo_proizvodstva.pdf (дата обращения 12.05.2021)
3. Патент 1836461 СССР SU, C22B 7/00 Способ переработки цинкового клинкера вельц-печей./ Ю.В. Андреев, Т.Н. Грейвер, И.Г. Зайцева и др.; заявл. 10.04.1992., опубл. 23.08.1993.
4. Копкова Е. К., Тюремнов А. В., Громов П. Б., Щелокова Е. А. Вельц-клинкер цинкового производства и направления его переработки// Ин-т химии и технол. редк. элементов и минерал. сырья КНЦ РАН. - Апатиты, 2014. - 30 с. - Библиогр.: 32 назв. - Рус. - Деп. 13.02.14, № 51-В2014
5. Марченко Н. В., Алексеева Т. В. Кинетические закономерности выщелачивания цинковых кеков //Современные направления теоретических и прикладных исследований. – 2013. – С. 8-12.

ИЗУЧЕНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ОБОГАЩЕНИЯ БЕДНОГО ЦИНКОВОГО КЛИНКЕРА СУХИМ СПОСОБОМ

Шадрунова И.В.¹, Колодежная Е.В.¹, Гаркави М.С.², Горлова О.Е.³

¹ Федеральное государственное бюджетное учреждение науки «Институт проблем комплексного освоения недр имени академика Н.В. Мельникова Российской академии наук», Москва, Российская Федерация

² ЗАО «Урал-Омега», Магнитогорск, Российская Федерация

³ Федеральное государственное образовательное учреждение высшего образования «Магнитогорский государственный технический университет имени Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Российская Федерация

e-mail: shadrunova@mail.ru, msg@uralomega.ru, gorlova_o_e@mail.ru

В статье обобщен практический опыт дробления, измельчения и обогащения бедного цинкового клинкера. На основании результатов сухого дробления и измельчения клинкера в центробежно-ударных аппаратах, сухой магнитной сепарации и воздушной классификации материала, даны рекомендации для специалистов горно-обогатительной отрасли.

Possibility of enrichment of zinc clinker by dry method

Shadrunova I.V., Kolodezhnaya E.V., Garkavi M.S., Gorlova O.E.

The article summarizes the practical experience of crushing, grinding and enrichment of poor zinc clinker. Based on the results of dry crushing and crushing of clinker in centrifugal impact machines, dry magnetic separation and air classification of the material, recommendations are given for specialists of the mining and processing industry.

Клинкер от вельцевания цинковых кеков содержит не прореагировавший коксик, цветные и драгоценные металлы вследствие чего является достаточно ценным и многотоннажным техногенным сырьем. Наибольшее количество клинкера с высоким содержанием меди и благородных металлов находится в отвалах Усть-Каменогорского свинцово-цинкового и Алмалыкского горно-металлургического комбинатов. При переработке цинковых концентратов в ОАО «Электроцинк» образуется «бедный» клинкер с отвальным содержанием металлов, что существенно снижает технико-экономическую эффективность его обогащения.

Объектом испытаний служил лежалый цинковый клинкер с крупностью кусков до 300 мм. Влажность материала не превышала 1,5%. Основными компонентами вещественного состава клинкера являются сульфиды железа и металлическое железо, сульфиды цинка, свинца и меди, алюмосиликаты, окислы кальция и магния. Частицы клинкера представляют собой агрегаты сульфидных включений, скрепленных шлаковыми и металлическими образованиями.

Шлаковая фаза клинкера является преобладающей и представлена кристаллами пироксена, расположенными в стекле, в нем также присутствуют кварц и алюмосиликаты.

Химический состав исходного материала представлен в таблице 1.

Таблица 1. Основные компоненты цинкового клинкера

Массовая доля элемента, %											
Fe	Si	Ca	Al	Mg	Zn	Cu	Pb	Ag	S	C _{общ}	ПМП
25,0	10,6	8,5	1,6	1,5	1,9	0,4	0,6	0,0086	11,5	4,80	4,90

Исходный материал характеризуется низким содержанием цинка, меди и свинца по сравнению со средними показателями для цинковых клинкеров.

В работе изучена возможность извлечения железа и цветных металлов в коллективный концентрат методами сухой магнитной сепарации и воздушной классификации (рисунок 1).

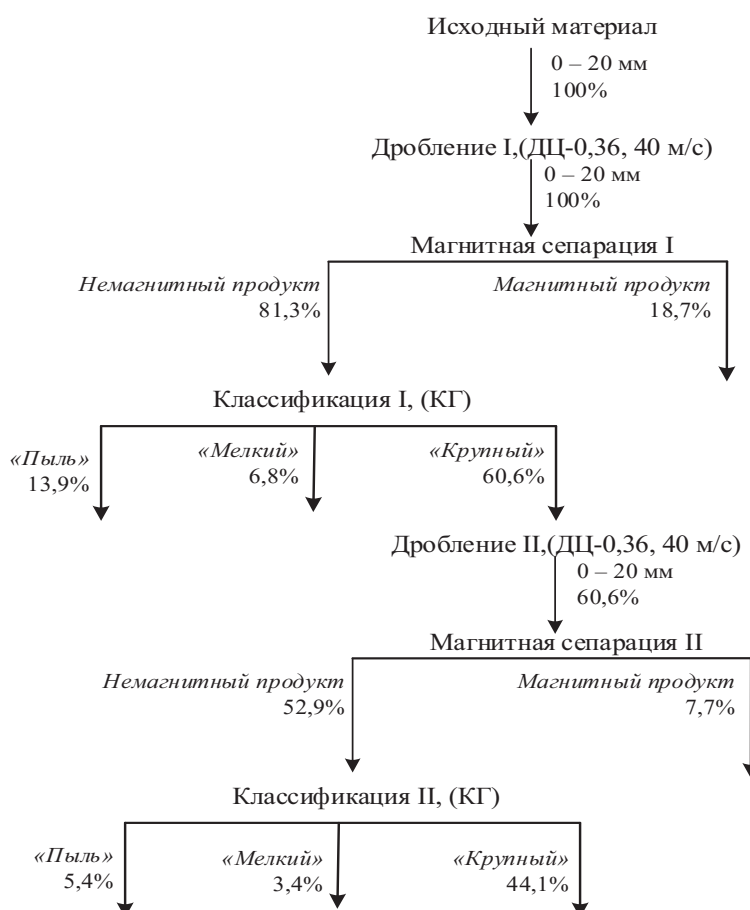


Рисунок 1. Схема проведения эксперимента

Дробление материала осуществлялось в центробежно-ударной дробилке ДЦ с металлической отбойной поверхностью при сниженной линейной скорости

**«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки
природного и техногенного минерального сырья»**

вращения ускорителя для снижения образования шламов. Воздушная классификация проводилась в каскадно-гравитационном аппарате.

В результате магнитной сепарации клинкера возможно выделить суммарно около 25% материала в магнитный продукт. Установлено, что результаты магнитной сепарации клинкера близки в широком диапазоне напряженности магнитного поля: 2500 – 9000 эрстед.

На первой стадии магнитной сепарации выход магнитного продукта составил 18,7%, на второй – 7,7%. При магнитной сепарации имеет место частичный переход железосодержащих фаз в магнитный продукт. Массовая доля железа в магнитном продукте первой стадии составляет 29,9%, а в немагнитном 23,9%. Массовая доля железа в магнитном продукте второй стадии сепарации составляет 28,0%, а в немагнитном 23,4% (таблица 2).

Таблица 2. Выход и химический состав продуктов переработки

Наименование продукта	Выход %	Массовая доля элемента, %											
		Fe	Si	Ca	Al	Mg	Zn	Cu	Pb	Ag	S	С _{общ}	ПМП
Исходный материал	100,0	25,0	10,6	8,5	1,6	1,5	1,9	0,4	0,6	0,0086	11,5	4,80	4,90
Магнитный продукт I	18,7	29,9	9,5	7,2	0,61	1,19	2,35	0,69	0,65	0,011	10,5	4,23	4,32
Немагнитный продукт I	81,3	23,9	10,9	8,8	1,88	1,54	1,81	0,38	0,56	0,008	11,7	4,90	5,00
«Крупный» продукт I	60,6	21,7	11,9	9,9	2,26	1,75	1,67	0,36	0,46	0,009	10,7	4,37	4,46
«Мелкий» I	6,8	28,8	7,0	6,7	1,06	0,63	2,02	0,36	0,68	0,008	16,8	7,75	7,91
«Пыль» I	13,9	38,0	4,7	4,1	0,74	0,51	1,74	0,39	0,89	0,006	15,1	6,13	6,26
Магнитный продукт II	7,7	28,0	9,3	8,1	1,39	1,35	2,30	0,63	0,59	0,009	11,4	3,35	3,42
Немагнитный продукт II	52,9	23,4	11,2	9,6	1,88	1,51	1,75	0,36	0,52	0,008	11,5	4,20	4,29
«Крупный» продукт II	44,1	22,3	11,8	10,0	2,12	1,63	1,89	0,36	0,50	0,008	10,7	3,94	4,02
«Мелкий» II	3,4	26,1	10,2	6,4	1,81	0,90	2,13	0,38	0,64	0,011	12,8	6,30	6,43
«Пыль» II	5,4	34,8	4,4	5,0	0,95	0,54	1,72	0,35	0,79	0,007	17,6	7,11	7,25

Следовательно, магнитная сепарация материала не приводит к существенной концентрации железосодержащих фаз в отдельный продукт. При воздушной классификации материала установлено, что железосодержащие фазы представлены частицами песчаных (0,16–1,25 мм) и пылевых фракций (0–0,16 мм). Массовая доля железа в «мелком» продукте первой стадии классификации составляет 28,8%, а в пылевом – 38%. На второй стадии классификации массовая доля железа в «мелком» продукте составляет 26,1%, а в пылевом – 34,8%.

В магнитных продуктах переработки возрастает массовая доля цинка (в 1,2 раза), меди (в 1,7 раза) и серебра (в 1,3 раза). Это, по-видимому, обусловлено ассоциацией этих металлов со структурами магнитных железосодержащих фаз. Установлено повышение массовой доли свинца в пылевом продукте (в 1,5 раза).

Исходный материал содержит 4,8% углерода и 11,5% серы, которые при переработке концентрируются в «мелком» и «пылевом» продуктах классификации. Максимальная массовая доля углерода (7,75%) содержится в «мелком» продукте классификации I. Максимальная массовая доля серы (17,6%) содержится в «пылевом» продукте классификации II.

Результаты испытаний показали, что в настоящее время нельзя выдвинуть методы обогащения цинкового клинкера, конкурирующие с флотацией. Сухая переработка цинкового клинкера может быть использовано для предконцентрации материала на стадии подготовки его к обогащению.

ОЦЕНКА ВЛИЯНИЯ ХРАНИЛИЩ ОТХОДОВ ОБОГАЩЕНИЯ ЛОПАРИТОВЫХ РУД НА ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЕ РЕШЕНИЕ ПО СНИЖЕНИЮ НЕГАТИВНОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ*

Красавцева Е.А.^{1,2}, Макаров Д.В.¹

¹ Институт проблем промышленной экологии Севера - обособленное подразделение Федерального государственного бюджетного учреждения науки Федерального исследовательского центра «Кольский научный центр Российской академии наук», г. Апатиты, Российская Федерация, *e-mail: mdv2008@mail.ru*

² Лаборатория природоподобных технологий и техносферной безопасности Арктики Федерального государственного бюджетного учреждения науки Федерального исследовательского центра «Кольский научный центр Российской академии наук», г. Апатиты, Российская Федерация, *e-mail: vandeleur2012@yandex.ru*

Оценка влияния хранилищ складированных отходов горнодобывающей промышленности на окружающую среду и разработка мероприятий, позволяющих снизить техногенную нагрузку в промышленно развитых регионах – актуальные задачи последних десятилетий как в России, так и во всем мире. В работе приведены результаты проведенной геоэкологической оценки хранилищ отходов лопаритовых руд и технологических решений по снижению негативного воздействия на компоненты окружающей среды.

* Работа выполнена в рамках темат НИР №№ 0226-2019-0011, 0226-2019-0047 и частично поддержана из средств гранта РФФИ №19-05-50065 Микромир, № КО1030 Supporting Environmental, Economic and Social Impacts of Mining Operations Program Kolarctic CBC 2014–2020

**Estimation of the environmental impact of loparite ore enrichment storage
deposits and technological solution to reduce negative impact**

Krasavtseva E.A., Makarov D.V.

Assessment of the impact of storage facilities of stored mining waste on the environment and the development of measures to reduce the technogenic load in industrially developed regions are urgent tasks of recent decades both in Russia and around the world. The paper presents the results of a geoecological assessment of loparite ore waste storage facilities and technological solutions to reduce the negative impact on environmental components.

В районах с развитой горнорудной промышленностью, к которым относится и Мурманская область, накопление отходов горнопромышленного комплекса приводит к серьёзным экономическим и экологическим проблемам. В регионе ежегодно складывается более 220 млн т отходов горного, обогащительного и металлургического производств. Актуальной задачей как для Российской Федерации, так и для других стран является разработка и внедрение эффективных методов их переработки и снижения негативного воздействия на окружающую среду.

Хранилища твёрдых минеральных отходов являются источником загрязнения атмосферы, почв, поверхностных и подземных вод недостаточно или вовсе не очищенными стоками. Огромные площади выводятся из хозяйства под хвостохранилища. Пыль с поверхности хвостохранилищ переносится на большие расстояния и попадает в почвы и водоёмы. Складируемые отходы зачастую содержат токсичные и радиоактивные вещества.

На Кольском полуострове, ввиду географического положения и экстремальных климатических условий, зачастую рядом с горнодобывающими предприятиями возникают техногенные пустоши.

Одними из возможных способов снижения пыления хвостохранилищ являются рекультивационные работы, закрепление пылящих поверхностей полимерными покрытиями.

Цель работы – оценка влияния хранилищ хвостов обогащения редкометалльных руд на компоненты окружающей среды на примере ООО «Ловозерский ГОК» и разработка технологических предложений по снижению негативного воздействия.

Объектами исследования являлись хвосты обогащения лопаритовых руд двух полей хвостохранилищ (действующего и выведенного из эксплуатации), пробы воды и донных отложений озёр и рек, почв и растений (рисунок 1).

В ходе исследования были изучены инженерно-геологические характеристики, установлен вещественный состав хвостов, рассмотрены

процессы мобилизации экологически опасных элементов под действием атмосферных осадков и растворение пылевых частиц в почвенных водах.

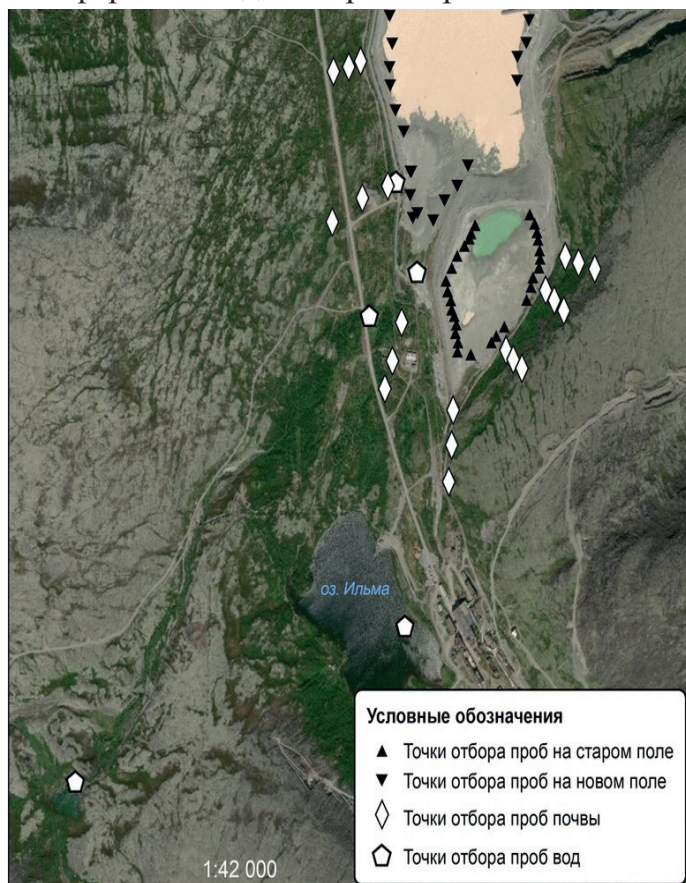


Рисунок 1. Схема отбора проб



Рисунок 2. Результаты лабораторных опытов по применению в качестве мелиоранта осадков сточных вод хвостов обогащения лопаритовых руд

Проведенный анализ отобранных проб почв, растений и донных отложений выявил повышенные содержания стронция, марганца, цинка и редкоземельных элементов легкой группы по сравнению с условно фоновыми объектами.

В качестве мероприятий по снижению негативной нагрузки предложены и осуществлены в лабораторных условиях: химическая мелиорация выведенного из эксплуатации поля (с применением осадков сточных вод в качестве мелиоранта)

и нанесение на поверхность хвостов действующего поля полимерного покрытия Dustbind (рисунок 2).

Целью дальнейших исследований является проведение расширенного обследования территории в зоне влияния хвостохранилищ, апробация предлагаемых мероприятий в полевых условиях.

ПРЕДВАРИТЕЛЬНАЯ ОЦЕНКА ПРИМЕНЕНИЯ МЕТОДОВ ГЛУБОКОГО ОБОГАЩЕНИЯ ДЛЯ ПЕРЕРАБОТКИ ТЕХНОГЕННОГО ЖЕЛЕЗОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ

Кыдзы М.В., Сычева Н.А., Броницкая Е.С., Ануфриева С.И.

Федеральное государственное бюджетное учреждение «Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья им. Н. М. Федоровского»
(ФГБУ «ВИМС»), Москва, Российская Федерация,
e-mail: kyzdzy@vims-geo.ru; anufrieva.05@mail.ru

В настоящее время на иловых отвалах накоплено около 10 миллиардов тонн отходов, которые являются потенциальным источником ценных металлов. Рассмотрен вопрос о возможности переработки техногенного сырья для производства товарной продукции.

Preliminary assessment of using deep enrichment methods for processing technogenic iron-containing raw materials

Kyzdzy M.V., Sycheva N.A., Bronitskaya E.S., Anufrieva S.I.

At the present time, about 10 billion tons of waste, which is a potential source of valuable metals, had been accumulated in sludge dumps. The question of the possibilities of recycling technogenic raw materials to produce marketable products is considered had been.

В настоящее время на предприятиях горнодобывающей, металлургической, химической и других отраслей промышленности в России ежегодно складывается порядка 10 млрд. тонн отходов. Из них используется лишь 30% от общего объема. В связи с этим в отвалах и шламохранилищах происходит накопление твердых отходов, в которых суммарная ценность накопленных металлов в несколько раз превышает стоимость известных запасов их в недрах [1; 4].

В данных условиях актуальной становится задача вторичной переработки накопленных техногенных ресурсов с доизвлечением из них металлов, представленных интенсивно измененными минеральными комплексами.

Технологические свойства (твердость, хрупкость, удельная плотность, дробимость, измельчаемость, магнитная восприимчивость и др.) такого сырья

изменяются в широких пределах и влияют на конечные технологические показатели.

Как правило, переработка данного вида сырья по существующим традиционным технологиям характеризуется низкими технологическими показателями, низкой рентабельностью, следственно повторным образованием отходов.

Для разработки схем глубокого обогащения необходимо проводить предварительную оценку эффективности применения методов глубокого обогащения с использованием современного оборудования для получения товарных продуктов.

Объектом исследования являлась технологическая проба лежалых хвостов обогащения окисленной железосодержащей руды.

Технологическая проба сложена железистыми оолитами, их обломками, обломками ожелезненного глинистого цемента (22%) и нерудными минералами (9%), представленными кварцем, карбонатами и калиевым полевым шпатом.

Главными рудными минералами являются гидроксиды железа - гетит и гидрогетит (41%). Гидроксиды железа преимущественно формируют оолиты, в меньшей степени – обломки цемента, их незначительная часть развивается по нерудным минералам. Среди рудных минералов также отмечается присутствие гематита (4%).

Химический состав железной руды во многом предопределяет ее металлургическую ценность. Содержание железа (Fe) в отходах довольно значительное и составляет 35,2%, при этом содержание FeO составляет менее 0,1%, а Fe_{магн} менее 1%.

Содержание полезных примесей, таких как марганец (MnO - 1,85%), который значительно улучшает механические свойства чугуна и стали и, кроме того способствует десульфурации жидкого металла в ковшах, а также хрома (Cr₂O₃ - 0,028%), повышающих коррозионную стойкость стали, ее свариваемость и физико-механические свойства – невелико. Содержание ванадия (V) - 0,07%.

Содержание вредных примесей (S, As, Zn, Pb, P) также невелико, за исключением фосфора (P), содержание которого в отходах составляет 1,17%. Фосфор вызывает хладноломкость стали. В ходе агломерации и доменной плавки весь фосфор руды переходит в агломерат и чугун. В чугуне содержание фосфора по ГОСТ 805-95 допускается от 0,02% в высококачественном до 2% в фосфористом.

Технологические исследования по предварительной оценке применения методов глубокого обогащения для переработки техногенного железосодержащего сырья проводились с изучением:

«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья»

- гранулометрического состава;
- магнитных свойств различных классов крупности;
- эффективности предварительного магнетизирующего обжига с последующей магнитной сепарацией;
- флотационных свойств.

Изучение гранулометрического состава и анализ распределения компонентов по классам крупности показал, что материал крупностью $-2+0,3$ мм представляет собой *железосодержащий концентрат*, содержащий 50% Fe; 1,13% P и 0,07% V при выходе от руды 24,64% и извлечении 34,79; 24,7 и 22,57% соответственно.

В настоящее время концентраты обогащения оолитовых бурых железняков считаются кондиционными при содержании Fe в них 48-49% [2-3].

Из проведенного магнитного анализа классов крупности $-0,3+0,044$ мм следует, что при напряженности магнитного поля 700 мТл выделяются магнитные фракции с содержанием Fe > 50%, суммарный выход которых составил 4,55% при извлечении от руды 4,89%.

Из результатов высокоинтенсивной полиградиентной сепарации шламов крупностью $-0,044+0$ мм, проведенной в широком диапазоне величин напряженности магнитного поля, следует, что концентрации железа не происходит в какой-либо определенной фракции, что свидетельствует о низкой контрастности руды по магнитным свойствам. Это обусловлено наличием в материале большого количества глинистых минералов, железистых пленок на минеральных поверхностях, что затрудняет проведение селективной магнитной сепарации и концентрации железа в конкретном продукте.

Выявлены оптимальные параметры обжига, обуславливающие превращение слабомагнитных составляющих (гетита, гематита, гидроксидов железа) в сильномагнитный минерал – магнетит, что позволило получить положительные результаты по обжигмагнитному методу (Fe–58,7%). Содержание фосфора (P) в концентрате составляет 1,8%.

Обжигмагнитный процесс не получил большого распространения в промышленности из-за своей высокой стоимости. Его применение целесообразно осуществлять только в том случае, когда другие более дешевые методы обогащения (сепарация в сильном магнитном поле на полиградиентных сепараторах, гравитация, флотация или комбинация этих методов) малоэффективны.

При оценке применения флотации техногенного железосодержащего сырья было установлено, что данный метод неэффективен, т.к. позволяет повысить содержание оксида железа на лишь на 4,49% по сравнению с исходным

содержанием (Fe – 35,2%). Материал слабоконтрастен по флотационным свойствам вследствие низкого содержания гематита (4%) и высокого содержания нефлотоактивных минералов - гетита и гидрогетита (41%), а также высокого содержания глин, представленных монтмориллонитом (22%), пропитанного гидроксидами железа.

На основании полученных экспериментальных данных можно сделать вывод о возможности получения железосодержащего концентрата из зернистого материала крупностью $-2+0,3$ мм с содержанием железа $>50\%$ по схеме, предусматривающей промывку и классификацию материала по классу крупности 0,3 мм.

Для материала крупностью $-0,3+0$ мм необходимо проверить эффективность гравитационного обогащения с применением оборудования с различным принципом действия (винтовые сепараторы или шлюзы, концентрационный стол) по чисто гравитационному или гравитационно-магнитному вариантам.

Для усиления слабых контрастных магнитных свойств возможно введение операции предварительной оттирки от минеральных пленок или магнетизирующего обжига.

Укрупненные технологические испытания по чисто гравитационному и гравитационно-магнитному вариантам, вероятно, позволят повысить технологические и экономические показатели обогащения отходов керченских железных руд, представляющих ценное техногенное сырье.

Список использованной литературы

1. Природные техногенные источники получения функциональных материалов на основе редких земель и скандия / Ануфриева С.И., Быховский Л.З., Лихникевич Е.Г., Пермякова Н.А. // Труды Кольского научного центра РАН. Химия и материаловедение. — 2018. — № 2. — С.118-121
2. Комплексные технологии обогащения и переработки бедных труднообогатимых руд черных металлов / Ануфриева С.И., Кызды М.В, Соколова В.Н, Чепрасов И.В., Курков А.В. // Материалы международной научно-практической конференции «Современные тенденции в области теории и практики добычи и переработки минерального и техногенного сырья». Екатеринбург, 2019. — С.170-174.
3. Выбор метода комплексной переработки железных руд Серовского месторождения / Кызды М.В., Астахова Ю.М., Броницкая Е.С., Ануфриева С.И., Гришаев Г.С. // Разведка и охрана недр. М., 2019. — №6 — С. 31-48
4. Обоснование способа дезинтеграции труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья / Шадрюнова И.В., Колодежная Е.В., Артамонов А.В., Горлова О.Е. // Прогрессивные методы обогащения и комплексной переработки природного и техногенного минерального сырья (Плаксинские чтения-2014): материалы международного совещания. Москва, 2014. — С.105-110.

ЭКОЛОГО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПРОБЛЕМЫ ПЕРЕРАБОТКИ ТЕХНОГЕННЫХ ОТХОДОВ

Рубановская С.Г., Джагаева М.С.

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Северо-Кавказский горно-металлургический институт (государственный технологический университет)», г. Владикавказ, Республика Северная Осетия-Алания, Российская Федерация, e-mail: senpoli@rambler.ru, codieum@ambler.ru

Стремление к экономическому росту ведет за собой непропорционально высокое увеличение производственных отходов. В РФ происходит непрерывный рост образования отходов, при этом за 9 лет их количество выросло на 51,8%. Валовой внутренний продукт РФ в текущих ценах в исследуемый период увеличился на 42,4%. Таким образом, прирост образования отходов на 10% опережает прирост ВВП.

Ecological and economic problems of technogenic waste processing

Rubanovskaya S.G., Dzhabaeva M.S.

The pursuit of economic growth leads to a disproportionate increase in production waste. In the Russian Federation, there is a continuous increase in waste generation, while over 9 years their amount has grown by 51.8%. The gross domestic product of the Russian Federation in current prices in the study period increased by 42.4%. Thus, the increase in waste generation is 10% ahead of GDP growth.

Стремление к экономическому росту ведет за собой непропорционально высокое увеличение производственных отходов. Происходит это в основном, из-за несовершенства технологических процессов. Поэтому из всего объема добываемого минерального сырья 90–95% - это отходы. На рисунке 1 сопоставлены динамики образования отходов в Российской Федерации (РФ) и валового внутреннего продукта (ВВП) РФ в 2010 – 2019 гг.

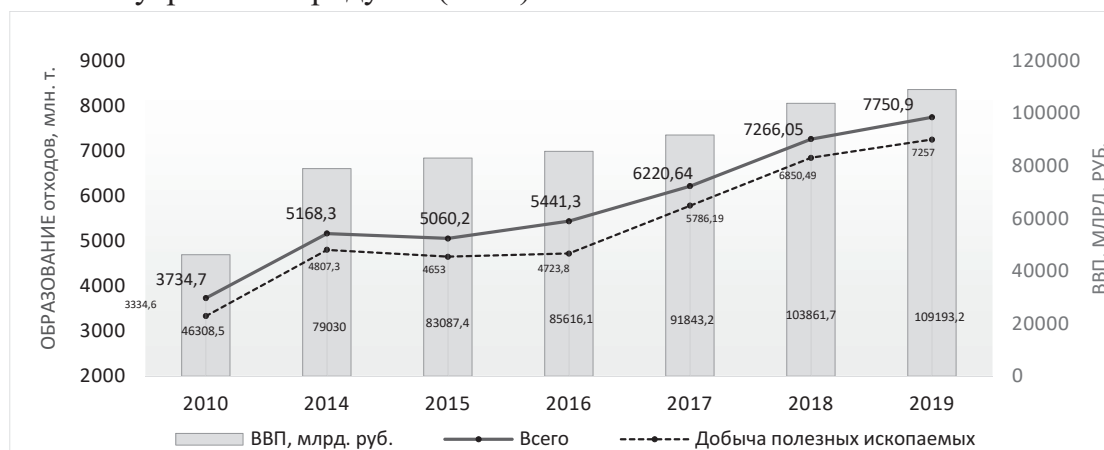


Рисунок 1. Динамика образования отходов в РФ и динамика ВВП РФ (в текущих ценах) [1] в 2010 по 2019 гг.

Динамические данные (рисунок 1) свидетельствуют о том, что в РФ происходит непрерывный рост образования отходов, при этом за 9 лет их количество выросло на 51,8%, и в 2019 г. общее количество образовавшихся отходов достигло 7750,9 млн. т. Валовой внутренний продукт РФ в текущих ценах в исследуемый период увеличился на 42,4%. Таким образом, прирост образования отходов на 10% опережает прирост ВВП.

Стоит отметить, что львиную долю в общем количестве образовавшихся отходов составляют отходы горнодобывающей промышленности, поскольку известно, что, например, на 1 т получаемого металла может уходить от 5 до 1000 т руды.

На рисунке 2 приведена структура образования и утилизации отходов в разрезе видов экономической деятельности в 2019 г.

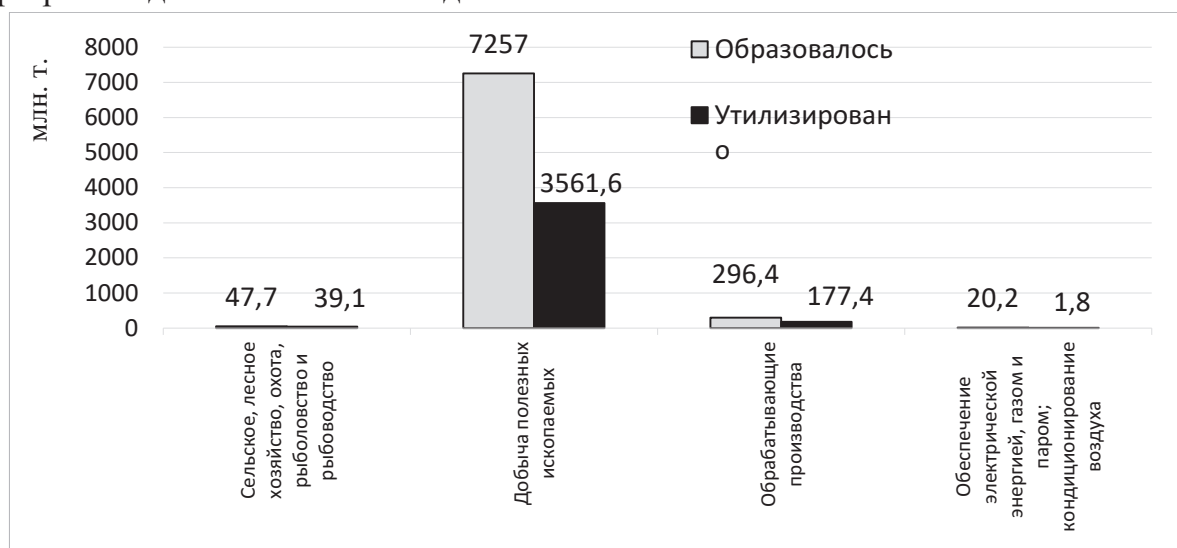


Рисунок 2. Структура образовавшихся и утилизированных отходов в разрезе основных видов экономической деятельности в 2019 г.

Из приведенных данных (рисунок 1 и рисунок 2) следует, что на долю вида экономической деятельности «Добыча полезных ископаемых» приходится более 93,6% всех образовавшихся отходов в РФ. Предприятия, относящиеся к виду деятельности «Перерабатывающая промышленность» поучили в 2019 г. 3,8% всего объема отходов. Сельское хозяйство и смежные виды деятельности – 0,6%. Самым малоотходным видом деятельности по итогам 2019 г. является деятельность «Обеспечение электрической энергией, газом и паром», ее доля в общей структуре образовавшихся отходов – 0,26%.

На графике (рисунок 2) также приведены объемы утилизации отходов в разрезе видов экономической деятельности. Согласно приведенным данным наиболее утилизируемыми в настоящее время являются отходы сельского

«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья»

хозяйства, доля их утилизации составляет 82%. Утилизируемость отходов обрабатывающих производств составила почти 60%. Горно-добывающая промышленность перерабатывает свои отходы на 49%. К наименее утилизируемым относятся отходы энерго- и ресурсоснабжающих предприятий – 9,0%, однако в силу малоотходности их производств, особенно в сравнении с добывающей промышленностью, эти количества незначительны.

Таким образом, наибольшего внимания заслуживают отходы горно-добывающей промышленности. Более 50% этих отходов остаются не переработанными и аккумулируются на промплощадках или захораниваются, нанося вред окружающей природной среде. В 2019 г. количество отходов, образовавшихся при добычи полезных ископаемых, переданных на хранение, составило 2481,2 млн. т, а количество захороненных отходов – 1149,43 млн. т [2]. При этом, согласно, официальной статистике[3] в 2019 г. только 0,2 т. захороненных отходов относилось к 1 классу чрезвычайно опасных и токсичных; 2 т – 2 класс опасности, 234 т – 3 класс опасности; остальные отходы – это малоопасные нетоксичные, относящиеся к 4 и 5 классам опасностей.

Переработка отходов, содержащих экологически опасные вещества, например, тяжелые металлы, в большинстве случаев, затруднена не столько по технологическим и техническим, сколько по экономическим причинам. В состав таких техногенных отходов могут входить не только горные породы, отходы обогащения, но и отходы перерабатывающей промышленности (металлургии, энергетики и др.): золы, пыли, шлаки и шламы. В связи с этим отходы горно-металлургического комплекса, содержащие значительные количества различных элементов (в том числе и токсичных металлов), являются существенным загрязнителем окружающей среды. Поэтому возникает необходимость вовлечения техногенных отходов в технологический процесс не только самого предприятия, но и других организаций путем передачи им отходов на обезвреживание и их дальнейшую переработку. Это приводит к частичному сокращению используемого первичного сырья, за счет рекуперации отходов, и к снижению объемов их размещения на конкретном предприятии.

Несмотря на очевидную необходимость переработки техногенных отходов, существует немало факторов, препятствующих их активному вовлечению в промышленный оборот. К их числу относятся:

1. Отсутствие стандартов и методов оценки качества техногенного сырья и вторичной продукции на его основе, в том числе их экологической безопасности;
2. Сложность согласования действий с собственником техногенных отходов по передаче отходов на переработку;

3. Высокая стоимость продукции на основе техногенного сырья за счет:
 - сложных капиталоемких технологий;
 - высокой цены на техногенные отходы, устанавливаемой предприятиями-загрязнителями;
 - обязанности возмещения ущерба от новых источников загрязнения окружающей среды в результате производственной деятельности отходоперерабатывающего предприятия.
4. Отсутствие действенной системы государственной поддержки и законодательной базы.

Список использованных источников

1. Федеральная служба государственной статистики. Официальный сайт [Электронный ресурс]. Режим доступа: <https://rosstat.gov.ru/>
2. О состоянии и об охране окружающей среды Российской Федерации в 2019 году. Государственный доклад. — М.: Минприроды России; МГУ имени М.В. Ломоносова, 2020. — 1000 с.
3. Охрана окружающей среды в России - 2020 г. [Электронный ресурс]. Режим доступа: https://gks.ru/bgd/regl/b20_54/Main.htm

ЗАГРЯЗНЕНИЕ ПОЧВ СЕЛИТЕБНОЙ ЗОНЫ Г. ВЛАДИКАВКАЗ ТЯЖЁЛЫМИ МЕТАЛЛАМИ И МЕТОДЫ ИХ РЕКУЛЬТИВАЦИИ

Гриднев Е.А., Цгоев Т.Ф.

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Северо-Кавказский горно-металлургический институт (государственный технологический университет)», г. Владикавказ, Республика Северная Осетия-Алания, Российская Федерация, *e-mail: gridnev-1@list.ru*

Загрязнение почв селитебной зоны тяжелыми металлами представляет опасность для здоровья ее жителей, поэтому необходима биозащита территории, с помощью специальных видов растений, активно поглощающих тяжелые металлы из почвы. При этом используется стимуляция поглощения с помощью «Биомоса-Т».

Soil contamination of the residential zone of Vladikavkaz with heavy metals and methods of their reclamation

Gridnev E.A., Tsgoiev T.F.

Contamination of the soils of the residential zone with heavy metals poses a danger to the health of its inhabitants, therefore, biological protection of the territory is necessary with the help of special species of plants that actively absorb heavy metals from the soil. Using *Biomos-T*, a heavy metal absorption stimulator.

Город Владикавказ является столицей Республики Северная Осетия-Алания. Основан в 1784-м году, а городской статус получил в 1860 году. На сегодняшний день занимает территорию в 291 км², численность жителей, на период 2019 г. по данным Росстата РФ составляет 304,9 тыс. человек.

Исторически ситуация сложилась таким образом, что все крупные промышленные предприятия города, в том числе два самых крупных металлургических завода, находятся в промышленной зоне, а селитебная часть представлена новыми жилыми районами. При этом общая площадь озеленения города составляет 4,8 км², при норме 11,52 км², то есть озеленение в 2,4 раза меньше нормы [1].

Выбросы и пыль от промышленных предприятий, содержащая тяжелые металлы (в основном цинк и свинец), загрязняют территории, прилегающие к промышленной зоне города. Следует особо подчеркнуть опасность цинка и свинца, так как в соответствии с Санитарно-эпидемиологическими правилами и нормативами [2], свинец и цинк относятся к I классу опасности химических загрязняющих веществ. Наряду с этим, цинк участвует в ряде биохимических процессов в организме человека, поэту есть даже определённая потребность в нём [3]. Недостаток цинка в организме приводит к его функциональным нарушениям, в то же время превышение дозы в 6 г может привести к летальному исходу.

Потребность в свинце в организме человека отсутствует. При отравлении свинцом, в первую очередь страдают такие жизненно важные системы человека, как кроветворная, нервная и выделительная [4]. ПДК цинка в почве населённых мест, на сегодняшний день, составляет 23 мг/кг, а свинца - 32 мг/кг [5]. По имеющимся литературным данным, на территории г. Владикавказа, расположены участки территории с превышением ПДК по содержанию свинца и цинка, в том числе и в районе селитебной зоны [6].

Процессы самовосстановления почвы, загрязненной тяжелыми металлами, происходят достаточно медленно, в результате естественных процессов выщелачивания, дефляции и эрозии, что в большой степени зависит от почвенного фактора [7]. При этом значительно ухудшается качество самой почвы, ее структурность, водопроницаемость и водно-воздушный режим [8], значительно снижая плодородие. Поэтому, для обеспечения экологической безопасности селитебной зоны города, необходима организация более оперативных почвозащитных мероприятий, путем создания биозащиты, с использованием приемов зеленого строительства.

Тяжелые металлы обычно бывают представлены двумя формами: неподвижной (связанной), в виде малорастворимых или нерастворимых солей и подвижной (ионной), которая и представляет основную опасность для живых

организмов, так как хорошо проникает, как в корни растений, так и в кровь человека и животных. Поэтому для создания биологической защиты селитебной зоны должны быть выбраны травянистые растения и древесные породы, которые наиболее активно поглощают своей корневой системой подвижную форму тяжелых металлов, в частности цинка и свинца, накапливая их в своих тканях. Таким образом, они как бы «откачивают» и депонируют тяжёлые металлы в своих вегетативных тканях.

Таковыми растениями являются представители рода Армерия (*Armeria*), которых насчитывается более 100 видов, многие из которых имеют привлекательный, декоративный вид. Эти растения активно поглощают оба металла - и цинк, и свинец, также, как и одуванчик лекарственный (*Taraxacum officinale*) и полынь обыкновенная (*Artemisia vulgaris*), хотя последние менее декоративны. Помимо травянистых растений могут быть использованы и древесные породы. В частности, каштан конский (род *Aesculus*) и липа сердцевидная (*Tilia cordata*) - крупные деревья, с красивыми соцветиями и плодами, имеющими целебные свойства, а главное - активно поглощающие из почвы цинк и свинец. Не менее активен в этом отношении и тополь чёрный (*Populus nigra*), но при цветении, эта порода даёт много летающего пуха, который часто вызывает аллергические реакции, поэтому для использования в качестве элементов озеленения города он не подходит.

Следует отметить тот факт, что помимо поглощения тяжелых металлов из почвы (фитоэкстракции) эти два вида древесных пород, могут достаточно хорошо задерживать большое количество пыли, также же содержащей тяжелые металлы.

Активное озеленение территории города до требуемой нормы 11,52 км² (что составляет 4% от общей городской площади), поможет улучшить микроклимат, в первую очередь, селитебной зоны, и обеспечит, тем самым, надежную биозащиту жителей города Владикавказа.

Современная техника позволяет осуществлять озеленение крупномерами, то есть взрослыми деревьями, которые сразу же после того, как они принялись, начинают выполнять свои защитные функции, что не требует ожидания формирования зрелых зеленых насаждений в течение многих лет.

Общий принцип рекультивации загрязненных почв и формирования биозащиты селитебной зоны заключается в следующем:

- 1) подготавливается участок, выбранный для посадки специально подобранных видов и пород растений, способных ассимилировать тяжелые металлы, с учетом современных требований к ландшафтному планированию;

- 2) с учетом сезона года, производится посадка травянистых растений, с обязательным условием того, что в первые 3-4 года зелёная масса, до момента

вызревания семян, будет скашиваться и вывозиться на санкционированный полигон ТКО, так как в ней будет накоплено значительное количество тяжелых металлов;

3) с учетом сезона года, производится посадка крупномеров: каштана конского и липы сердцевидной, так же с учетом современных требований к ландшафтному планированию;

4) ежегодно, в весенний период, проводится обработка почвы препаратом «Биомос-Т».

Следует отметить, что «Биомос-Т» не является ксенобиотиком, поэтому не представляет угрозы загрязнения окружающей среды. Преимущество этого препарата заключается в том, что он производится из отходов растительного сырья и способствует активизации процессов перевода связанных (неподвижных) форм тяжелых металлов в подвижную форму, тем самым ускоряя поглощение цинка и свинца растениями.

По многочисленным литературным данным, оптимальной является дозировка в количестве 1 г/кг «Биомоса-Т» для поглощения 60-80% тяжелых металлов из почвы. Таким образом, в течение нескольких лет можно довести содержание тяжелых металлов в открытых почвах селитебной зоны г. Владикавказа до значений ПДК.

Список использованных источников

1. Кулаева Н.Ю. Экологическая оценка и оптимизация зеленых насаждений в условиях Северной Осетии-Алании (на примере г. Владикавказа), диссертация на соискание уч. степени к.с.-х.н., Владикавказ, 2009
2. Санитарно-эпидемиологические правила и нормативы «Санитарно-эпидемиологические требования к качеству почвы. СанПиН 2.1.7.1287-03», введенные 15.06.2003
3. Скальный А.В. Цинк и здоровье человека. - РИК ГОУ ОГУ, М., 2003
4. Отравление свинцом и здоровье. Информационный бюллетень № 379 ВОЗ. Октябрь 2014
5. Методические указания «Гигиеническая оценка качества почвы населенных мест. Методические указания. МУ 2.1.7.730-99» (утв. 07.02.1999 г.)
6. Трошак С.А. Природно-техногенный комплекс РСО-Алания и его влияние на экологическую безопасность региона /диссертация на соискание ученой степени кандидата геолого-минералогических наук /, Владикавказ, 2002
7. Алборов И.Д., Гриднев Е.А., Мамедов М.М., Хант-Магомедов Р.М. К вопросу защиты селитебной зоны города Владикавказа от загрязнения тяжелыми металлами, Вестник МАНЭБ. 2019. Т. 24. № 4. С. 25-29.
8. Гришина Л.Г. Биологическая активность почв и скорость деструкционных процессов / Л.Г. Гришина, Г.Н. Копчик, И.В. Сапегина // Влияние атмосферного загрязнения на свойства почв. – М.: Изд-во МГУ, 1990. – С. 81–94.

**УПРАВЛЕНИЕ ПАРАМЕТРАМИ ПРОИЗВОДСТВЕННОГО
ПОТЕНЦИАЛА ГОРНОГО ПРЕДПРИЯТИЯ ПРИ ОТРАБОТКЕ
ТЕХНОГЕННЫХ ЗАПАСОВ**

Камбердиева С.С., Хетагурова И.Ю.

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Северо-Кавказский горно-металлургический институт (государственный технологический университет)», г. Владикавказ, Республика Северная Осетия-Алания, Российская Федерация, *e-mail: Khetagurva@rambler.ru*

В статье приводятся доказательства того, что проблеме обеспечения ресурсной базы горных предприятий регионов Северного Кавказа способствует учет гибкости развития параметров производственного потенциала за счет некондиционного для традиционных технологий минерального сырья.

Management of the parameters of the production potential of a mining enterprise during the development of man-made reserves

Kamberdieva S.S., Khetagurova I. Yu.

The article provides evidence that the problem of ensuring the resource base of mining enterprises in the regions of the North Caucasus is facilitated by taking into account the flexibility of the development of its production potential at the expense of non-standard mineral raw materials for traditional technologies.

Обеднение запасов месторождений, связанное с длительной эксплуатацией, ухудшением горно-геологических условий отработки полезных ископаемых и др. обстоятельствами уменьшает объемы добычи. Горные предприятия не всегда обладают возможностями реагировать на изменение конъюнктуры на рынке, подвижность цен на минеральное сырье и продукты его переработки [1-4].

Горные предприятия могут устойчиво и эффективно функционировать в рыночной экономике, но обеспечение таких возможностей требует разработки научных положений о функционировании механизма управления параметрами производственного потенциала, ориентированного на процессы активизации производства.

Управление параметрами потенциала горного предприятия – способность без коренного изменения основных фондов осуществлять добычу определенного количества руды с таким качеством – содержанием металлов в концентрате, которое обеспечит его устойчивое положение в рыночной внешней среде.

В качестве глобальной цели горнодобывающего комбината рассмотрены процессы активизации отработки минерально-сырьевых ресурсов и комплексное освоение месторождения полезных ископаемых. Сравнительная оценка его

возможностей по освоению минерально-сырьевой базы и переработки сырья определяется технически доступными вариантами производственной структуры с затратами основных видов ресурсов.

Целью исследования является установление закономерностей влияния технологических параметров на перечень и значения количественных и качественных характеристик материальных потоков, а также основных технико-экономических показателей использования ресурсов.

Она достигается путем анализа вариантов освоения месторождений с использованием перспективных горнотехнических возможностей, синтеза оптимальных структур технологических схем переработки и выбора возможных направлений природоохранной деятельности с применением модели перспективного планирования рационального использования недр [5-6].

В результате системного анализа исследуемых процессов нами выбран генеральный критерий оптимизации – затраты на выпуск продукции свинцово-цинковых концентратов.

Вопросы активизации использования минерально-сырьевых ресурсов и управление параметрами производственного потенциала сведены в группу «затраты - извлечение». Ограниченность минеральных ресурсов горного производства требует оптимизации соотношения затрат и прибыли с учетом максимально возможного выхода продукта при достижении определенного уровня рентабельности. Критерием оценки использования производственного потенциала предприятия является максимум извлекаемой ценности из единицы балансовых запасов.

В качестве факторов управления производственными процессами нами выделены: цена продукции, величина производственного потенциала горного производства и его финансовая устойчивость. Целью организации является достижение долгосрочной устойчивости. Одной из составляющих целей устойчивости является получение прибыли в размере, достаточном для постоянного наращивания и поддержания стратегического потенциала горного предприятия. Проверка на организационно-экономическую устойчивость и ее использование в качестве основной цели позволяет проводить отбор только тех вариантов будущего, которые могут реально существовать.

Для изучения подцелей, из которых складывается организационно-экономическая устойчивость предприятия, воспользуемся IDEF0 – методологией, являющейся составной частью методологии SADT.

Организационно-экономическая устойчивость складывается из своевременного достижения трех подцелей: продление жизненного цикла предприятия, обеспечение адаптации предприятия и установление гибкого

соотношения баланса между этими подцелями. Различие между самосохранением и адаптацией предприятия проявляется в степени изменения состояния запасов минерально-сырьевых ресурсов и ситуации на предприятии, которые оно способно эффективно парировать.

Нами предлагается провести исследования по трем классификационным направлениям факторов, формирующих управление процессами развития производственно-экономического потенциала предприятия: управление ценовым механизмом, управление производственным потенциалом, управление финансовой устойчивостью.

Для детального представления содержания процессов управления развитием производственного потенциала горного предприятия с учетом имеющейся практики рыночных отношений России и зарубежного опыта целесообразно выделить классификационные признаки, которые достаточны для определения принципиальных основ механизма управления гибким развитием производственного потенциала предприятия.

Результаты. Систематизированы признаки адаптации и гибкого развития производственного потенциала, определяющие стратегические цели деятельности предприятия. Предложен интегральный показатель гибкого развития производственного потенциала горнодобывающего предприятия и структурно-иерархическая схема его формирования. Сформулирован метод расстановки приоритетов при учете влияния коэффициентов при расчете интегрального показателя использования минерально-сырьевых ресурсов.

Разработана модель координации и регулирования производственного потенциала для описания адаптированного реагирования системы на внутреннее и внешнее воздействие среды. Приведены сведения о возможности восстановления горного производства путем добычи металлов из некондиционных для традиционных технологий запасов. Выполнена экономическая оценка проекта конверсии технологий. Показано, что возрождение рентабельного производства металлов возможно на основе комбинирования традиционной технологии с новыми технологиями выщелачивания.

Список использованных источников

1. Ролдугин А.А., Рыжова Л.П. Проблемы горнодобывающей промышленности. В сборнике: Молодые - Научкам о Земле. Материалы IX Международной научной конференции молодых ученых. Москва, 2020. С. 80-83.
2. Шульгатый Л.П., Хетагурова Т.Г., Шелкунова Т.Г., Чельдиева З.К. Стратегия экономического развития горнодобывающей отрасли Юга России. Научный вестник Южного института менеджмента. 2016. № 1. С. 8-13.
3. Хетагурова И.Ю., Хетагурова Т.Г., Таймазов А.С. Проблемы инвестиционной привлекательности горных территорий. В сборнике: Приоритетные направления

- инновационной деятельности в промышленности. сборник научных статей по итогам девятой международной научной конференции. Казань, 2020. С. 151-152.
4. Голик В.И., Дмитрак Ю.В., Габараев О.З., Стадник Д.А. Резерв повышения эффективности разработки маломощных рудных месторождений. Известия Томского политехнического университета. Инжиниринг георесурсов. 2020. Т. 331. № 9. С. 63-69.
 5. Ермишина Е.Б., Разоренов Ю.И., Чельдиева З.К., Хетагурова Т.Г. Перспективные направления выживания горных предприятий в условиях кризиса. В сборнике: Социально-экономические проблемы Южного макрорегиона. Сборник научных трудов. Краснодар, 2017. С. 55-63.
 6. Голик В.И., Комащенко В.И., Ачкасов Е.Е. Природоохранные технологии, обеспечивающие ресурсосбережение и эколого-экономические показатели горного производства. Москва, 2020.

ОСОБЕННОСТИ СЕЛЕКЦИИ КАЛЬЦИЙСОДЕРЖАЩИХ МИНЕРАЛОВ ПРИ ФЛОТАЦИИ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ

Киенко Л.А., Воронова О.В.

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела
Дальневосточного отделения Российской академии наук (ИГД ДВО РАН),
г. Хабаровск, Российская Федерация, *e-mail: kienkola@rambler.ru*

В работе дана характеристика состава и обогатимости отходов переработки флюоритовых руд Приморья. Обозначены основные факторы, влияющие на селективность флотации. Установлена возможность получения концентратов, содержащих 93,2-94,2% CaF_2 с удовлетворительным извлечением флюорита из шламообразного сырья.

Features of selection of calcium-containing minerals during flotation of technogenic raw materials

Kienko L.A., Voronova O.V.

In the paper the characteristic of the composition and enrichability of waste from processing fluorite ores of Primorye is given. The main factors influencing the selectivity of flotation are indicated. The possibility of obtaining concentrates containing 93.2-94.2% CaF_2 with satisfactory extraction of fluorite from the sludge-like raw materials has been established.

При флотационном обогащении карбонатно-флюоритовых руд качественные концентраты могут быть получены только при условии селективного разделения близких по флотационным свойствам минералов – флюорита и кальцита. Схемой переработки при этом, как правило, предусматривается ряд технологических приёмов, направленных на повышение

контрастности физико-химических свойств этих минералов.

С целью селективной флотации флюорита при обогащении тонковкрапленных карбонатно-флюоритовых руд Вознесенского рудного района (ВРР), являющегося сырьевой базой Ярославской горнорудной компании (ЯГРК), в отдельные периоды работы предприятия использовались различные варианты технологии. При этом получения высоких показателей по извлечению флюорита достичь не удавалось, что обусловлено структурно-текстурными особенностями рудного сырья и, прежде всего, тесным взаимным проращением минеральных компонентов. Несмотря на тонкое измельчение руд, часть зёрен флюорита оставалось не до конца раскрытой и в виде сростков с другими минералами и тонких шламов терялось с хвостами флотации [1].

В период, предшествующий остановке ЯГРК на реконструкцию (сентябрь 2013 года), резко возросли затраты на добычу руды, что было обусловлено необходимостью проведения большого объёма вскрышных работ. Одновременно существенно снизилось качество руд. При этом объёмы накопленных отходов обогатительного передела, по предварительным оценкам составляли не менее 30 млн. тонн. Опробование массива хвостохранилища предприятия показало, что среднее содержание CaF_2 в основных доступных зонах, составляет 17-19%, в шламовых массивах 11,6-13,2%. Решение проблемы дефицита рудного сырья за счёт организации вторичной переработки хвостов предприятия представляется в сложившейся ситуации наиболее перспективным направлением.

Поиск эффективных способов обогащения техногенного сырья остается одной из самых сложных научно-технических, экономических и экологических проблем [2, 3].

Измельчённая рудная масса, прошедшая стадию флотационного обогащения с обработкой реагентами, подвергаясь в процессе хранения контактам с воздушной и водно-солевой средой хвостохранилищ приобретает особые свойства.

Поверхностный слой большей части минеральных частиц приобретает экранирующие покрытия, препятствующие нормальному протеканию физико-химических процессов.

Для решения проблемы необходимо было проведение комплекса дополнительных исследований, включающих в себя:

1. Оценку гранулометрической и минералогической характеристики хвостов, степени взаимного проращения компонентов.

2. Определение оптимальных физико-химических характеристик пульпы, которые обеспечивают условия для снижения активности реагентных комплексов, оставшихся от первичного этапа переработки и вторичных

поверхностных образований [4].

3. Установление дисперсно-шламовых параметров во флотационных операциях, определяющих эффективность взаимодействия между минеральными компонентами, жидкой фазой и реагентами.

Результаты изучения гранулометрического состава проб техногенных хвостов с применением лазерного прибора для измерения частиц ANALIZETTE 22 немецкой фирмы FRITSCHE, графически представлены на рисунке. При этом показано, что даже относительно крупный материал основного массива хвостохранилища, представленный пробой ХВФ-5 содержит свыше 80% частиц размером менее 45 мкм и 44,3% фракции менее 20 мкм.

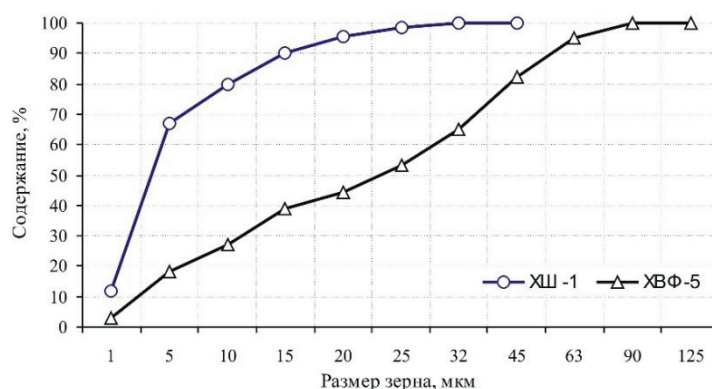


Рисунок. Гранулометрическая характеристика материала техногенных хвостов, отобранных в различных зонах хвостохранилища

В пробе ХШ-1, отобранной в зоне концентрации наиболее тонкого материала, практически все зёрна представлены тончайшими шламами. Содержание класса размером менее 10 мкм составляет свыше 80%.

По имеющейся на предприятии информации количество такого материала может составлять 20-25% общего объёма запасов хвостохранилища. Изучением минералогических характеристик техногенных хвостов пробы ХВФ-5 было установлено, что чистые зерна флюорита в них практически отсутствуют. Исследования показали, что измельчение до крупности, соответствующей содержанию частиц размером менее 45 мкм – 95-97% (70-75% класса ≤ 20 мкм) позволяет достичь раскрытия большей части частиц флюорита и существенного обновления поверхностных слоёв минералов. При этом полученный материал представляет собой массу тонких шламов.

Обработка в мельнице шламового материала, представленного пробой ХШ-2 необходима с целью воздействия на их поверхность, снятия экранирующих покрытий.

Как известно для повышения эффективности флотации тонких частиц необходимо соблюдение особых плотностных параметров пульпы [5]. Шламовые

продукты, обладают повышенной адсорбционной ёмкостью, малым весом частиц и очень большим их количеством. Для селективного их разделения необходимо разжижение пульпы до величины, обеспечивающей минимальную сегрегацию частиц.

Исследования показали, что в процессе флотации пробы ХШ-1 с содержанием CaF_2 11,56%, CaCO_3 12,57% удовлетворительного уровня селективности удалось достичь при плотности пульпы в основной флотации 12-14%. Обогащение по схеме, включающей в себя предварительную обработку материала в мельнице в течение 25 минут, основную флотацию, 6-8 перечисток пенного продукта, в открытом цикле, позволило выделить концентраты, с массовой долей в них CaF_2 93,21-94,17% и извлечением флюорита, соответственно, 50,9-47,7%.

Эксперименты на более зернистом материале основного массива хвостохранилища (проба ХВ-5) с массовой долей в нём CaF_2 – 18,24%, CaCO_3 – 11,51% показали возможность получения существенно более высоких результатов (извлечение флюорита в концентраты с содержанием CaF_2 93,27-95,4%, до 58,88%).

Однако селективный забор техногенного материала из хвостохранилищ компании в рамках технологии готовящегося проекта вряд ли может быть гарантирован. Поэтому необходима оценка возможности совместной переработки сырья различного дисперсно-шламового состава.

В таблице представлены оптимальные результаты выделения концентратов, из шихты хвостов основного массива и шламовой зоны.

Таблица. Показатели флотации шихты техногенных хвостов

Продукт	Выход, %	Содержание, %		Извлечение CaF_2 , %	Технологический режим
		CaF_2	CaCO_3		
Концентрат 8 перечистки	8,85	94,17	0,37	52,19	ХВФ-5 + ХШ-1 (2:1) Время основной флотации 12 мин.
Концентрат 7 перечистки	9,6	93,25	0,51	56,06	
Концентрат 6 перечистки	10,42	92,14	0,96	60,13	
Хвосты	60,93	3,29	7,25	12,55	
Питание	100	15,97	11,85	100	

Примечание:

Время измельчения – 40 мин., содержание SiO_2 в концентрате 8 перечистки – 1,59%

Выделенные концентраты не отвечают требованиям на высокосортные флюоритовые концентраты, имеющие в настоящее время повышенный спрос при производстве криолита и других отраслях, использующих плавиковую кислоту и

соли фтора. Вместе с тем, по качественному составу они существенно выше, чем концентраты, выпускаемые предприятием ранее, в период работы его на рудном сырье.

Полученные результаты представляют большой практический интерес, т.к. могут послужить основой для разработки технологии вторичного использования техногенного сырья ЯГРК и позволят решить вопрос дефицита рудного сырья на предприятии.

Список использованных источников

1. Киенко Л.А., Саматова Л.А., Воронова В., Кондратьев С.А. К проблеме снижения температуры флотации при обогащении карбонатно-флюоритовых руд // ФТПРПИ – 2010. – № 3. – С. 97-104.
2. Бармин И.С., Морозов В.В. Совершенствование технологии обогащения лежалых хвостов Ковдорского ГОКа // Материалы XXIV международной конференции «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья». Екатеринбург. – 2020. – С. 37-41.
3. Броницкая Е.С., Кыджи М.В., Сычева Н.А., Ануфриева С.И., Гришаев Г.С. Предварительная оценка возможности применения методов глубокого обогащения для переработки техногенного железосодержащего сырья // Материалы международной конференции «Инновационные процессы комплексной переработки природного и техногенного минерального сырья» (Плаксинские чтения). Апатиты. – 2020. – С. 284-285.
4. Киенко Л.А., Воронова О.В., Кондратьев С.А. Исследование перспектив вторичной переработки хвостов обогащения карбонатно-флюоритовых руд Ярославской горнорудной компании // ФТПРПИ. 2017. – № 1. – С. 158-164.
5. Классен В.И., Недогоров Д.И., Дебердеев И.Х. Шламы во флотационном процессе. – М.: Недра, 1969. – 160 с.

**КОНЦЕНТРИРОВАНИЕ МИКРОПРИМЕСЕЙ ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ
ПЫЛЕЙ ОБЖИГА НИКЕЛЕВОГО КОНЦЕНТРАТА
АО «КОЛЬСКАЯ ГМК»**

Арешина Н.С., Касиков А.Г., Дрогобужская С.В.

Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья
имени И.В. Тананаева - обособленное подразделение Федерального государственного
бюджетного учреждения науки Федерального исследовательского центра «Кольский
научный центр Российской академии наук», г. Апатиты, Российская Федерация,
e-mail: n.reshina@ksc.ru

Изучено распределение платиновых металлов, серебра, селена и теллура при гидрометаллургической переработке пылей от обжига никелевого концентрата. Предложены методы концентрирования и извлечения микропримесей с целью снижения их потерь и получения дополнительной продукции.

Concentration of trace impurities during processing of dusts from roasting nickel concentrate of Kola MMC

Areshina N.S., Kasikov A.G., Drogobuzhskaya S.V.

The distribution of platinum metals, silver, selenium and tellurium during hydrometallurgical processing of dusts from roasting nickel concentrate has been studied. Methods for the concentration and extraction of micro-impurities in order to reduce their losses and obtain additional products are proposed.

На комбинате «Североникель» АО «Кольская ГМК» в 2018 году введен в эксплуатацию участок переработки свинецсодержащих пылей рафинировочного цеха.

К настоящему времени отработаны оптимальные условия извлечения свинца, что позволило исключить оборотную пирометаллургическую переработку пылей, сопровождающуюся повышением содержания свинца в продуктах основной технологии [1].

Анализ, проведенный с применением методов масс-спектрометрии, показал, что поступающие на переработку пыли от обжига никелевого концентрата в печах КС, помимо свинца, содержат халькогены, серебро, а также платиновые металлы. Кроме того, эти элементы в различных количествах присутствуют практически во всех продуктах переработки и растворах, в связи с чем актуальная задача определения условий их концентрирования.

Установлено, что серебро при водном выщелачивании концентрируется не извлекается, в то время как последующее хлоридное выщелачивание свинца сопровождается переходом в раствор, в зависимости от хлоридного фона, 3 - 18% Ag.

Учитывая, что на стадии получения свинцовистого кека серебро соосаждается со свинцом [2], исследовано влияние дополнительного введения CaCl_2 или кислот для получения более богатого по серебру продукта.

Подача CaCl_2 привела к образованию кека, загрязненного сульфатом кальция и непригодного к переработке, а подкисление раствора позволило повысить извлечение серебра не более, чем до 32%.

Попытка количественно сконцентрировать серебро в твердой фазе за счет создания восстановительной среды привела к существенному снижению извлечения свинца.

Таким образом, водный раствор хлорида натрия является оптимальным реагентом, обеспечивающим эффективное извлечение свинца и минимальный переход серебра в раствор. При этом на установке получены свинцовистые кеки, содержащие 5.05 – 10.70 мас.% Ag, что препятствует дальнейшей реализации

этого продукта.

Для извлечения серебра из кеков применяли выщелачивание с использованием концентрированных растворов сульфита натрия, который, в отличие от серебра, не образует растворимых сульфитокомплексов со свинцом.

Экспериментально определены оптимальные условия сульфитного выщелачивания: при концентрации сульфит - иона 125 г/л, температуре 35°C и Т:Ж ≥1:20 степень извлечения серебра превысила 90%, что является достаточно высоким показателем отделения этого элемента от свинцовистой фазы.

В ходе укрупненных испытаний из раствора, содержащего 1.65 г/л серебра, обработкой сульфидом натрия осажден концентрат, содержащий 74.1 мас.% Ag.

На стадии водного выщелачивания в остатке концентрируется не только основная часть серебра, но также селен и платиновые металлы, в то время как теллур частично выщелачивается, образуя растворы, содержащие до 1 г/л этого элемента.

Для извлечения селена из остатка проводили его сульфитное выщелачивание ($CSO_3^{2-} = 125$ г/л, $\tau = 1$ час), после чего в результате охлаждения и отстаивания получен богатый селеновый концентрат.

Содержание элементов в остатке водного выщелачивания, а также после предварительного отделения селена приведено в таблице 1, рентгенофазовым анализом установлено, что основной фазой в нем является оксид никеля (II).

Таблица 1. Содержание элементов в остатке водного выщелачивания (1) и остатке сульфитного выщелачивания селена (2)

№	Содержание элементов, г/т									
	Se	Te	Rh	Ru	Ir	Os	Pt	Pd	Au	Ag
1	6.2	537	4.035	7.75	2.47	13.9	2.00	11.35	0.350	1964
2	<0.01	572	4.285	7.45	2.52	13.1	1.45	9.0	0.135	2030

С целью исключения потерь благородных металлов остаток рекомендовано направлять на пирометаллургическую переработку в один из процессов основной технологии, однако целесообразно изучение возможности его совместной переработки с другими остатками на основе оксида никеля.

Согласно технологической инструкции раствор водного выщелачивания, содержащий теллур, направляется на стадию осаждения свинцовистого кека. Анализ показал, что теллур также частично соосаждается на сульфате свинца, что отрицательно влияет на извлечение из продукта серебра вследствие образования халькогенидов.

Исследована возможность предварительной сорбционной очистки фильтратов водного выщелачивания и показано, что сорбция на хелатообразующем катионите Purolite S910 обеспечивает достаточно глубокое

извлечение теллура, однако эффективную десорбцию и регенерацию ионита обеспечить не удалось.

Изучена цементация теллура на модельных и реальных растворах и установлено, что цементация на никелевом порошке, в качестве которого применяли продукт комбината «Североникель» (никелевый порошок трубчатых печей) обеспечивает глубокую очистку раствора от этого элемента.

Результаты, полученные при цементации в течение 1 часа и температуре 80 ± 2 °С, представлены в таблице 2.

Таблица 2. Содержание элементов при цементационной очистке фильтрата водного выщелачивания от теллура

Вид раствора	Содержание элементов, г/л					
	Ni	Fe	Co	Cu	Se	Te
Исходный	54.6	3.25	1.25	3.14	165.8	800.2
После цементации:						
Т:Ж = 1:50	51.5	3.37	1.28	2.11	0.69	1.77
Т:Ж = 1:100	70.3	4.38	1.74	0.94	0.97	0.98
Т:Ж = 1:300	70.0	4.65	1.74	3.08	1.3	18.6
Укрупненный эксперимент						
Исходный	53.4	2.86	1.36	3.05	121.9	465.2
После цементации						
Т:Ж = 1:100	60.9	3.32	1.57	2.79	1.38	3.42

Как видно из таблицы, даже при минимальном расходе цементата по отношению к объему раствора, а также в укрупненном эксперименте, степень извлечения теллура составила более 92%.

Раствор после очистки от теллура может быть использован в схеме переработки пылей или направлен на получение чистых никелевых солей.

Таким образом, в результате проведенных исследований определены способы предотвращения рассеивания микропримесей по промежуточным продуктам переработки пылей от обжига никелевого концентрата и показана возможность получения нескольких дополнительных концентратов и свободного от примесей благородных металлов и халькогенов свинцовистого кека.

Список использованных источников

1. Тюкин Д.П., Касиков А.Г., Арешина Н.С., Волчек К.М. Промышленные испытания технологии извлечения свинца из пыли от обжига никелевого концентрата в печах кипящего слоя // Цветные металлы. – 2018. - №10. – С. 35 - 40.
2. Миронкина Н.В., Рюмин А.И., Соркинова Г.А. Соосаждение благородных металлов в сульфат свинца // Цветные металлы. – № 7 - 2009. - С. 48 - 49.

**ПЫЛЕВОЕ ЗАГРЯЗНЕНИЕ ГОРНО-ОБОГАТИТЕЛЬНЫМИ
ПРОИЗВОДСТВАМИ ПРИЛЕГАЮЩИХ ТЕРРИТОРИЙ
СЕВЕРНОГО КАВКАЗА**

Воробьев А.Е.¹, Дьяченко В.В.², Воробьев К.А.¹, Мадаева М.З.³

¹ Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Российский университет дружбы народов»,
Москва, Российская Федерация, *e-mail: fogel_al@mail.ru*

² Новороссийский политехнический институт (филиал) федерального государственного бюджетного образовательного учреждения высшего образования «Кубанский государственный технологический университет»,
г. Новороссийск, Российская Федерация,

³ Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Грозненский государственный нефтяной технический университет имени академика М.Д. Миллионщикова», г. Грозный, Чеченская Республика,
Российская Федерация

Уточнены показатели пылевого загрязнения горно-обогатительными производствами прилегающих территорий Северного Кавказа. Описана усредненная морфология и структура выделенных в почвах пылевых техногенных аномалий. Объяснена общая для горнопромышленных районов геохимическая закономерность пылевого загрязнения, представленная в виде зональной структуры техногенных геохимических ореолов рассеяния, явно связанной с отдельными производствами или процессами горных работ. Показаны причины более дальнего воздушного переноса наноразмерных фракций, выбрасываемых горно-обогатительными производствами.

**Dust pollution by mining and processing industries
adjacent territories of the North Caucasus**

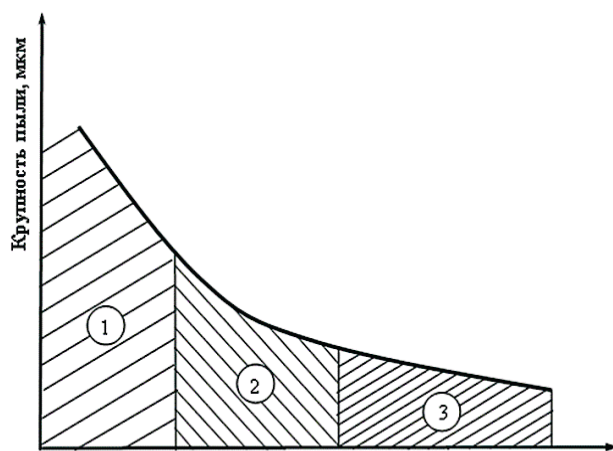
Vorobiev A.E., Dyachenko V.V., Vorobyev K.A., Madaeva M.Z.

The indicators of dust pollution by mining and processing industries in the adjacent territories of the North Caucasus have been clarified. The averaged morphology and structure of anthropogenic dust anomalies identified in soils are described. The general geochemical pattern of dust pollution, which is common for mining regions, is explained, presented in the form of a zonal structure of technogenic geochemical dispersion halos, clearly associated with individual industries or mining processes. The reasons for more distant air transport of nanosized fractions emitted by mining and processing industries are shown.

В результате более чем 150-летнего функционирования горно-обогатительных производств [3, 4], практически все существующие природные экосистемы нагорных территорий Северо-Кавказского региона претерпели значительные изменения, обусловленными, прежде всего, пылевыми выбросами.

Необходимо отметить, что различные виды предприятий недропользования обладают различными показателями запыления окружающей среды (рисунок 1)

[2].



Промышленные производства: 1 - Горное; 2 - Обогательное;
3 - Металлургическое.

Рисунок 1. Запыление среды,
обусловленное промышленной
разработкой рудных
месторождений

Ранее считалось, что площадь горно-промышленного загрязнения почв (с опасными уровнями содержания химических элементов), от пылевых выбросов Садонского свинцово-цинкового комбината, достигла величины 40 км². Однако, нами было установлено, что это загрязнение значительно масштабнее. Так, нами были выделены литобиогеохимические аномалии профильных элементов площадью до тысячи квадратных километров, а их граница оказалась смещена восточнее металлургических заводов г. Владикавказ, на Ингушетию и Чечню, хотя сами разрабатываемые месторождения полиметаллов находятся на 50-60 км западнее и южнее (рисунок 2).

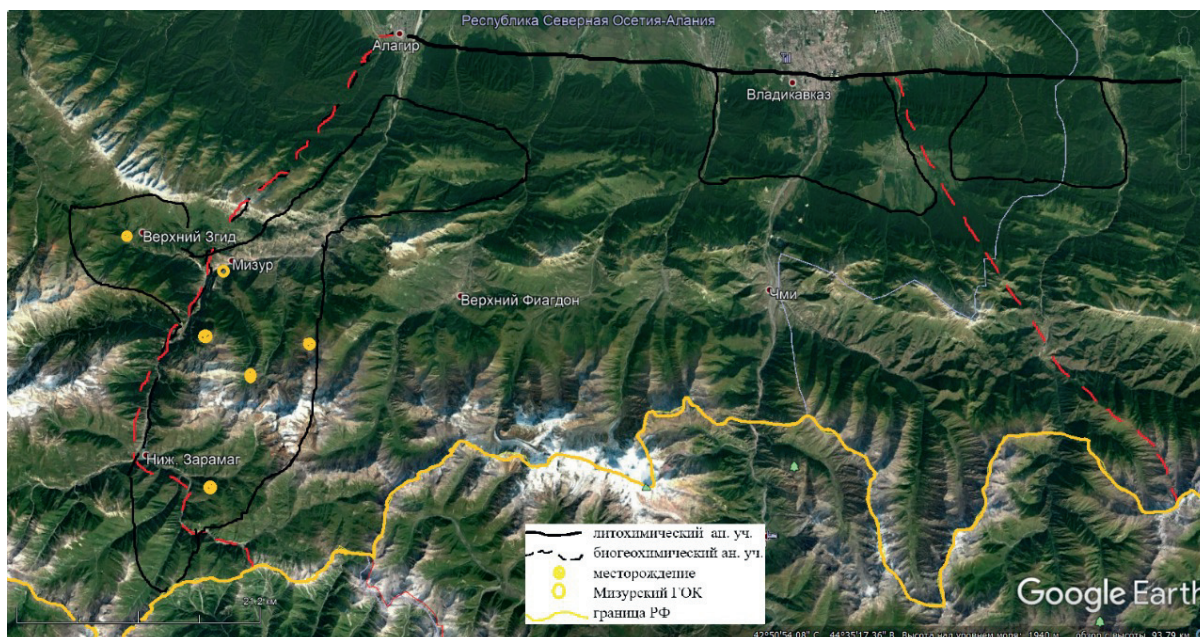


Рисунок 2. Ареал рассеивания химических элементов от Садонского рудника

«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья»

Обращает на себя внимание усредненная морфология и структура выделенных в почвах пылевых техногенных аномалий. Так, в зоне добычи и обогащения полиметаллов их аномалии покрывают площади не только самих горных отводов, но и всю долину р. Ардон в ее горной части. При этом существует общая для горнопромышленных районов геохимическая закономерность пылевого загрязнения, представленная в виде зональной структуры техногенных геохимических ореолов рассеяния, явно связанной с отдельными производствами или процессами горных работ.

При осуществлении технологических процессов добычи полезного ископаемого главные (Zn и Pb, а также Mo и W) и сопутствующие (Cu, Fe, Ag, As и др.) металлы, содержащиеся в рудах разрабатываемых полиметаллических и молибденовых месторождений, через пылевые выбросы и последующего осаждения минеральной пыли, накапливаются, как правило, в центральных частях геохимических аномалий.

При дальнейшей переработке добытых руд (обогажительный и металлургический переделы), характеризующейся более глубоким разрушении минеральных матриц руд металлов, разнос выделяемых частиц пыли осуществляется путем их захвата воздушными потоками, переносящих их уже в периферийные части ареалов загрязнения, вследствие чего существенно увеличивается площадь геохимических аномалий.

При этом, субмеридиональные почвенные аномалии Zn, Cu, Ag, Pb, W и Mo сменяют друг друга, частично перекрываясь и образуя непрерывный аномальный участок, расширяясь за счет полиметаллических месторождений в лево- и правобережье зон североюрской депрессии.

Необходимо отметить, что аномальный участок техногенного геохимического загрязнения почв, расположенный южнее г. Владикавказа, по обоим берегам р. Терека, имеет изометричную площадь, и является более комплексным (т.к. включает те же химические элементы, а также дополнительно W и Cd). Ядерную часть этого аномального участка образует аномалия кадмия и всех остальных микроэлементов, примыкающая с юга к г. Владикавказу. Причем, кадмий, за счет концентрирования технологическими процессами переработки, при пылевых выбросах в приземную атмосферу имеет здесь наиболее высокие концентрации на всем Северном Кавказе (включая и само разрабатываемое месторождение).

Анализ всей полученной и собранной информации говорит в пользу аэрального механизма разноса пылевого загрязнения и формирования на прилегающих территориях аномальных участков геохимического загрязнения.

Во-первых, вдоль р. Ардон наблюдается разнос минеральной пыли,


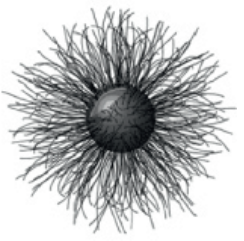
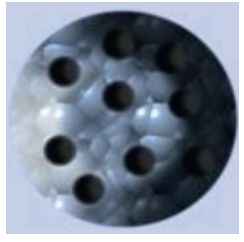

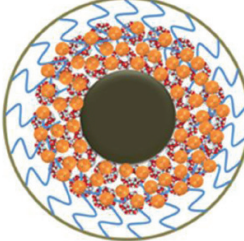

формируемой вследствие добычи, транспортировки и обогащения руды, долинными ветрами. Как результат, здесь образовался линейно-ориентированный аномальный участок, расширяющийся в северо-юрской депрессии в зоне полиметаллических месторождений.

Во-вторых, геохимические аномалии южной г. Владикавказа не могут иметь другого генезиса кроме, как аэральный разнос газопылевых выбросов металлургических заводов, что приводит к формированию аномального участка площадью в сотни км² и достижению высотных отметок загрязнений в 2000 м.

В-третьих, данный аномальный участок имеет ярко выраженную временную динамику, что было обнаружено нами при сравнении с результатами предыдущих исследований.

В-четвертых, эта довольно огромная площадь литобиогеохимических аномалий, в основном, формируется за счет аэральных выпадений и объединяет оба литохимических аномальных участка со сходным набором микроэлементов (вполне соответствующих имеющемуся типу оруденения и профилю карьеров, рудников и металлургических заводов). Именно эта территория биогеохимических аномалий отражает реальную, хотя и большей частью слабоконтрастную, зону загрязнения.

Таблица. Разнообразие форм техногенных минеральных наночастиц

Наименование наночастиц	Геометрическая форма	Наименование наночастиц	Геометрическая форма
Слоистые сферулы, глобулы или сферы		Проволочные сферы	
Пористые силикаты		Многогранники	
Магнитные наночастицы		Торы	

При исследовании частиц, выбрасываемой обогатительными фабриками и металлургическими заводами, минеральной пыли, особый интерес представляют её наноразмерные фракции, имеющие весьма значительный диапазон рассеяния (до 4-6 тыс. км по латерали), и которые гораздо быстрее подвержены в почвах биохимической трансформации.

По геометрической форме нами было выделено несколько типов выбрасываемых карьерами, рудниками и металлургическими заводами техногенных минеральных наночастиц (таблица).

Экспериментально установлено, что на поведение наночастиц пыли в приземной атмосфере, кроме рассмотренных выше факторов, преимущественное влияние оказывает их морфология [1].

Список использованных источников

1. Воробьев А.Е., Гладуш А.Д. Наноинженерия топливно-энергетического комплекса. Т 2. Наноассоциаты пород и наноминералы. М., РУДН. 2019. 411 с.
2. Воробьев А.Е., Мадаева М.З. Пылевая нагрузка от горнотехнических дорог Северного Кавказа на биосферу // *Материалы III Международной конференции «Горное, нефтяное, геологическое и геоэкологическое образование в XXI веке»*, Москва - Горно-Алтайск, 2008. - Москва: РУДН, 2008. – С. 172-174.
3. Козырев Е.Н., Воробьев А.Е. Конверсия рудников Северного Кавказа на физико-химическую геотехнологию получения металлов / Под ред. проф. А.Е. Воробьева. – Владикавказ: Ремарко, 2000. – 200 с.
4. Козырев Е.Н., Воробьев А.Е. Эффективное освоение рудных месторождений Северного Кавказа в условиях завершения эксплуатации / Под ред. проф. А.Е. Воробьева. – Владикавказ: Ремарко, 2001. – 183 с.

СИСТЕМА УПРАВЛЕНИЯ ОТХОДАМИ И ОСОБЕННОСТИ ЭКОНОМИКИ ЗАМКНУТОГО ЦИКЛА ЕВРОПЕЙСКОГО СОЮЗА

Соломатин Д.В., Сопоева И.А.

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Северо-Кавказский горно-металлургический институт (государственный технологический университет)», г. Владикавказ, Республика Северная Осетия-Алания, Российская Федерация, *e-mail: dsoloma@mail.ru*

Рассмотрены общемировые тенденции по управлению отходами, в частности, по защите окружающей среды, а также охране здоровья человека от их пагубного воздействия. Описаны подходы государств к созданию условий для извлечения экономической выгоды от дальнейшего использования вторичных материальных и энергетических ресурсов. Описан опыт Европейского союза в области обращения с отходами, в части регулирования деятельности по переработке, предоставления финансовых льгот и привлечения инвестиций.

**Waste management and characteristics of closed loop economy
of the European Union**

Solomatin D.V., Sopoeva I.A.

Global trends in waste management, in particular, in the environment protection, as well as protection of public health from the harmful effects are examined. The approaches of states to create conditions for achieving of economic gains from the further use of secondary material and energy resources are described. The experience of the European Union in the field of waste management, in terms of regulating recycling activities, providing financial incentives and attracting investments, is described.

Непрерывное стремление человечества к постоянному улучшению качества жизни привело на сегодняшний день к тому, что при текущем уровне производства и потребления, генерирующих все больше количество отходов, человечество оказывается перед лицом серьезных глобальных проблем в области обеспечения питьевой водой и продовольствием, санитарии и здравоохранения, жилища и транспорта. Наглядным примером этих процессов может служить череда «мусорных кризисов» в г. Неаполь в 1994, 1999, 2003, 2008, 2010 и 2011 гг. когда отходы перестали вывозить из-за переполнения городских свалок [1-2].

Темп роста объемов отходов, генерируемых человечеством, в ряде стран достаточно хорошо коррелирует с темпами роста национального валового внутреннего продукта, к примеру, сегодня, страны члены Европейского союза стремятся к тому, чтобы темп роста объемов замедлились на 15% относительно ВВП, а в некоторых западноевропейских странах таких как Дания, Нидерланды, Швейцария, Швеция, Германия, Словакии и Эстонии – указанная корреляционная зависимость низкая.

Таким образом можно сделать вывод, что проблемы с мусором испытывают все страны мира, в той или иной степени. В наименее развитых странах они вообще приобрели катастрофический характер: особую остроту имеют пригороды крупных городов, где собирается менее 10% отходов. В среднем, в городах «низкодоходных» стран собирается от 30 до 60% отходов, а в «среднедоходным» – от 50 до 80%. В списке «50 самых больших свалок мира», подавляющее большинство зарегистрированных случаев составляют свалки Африки, Азии и Латинской Америки, при этом из Европы в список попали всего две свалки – одна на Украине, а другая в Сербии [3].

На территориях вблизи свалок повсеместно отмечаются проблемы со здоровьем у населения, к примеру, у новорожденных на 33% повышается вероятность развития таких заболеваний и врожденных пороков, как сердечная недостаточность, расщелина позвоночника, онкологических заболеваний (легких,

«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья»

мозга, желудка и мочевого пузыря), повышается вероятность развития заболеваний кожи на 32%, нервной системы – на 29 и костно-мышечной системы – на 16%. При этом в странах с теплым климатом свалки становятся дополнительным источником трансмиссивных заболеваний (холера, малярия, лихорадка Денге, вирус Зика и др.), переносчиками которых являются преимущественно москиты и членистоногие [4-5].

В прошлом, почти во всех странах мира проблема уничтожения отходов решалась низко-технологичными способами – сжиганием или захоронением на специальных полигонах, однако уже сейчас в связи с резким увеличением количества отходов и их разнообразием утилизация вышеописанными способами в ряде «компактных» стран, на пример в Японии, эти возможности уже полностью давно исчерпаны. Кроме того, все шире осознается, что образование отходов не только серьезно угрожает окружающей среде и жизни человека, но и влечет для общества все более обременительные экономические издержки за счет потери источника вторичных материальных и энергетических ресурсов.

За последние 20-30 лет в наиболее технологически развитых странах были достигнуты значительные успехи – произошла революция в управлении отходами за счет принципиального изменения отношения к ним. Основным направлением в решении проблем с отходами, ставшим нормой уже для целого ряда стран таких как США, страны члены Европейского союза (Дания, Нидерланды, Швеция, Германия), Швейцария, Япония, Южная Корея и др. явилась разработка мер по созданию рациональной системы управления отходами, основной целью которой был переход от полигонного захоронения и мусоросжигания к их промышленной переработке [6].

Система управления отходами Европейского союза достаточно сложна и базируется на порядке 20 основных директивах, относящихся к различным аспектам (инфраструктурному, управленческому, финансовому и социокультурному) проблемы обращения с отходами и ориентирована на решение следующих основных задач:

- популяризация «лучших практик», с тем чтобы привлечь к соответствующим проектам потенциальных инвесторов и других заинтересованных лиц (анализ конкретных проектов и их финансовых потребностей, финансовое консультирование, координация деятельности);
- продвижение проектов и организация их финансового обеспечения за счет льготного средне- и долгосрочного кредитования.

Внедрение системы управления отходами и использование возможностей современных промышленных технологий позволило создать новую «экономику отходов» т.е. обратить их в источник вторичных материальных и энергетических

ресурсов. Таким образом на смену линейной экономике с ее принципом «добыли – произвели – потребили – выбросили» пришла экономика замкнутого цикла, основанная на принципах многократного использования продукции, т.е. такая экономика, где использование первичного сырья сокращается, а количество отходов в будущем минимизируется, за счет повторного использования компонентов и материалов, а в случае полного отказа от продукта эти компоненты и материалы перерабатываются [2, 3, 5].

За последние десять лет инвестиции Европейского инвестиционного банка в развитие экономики замкнутого цикла составили 15 млрд евро, в 2020 г. только на управление твердыми коммунальными отходами планируется израсходовать 40 млрд евро. Согласно оценке Фонда Эллен Макартур, предполагается, что со временем экономика замкнутого цикла принесет с собой вполне ощутимые материальные выгоды как для производителей, так и для потребителей, так в одном лишь Европейском союзе при производстве товаров длительного пользования предприятия смогут к 2025 г. экономить до 630 млрд долл. Ежегодно, а на уровне домохозяйств расходы на транспорт, жилище и питание к 2030 г. предположительно сократятся на 25% [3, 7, 8].

Таким образом, на примере Европейского союза видно, что переход к экономике замкнутого цикла позволяет достигнуть сразу двух глобальных целей: с одной стороны, уничтожить отходы и уберечь окружающую среду, а также человечество от их пагубного воздействия; с другой, получать экономическую выгоду от дальнейшего использования вторичных материальных и энергетических ресурсов.

В последние годы и в отечественной практике обращения с отходами произошли некоторые изменения, во многом связанные с реализацией национального проекта «Чистая страна» в рамках программы «Охрана окружающей среды» на 2012–2020 гг., направленной на модернизацию всей системы обращения с отходами в Российской Федерации. Однако, рассмотрение проекта «Чистая страна» демонстрирует, что он соответствует самому начальному уровню обращения с отходами, принятому Европейским союзом в рамках системы управления с отходами [9].

Список использованных источников

1. Rathoure A.K. (Ed.). Zero Waste Management: Practices for Environmental Sustainability. Boca Raton FL: Taylor & Francis Group, 2020.
2. Mavropoulos A., Nilsen A.W. Industry 4.0 and Circular Economy: Towards a Wasteless Future or a Wasteful Planet? Chichester: John Wiley & Sons, 2020.
3. Wilson D.C. Global Waste Management Outlook. Nairobi: United Nations Environment Programme, 2015.
4. Ghosh S.K. (Ed.). Waste Management as Economic Industry Towards Circular Economy.

- Singapore: Springer, 2020.
5. Newton D.E. Waste Management: A Reference Handbook (Contemporary World Issues). Santa Barbara CA: ABC-CLIO, 2020.
 6. Pope K. Global Waste Management: Models for Tackling the International Waste Crisis. London: Kogan Page, 2020.
 7. Anawar Md H., Strezov V. (Ed.). Sustainable and Economic Waste Management: Resource Recovery Techniques. Boca Raton FL: Taylor & Francis Group, 2019.
 8. Szaky T. The Future of Packaging: From Linear to Circular. Oakland CA: Berrett-Koehler, 2019.
 9. Соколов Л. И. Управление отходами (Waste management). Москва: Инфра-Инженерия, 2018.

ОСОБЕННОСТИ ФОРМИРОВАНИЯ ТЕХНОГЕННЫХ ВОД МЕДНО-КОЛЧЕДАНЫХ МЕСТРОЖДЕНИЙ

Стефунько М.С., Орехова Н.Н.

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр имени академика Н.В.Мельникова Российской академии наук Москва, Российская Федерация, *e-mail: maria-stefunko@yandex.ru*

Рассмотрены особенности формирования техногенных вод медно-колчеданных месторождений. Для прогноза концентрации цинка и кадмия в сточных водах и форм их нахождения использовали анализ диаграмм Пурбе и физико-химическое моделирование. Определены концентрации и формы нахождения кадмия и цинка в техногенном растворе.

Features of the formation of technogenic waters of copper-pyrite deposits

Stefunko M.S., Orekhova N.N.

The features of the formation of technogenic waters of copper-pyrite deposits are considered. To predict the concentration of zinc and cadmium and the forms of their occurrence, we used the analysis of Purbet diagrams and physicochemical modeling. Concentrations and forms of cadmium and zinc occurrence in technogenic solution have been determined.

Карьерные, шахтные и подотвальные воды, образующиеся при разработке месторождений, являются источниками загрязнения водных объектов и причиной нарушения экологического равновесия. В техногенных водах, образующихся при добыче цинксодержащих руд в составе ионорастворенных загрязнений, всегда присутствуют цинк и кадмий.

При кислотности среды (рН) в типичном диапазоне поверхностных вод 6,0-9,0 с учетом концентраций ионов кадмия и цинка в них и основных анионов, характерных для поверхностных вод можно предположить, что основная масса

кадмия и цинка будет находиться в связанном состоянии в виде нерастворимых карбонатов, фосфатов и гидроксидов [1,2]. Довольно прочно ионы Cd^{2+} связываются с гуминовыми и фульвокислотами. Многолетние гидрологические наблюдения на водных объектах показывают, что растворимые формы этих металлов, особенно кадмия, находятся на уровне мкг и ниже минимально определяемых концентраций используемых стандартных методик.

Для кислых вод горных предприятий уместно говорить о наличии ионных форм этих металлов за счет процессов растворения техногенно метаморфизованных сульфидов кадмия и цинка. Важнейшую роль в переносе кадмия из техногенно метаморфизованных руд, находящихся в прибортовых зонах карьера, в шахтных целиках, минерализованных отвалах, концентрировании в техногенных водах и в отложении в почве играют гидротермальные процессы.

В основе переноса лежит растворимость рудных фаз кадмия, первичных – сульфидов и окисленных форм. Экспериментальные определения устойчивости гидросульфидных комплексов кадмия в водных растворах ограничены температурным диапазоном комнатных температур 18-25 градусов Цельсия. Среднее отношение Cd/Zn в сфалерите месторождений разных типов составляет $4,02 \cdot 10^{-3}$ (колчеданно-полиметаллические – $3,04 \cdot 10^{-3}$; Pb – Zn жильные – $3,65 \cdot 10^{-3}$; Pb – Zn стратиформные – $4,17 \cdot 10^{-3}$; Pb – Zn скарновые – $7,03 \cdot 10^{-3}$ [3,4]. Очевидно, что состав твердого раствора $ZnS - CdS$ будет влиять и на соотношение концентраций цинка и кадмия в рудничных водах.

Анализ диаграммы Пурбе систем «кадмий-вода» и «цинк-вода» показывает, что существует две области образования гидроксида кадмия в зоне устойчивого состояния воды при положительных значениях Eh. Первая область образования гидроксида кадмия по реакции $Cd^{2+} + 2H_2O = Cd(OH)_2 + 2H^+$ находится вблизи линии рН 6,7. Вторая область образования гидроксида кадмия по реакции $Cd + 2H_2O = Cd(OH)_2 + H_2 + 2e^-$ находится между значениями рН 6,7 и 8,0. До рН 6,7 при Eh выше -0,4В в положительную область значений кадмий находится в форме иона Cd^{2+} . Образование гидроксида цинка при положительных значениях Eh начинается с рН 5,2. На основании этих данных можно считать, что в сточных водах с рН от 5,2 до 6,7 кадмий будет индифферентен к гидролитической очистке, что следует учитывать при обосновании параметров очистки от ионов кадмия.

Создана физико-химическая модель растворов, образованных при контакте воды с техногенно-метаморфизованными минералами сульфидов цинка, кадмия и железа в присутствии известняка и кварца. Расчеты проводились с помощью программного комплекса Hch [5]. Моделирование проводилось из расчета 1 кг дисперсной горной породы (отвалы, хвосты) при разных соотношениях

«порода/вода» (%): 95/5, 90/10, 85/15 и 80/20 и разных содержаниях сульфидной серы (пирита от 52 до 80%) с шагом 4%. При увеличении массовой доли пирита массовые доли кальцита и кварца уменьшались пропорционально. Массовые доли сфалерита и гринокита были постоянными. Для каждого соотношения «порода/вода» было создано 8 моделей в интервале температур, соответствующих климатическим условиям и температурам в массиве на глубине 600 м от + 5 до + 45°C, с шагом в 5°C. Достоверность результатов моделирования оценивалась по соответствию pH среды, концентрации загрязнений и составу фаз соответствующим параметрам реальных рудничных вод.

При изменении соотношений твердой и жидкой фаз, имитирующих увеличение времени взаимодействия растворов с породой, и увеличении доли кальцита при снижении доли пирита формируются кислые, слабокислые и околонейтральные растворы (pH 3,12 – 6,37) растворы, с величиной Eh – 97 – 168 мВ.

В растворах при этом находятся следующие ионы - производные элементов модельной сульфидно-карбонатной системы:

- как результат взаимодействия вмещающих пород с сульфидными минералами $\text{Ca}(\text{HCO}_3)^+$, CaHSiO_3^+ , Ca^{2+} , CaCO_3 , CaOH^+ , CaSO_4 , H_2O_2 , HCO_3^- , HSiO_3^- , SiO_2 .

- как результат растворения рудных минералов HFeO_2 , FeO^+ , FeO_2^- , FeOH_2^+ , ZnO_2^{2-} , SO_4^{2-} , HSO_4^- , $\text{Zn}(\text{CO}_3)_2^{2-}$, $\text{Zn}(\text{SO}_4)_2^{2-}$, Zn^{2+} , ZnCO_3 , ZnHCO_3^+ , ZnO , ZnOH^+ , ZnSO_4 , Cd^{2+} , CdCO_3 , CdHCO_3^+ , CdO , CdOH^+ , HCdO^{2-} , CdSO_4 , CdHS^+

Установлено, что содержание ионов-производных вмещающих пород закономерно растет с увеличением массовой доли породы. С увеличением доли пирита возрастает кислотность раствора, а также наблюдается рост концентраций и микрокомпонентов. В кислых растворах основной формой миграции элементов являются простые катионные формы, а высокие концентрации SO_4^{2-} иона обуславливают значительную долю миграции элементов в виде комплексов-ассоциатов с его участием. Карбонатные соединения цинка и кадмия образуются в очень малых количествах, вероятно в непосредственной близости от поверхности и карбонатных минералов. При увеличении доли пирита в составе модельной породы до 64% при всех изученных соотношениях «вода/порода» в растворе появляется CdHS^+ . Растворение сфалерита и гринокита моделировали с изменением количества серной кислоты в растворе, добиваясь изменения pH раствора в диапазоне 2-8 pH. Основными формами нахождения цинка в растворе, при заданных соотношениях «вода/порода» определены Zn^{2+} , $\text{Zn}(\text{SO}_4)_2^{2-}$, ZnOH^+ . Основными формами нахождения кадмия определены Cd^{2+} , $\text{Cd}(\text{SO}_4)_2^{2-}$, CdHS^+ .

Наблюдаемые изменения в распределении форм кадмия в зависимости от

температуры вероятно следует трактовать как пространственные изменения с увеличением глубины образования техногенных растворов. При этом также меняется и соотношение концентраций Zn^{2+}/Cd^{2+} (таблица).

Таблица. Соотношение концентрации Zn^{2+}/Cd^{2+}

рН	Соотношение концентрации Zn^{2+}/Cd^{2+} , при температуре образования техногенных вод				
	5°C	15°C	25°C	35°C	45°C
2,5	98,2	96,4	94,8	91,6	91,6
3	98,0	95,2	91,2	89,1	89,1
3,5	97,7	94,3	91,2	85,1	85,1
4	95,7	92,4	89,4	83,4	83,4
4,5	96,2	92,4	89,1	82,4	82,4
5	95,5	92,2	89,2	83,2	83,2
5,5	95,5	91,9	88,7	82,2	82,2

Таким образом, по результатам моделирования можно сделать следующие выводы:

1. Основными формами нахождения цинка в растворе, при заданных соотношениях вода-порода являются Zn^{2+} , $Zn(SO_4)_2^{2-}$, $ZnOH^+$. Основными формами нахождения кадмия определены Cd^{2+} , $Cd(SO_4)_2^{2-}$, $CdHS^+$
2. Преобладающие в фазовом составе вод, образованных в результате взаимодействия «вода-порода», ионы кадмия и цинка не меняется с увеличением температуры, как показателя глубины образования растворов, при этом в них происходит относительно к концентрации цинка увеличение концентрации кадмия. Установленная закономерность может быть использована для корректировки прогноза изменения концентраций кадмия в метаморфизованных водах по мере увеличения глубины разработки месторождения.

Список использованных источников

1. Линник П.Н., Набиванец Б.И. Формы миграции металлов в пресных поверхностных водах. - Л.: Гидрометеоздат, 1986 — 273с.
2. Мур Д. В., Рамамурти С. Тяжелые металлы в природных водах: Контроль и оценка влияния: Пер. с англ. – мир, 1987.
3. Гричук Д.В. Отношение Cd/Zn как индикатор вклада магматических флюидов в питание гидротермальных систем // Мат-лы VII Междунар. конф. «Новые идеи в науках о Земле». М., 2005. Т. 2. С. 83.
4. Иванов В.В. Экологическая геохимия элементов. Кн. 5. М.: Экология, 1997. 575 с
5. Шваров Ю.В. HCh: новые возможности термодинамического моделирования геохимических систем, предоставляемые Windows // Геохимия. -2008.-№8.-С. 898-903.

**ЭКОНОМИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ КОНВЕРСИИ
ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЙ ПРИ ОТРАБОТКЕ
ТЕХНОГЕННЫХ ЗАПАСОВ**

Хадзарагова Е.А., Шелкунова Т.Г.

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Северо-Кавказский горно-металлургический институт (государственный технологический университет)», г. Владикавказ,
Республика Северная Осетия-Алания, Российская Федерация

Дефицит минерально-сырьевой базы и снижение качества полезных ископаемых, вовлекаемых в добычу и переработку, в современных условиях требует развитие нового технологического уклада горной промышленности. Прежде всего, речь идет при освоении месторождений твердых полезных ископаемых, комбинированными геотехнологиями. В данном исследовании рассмотрена теория истощения запасов минерального сырья и циклического развития научно-технического прогресса. Предложена общая модель формирования инновационного развития на горнодобывающем предприятии. Для определения инновационного развития горнодобывающего предприятия, использован матричный метод.

**Economic justification of conversion of mining enterprises when mining
manufactured reserves**

Khadzaragova E.A., Shelkunova T.G.

The shortage of the mineral resource base and the decline in the quality of minerals involved in mining and processing require the development of a new technological structure of the mining industry, with the development of solid mineral deposits using combined geotechnologies. In this study, the theory of depletion of mineral resources and the cyclical development of scientific and technological progress is considered. The general model of formation of innovative development at the enterprise is offered. To determine the innovative development of a mining enterprise, a matrix method was used.

Интеграция теорий истощения запасов и циклического развития научно-технического прогресса может быть обеспечена вложением инвестиций в инновации.

Как известно, каждый цикл инвестирования в инновации приводит к снижению производственных издержек (график $C_{инт}$ рисунок 1) и увеличению объема промышленных истощаемых запасов (точка B рисунок 1).

Сравнение положения точек A и B на рисунке подтверждает экономическую целесообразность инвестиций в инновации.

Охарактеризуем этапы циклического развития экономики горнодобывающего предприятия.

Рассмотрим первоначальный этап освоения месторождения.

На первом этапе освоения месторождения, после получения лицензии и строительства предприятия как правило недропользователь не вкладывает дополнительные инвестиции на подготовку месторождения к отработке.

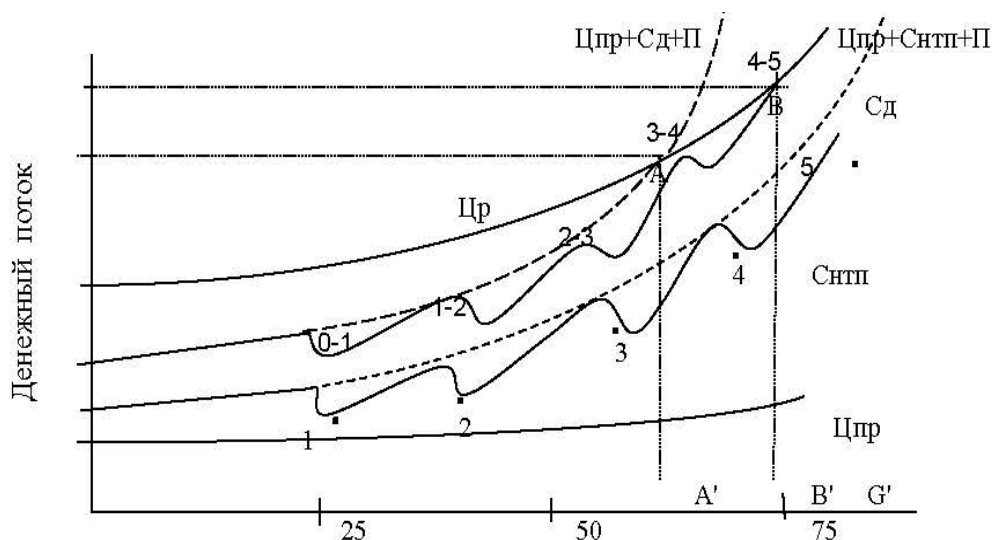


Рисунок. 1. Схема циклического обновления производственного потенциала горнодобывающего предприятия

G - Объем извлечения геологических запасов ГЗ, %; 1, 2, 3, 4, 5 - этапы (циклы) научно - технического прогресса; 0-1, 1-2, 2-3, 3-4, 4-5 - инновационные циклы; Цр - рыночная цена продукции ТЭК; Цпр - цена ТЭР в недрах до начала освоения; Сд - производственные издержки при отработке месторождения по одной технологии; Снтп - производственные затраты при замене старых технологий новыми; П – прибыль; ГЗ - геологические запасы

Так как ведется выборочная отработка, соответственно наиболее разведанных участков и расположенных вблизи земной поверхности.

Таким образом, на основе расходов, необходимых для приобретения лицензии и оформления лицензионных соглашений, формируется цена на природные ресурсы до начала их освоения $C_{пр}$.

Соответственно, цена $C_{пр}$ природных ресурсов по мере их истощения будет увеличиваться, что отражено на графике.

В общем виде, функция рыночной цены должна быть не прерывной с учетом затрат по процессам подготовки месторождения к освоению в каждом 1-ом году.

Согласно схеме, рыночная цена $C_{пр}$ формируется на конкурентно рынке и не может изменяться по мере истощения запасов во времени в соответствии с рыночными законами.

Изменение рыночной цены во времени прогнозируется в некотором диапазоне, пределы изменения которого зависят от уровня стохастичности потребностей рынка (наличие альтернативных технологий, риски, динамика развития экономики региона и др.).

«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья»

Нами предлагается модель отраслевого инновационного развития, которая объединяет усилия трех составляющих – субъектов экономики, целенаправленно взаимодействующих между собой.

Приведем блок-схему изложенной теории. (рисунок 2)

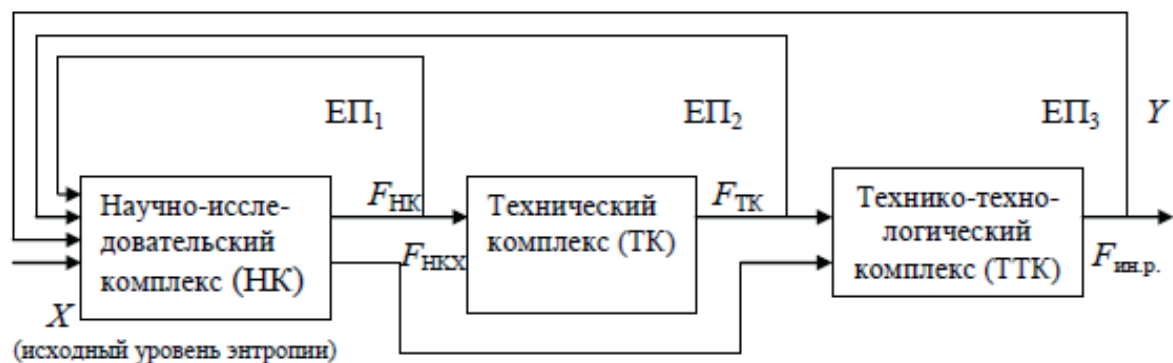


Рисунок 2. Блок-схема отраслевого инновационного развития

Исходным фактором для оценки инновационного развития служит функция инновационного развития, характеризующая изменение производственной производительности и будет иметь следующий ($\Delta F_{ин.р.}$) вид;

$$Y = \Delta F_{ин.р.} = f(\Delta F_{ТК}, \Delta F_{НКХ}, \Delta F_{НК}, ЕП, X)$$

Можно сделать вывод, что отраслевое инновационное развитие проявляется при росте общей производительности конкретного вида деятельности связанна с изменением производительности факторов производства ($\Delta F_{ин.р.}$);

$$\Delta P_{общ} = f(\Delta Q (\Delta F_{ин.р.})).$$

Следует иметь ввиду, что под общей производительностью понимается производительность всех замещаемых факторов производства.

Научный комплекс создает проекты объектов нововведений с новой производительностью ($F_{ТК}, F_{НКХ}$).

На этом этапе необходимо отметить важные особенности взаимодействия комплексов ТК и ТТК в блок-схеме инновационного развития горно-добывающего предприятия.

Во-первых, оба комплекса имеют на входе проекты нововведений, а на выходе — сами образцы техники и технологий, которые обладают новой производительностью. При этом на технико-технологический комплекс оказывают воздействие две разновидности развития: развитие техники ($\Delta F_{ТК}$) и развитие технологии по видам работ ($\Delta F_{НКХ}$), порождающие рост общей производительности ($\Delta F_{ин.р.}$).

Во-вторых, техника выступает как ресурсный прирост овеществленного труда (прирост основного капитала), вызывающий одновременно определенный

уровень затрат других ресурсов.

В-третьих, важная особенность заключается в том, что производительность нововведений (прогресс ΔF_{TK}), достигаемая в техническом комплексе, не всегда в полном объеме может проявить себя в технологическом комплексе.

В связи с этим необходима дополнительная информация о характере восприятия нововведения в техническом комплексе. Соответственно в каждом определенном виде деятельности размер отдачи нововведений будет характеризоваться своей функцией вклада (представительства).

Фактически функция вклада должна отражать влияние производительности нововведения на производительность производства.

Как известно тип инновационного развития определяется сочетанием знаков темпов прироста по показателям вклада замещаемых факторов производительности, а также могут устанавливаться по изменению знаков в уравнениях эластичности и характеризующих взаимосвязи результата и факторов производства, как это устанавливалось при выводе производственных функций.

Необходимо учитывать, что при установлении типов инновационного развития по знакам прироста факторов значительно проще, чем установление типов инновационного развития по эластичности взаимосвязи факторов производства и спроса.

Экономист Лукашев В.И. в своих трудах предлагает определять тип инновационного развития матричным методом. Достоинства данного метода заключается в простоте в применении.

Матричный метод базируется на сочетании знаков влияния факторов на развитие предприятия.

При использовании матричного метода для установления разновидности инновационного развития, устанавливаются знаки в зависимости от того, какой вклад в изменение инновационного развития внесли те или иные экономические компоненты-факторы.

Данный подход мы использовали для определения инновационного развития горнодобывающего предприятия в таблице.

Уровни проявления инновационного развития дают оценку развития технологии на предприятии в целом, а также по видам деятельности и, в том числе, в разрезе хозяйств отрасли.

Отметим условия установления наличия инновационного развития это: - своевременное удовлетворение спроса;

- достаточность производственных возможностей для удовлетворения потребности в спросе;
- наличие прибыли.

**«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки
природного и техногенного минерального сырья»**

Таблица. Матрица инновационного развития горнодобывающего предприятия

Прирост объема производства и металла $m(Q)$	Производственный модуль инновационного развития			Прирост прибыли m (ПРБ)	Базовые типы научно-технического развития (инновационного развития)
	Приросты компонентов (знаки + 0 или - < 0)				
	$m(ПК)$	$m(ПП)$	$m(ФТ)$		
+	+	-	-	+	Интенсивное развитие
+	+	+	-	+	Интенсивное развитие, определяемое сокращением живого труда
+	+	-	+	+	Интенсивное развитие, определяемое сокращением потребления материальных ресурсов
+	-	-	-	+	Интенсивное развитие с беспрецедентным ростом производительности труда и сокращением потребления ресурсов
+	+	+	+	+	Нейтральное развитие: экстенсивная составляющая соответствует интенсивной
+	+	+	+	-	Экстенсивное развитие
-	+	+	+	-	Экстенсивный регресс
-	-	-	-	-	Абсолютный регресс

Подводя итог необходимо отметить, что прирост общей производительности, заданный матрицей темпов прироста реализованного спроса в данном виде деятельности, в зависимости от потока нововведений будет определяться размером прироста металла и затрат на инновационную технологию.

Список использованных источников

1. Khasheva Z.M., Shulgaty L.P., Shelkunova T.G., Golik V.I./ JUSTIFICATION OF EFFICIENCY OF MINING ENTERPRISE CONVERSION. Journal of Engineering and Applied Sciences. 2017. Т. 12. № S11. С. 9110-9113.
2. Голик В.И., Хетагурова Т.Г., Шелкунова Т.Г., Чельдиева З.К. К проблеме выживания горных предприятий в условиях изменения экономической системы. Цветная металлургия. 2015. № 6. С. 32-39.
3. Камбердиева С.С., Шелкунова Т.Г. Основные направления и проблемы инвестиционной деятельности в горнометаллургическом комплексе РФ. Устойчивое развитие горных территорий. 2009. Т. 1. № 2. С. 44-48.
4. Хашева З.М., Разоренов Ю.И., Шелкунова Т.Г., Харебов Г.З. Экономическая составляющая модернизации горных технологий //В сборнике: Социально - экономические проблемы развития южного макрорегиона. Краснодар, 2017. С. 131-140.

ГИДРОФИЗИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА КАК ЛИМИТИРУЮЩИЙ ФАКТОР САМОВОССТАНОВЛЕНИЯ ТЕХНОГЕННЫХ ЛАНДШАФТОВ*

*Красавцева Е.А.¹, Иванова Т.К.¹, Мосендз И.А.¹, Максимова В.В.¹,
Канарейкина И.П.², Паникоровский Т.Л.¹, Слуковская М.В.^{1,2}*

¹ Лаборатория природоподобных технологий и техносферной безопасности Арктики, Федеральный исследовательский центр «Кольский научный центр Российской академии наук», Апатиты, Российская Федерация, *e-mail: tk.ivanova@ksc.ru*

² Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Российский университет дружбы народов», Москва, Российская Федерация

Исследованы гидрофизические свойства субстратов техногенных и промышленно нарушенных ландшафтов Арктической зоны РФ, не имеющих признаков восстановления растительности. Выявлена необходимость внесения влагоемких материалов при проведении работ по их биологической рекультивации. Наименее благоприятные гидрофизические свойства имело нефелиновое хвостохранилище Ловозерского ГОКа.

Hydrophysical properties as a limiting factor of self-recovery of industrial landscapes

*Krasavtseva E.A., Ivanova T.K., Mosendz I.A., Maksimova V.V., Kanareykina I.P.,
Panikorovskii T.L., Slukovskaya M.V.*

The hydrophysical properties of barren substrates of technogenic and industrially disturbed landscapes in the Russian Arctic zone have been investigated. The need to introduce moisture-consuming materials when carrying out work on their biological reclamation was revealed. The nepheline tailing dump of the Lovozersky mining and processing plant had the least favorable hydrophysical properties.

Проблема деградации почв и образования техногенных ландшафтов имеет глобальный характер, что находит отражение в многочисленных работах по разработке подходов к рекультивации и ремедиации деградированных почв и техногенных поверхностных образований (Андроханов, 2005; Kavamura, Esposito, 2010; Копчик, 2014; и др.). В работе исследованы техногенные и техногенно нарушенные ландшафты Мурманской области, поверхность которых лишена растительности в течение уже более 30 лет. Длительный период отсутствия растительности привел к тому, что восстановительная сукцессия на этих ландшафтах практически невозможна без искусственной инициализации

* Исследование выполнено при поддержке фонда Президента РФ для государственной поддержки молодых российских ученых (грант № МК-2697.2021.1.5)

почвообразовательного процесса (Андроханов, 2005).

Проведение работ по созданию растительного покрова на больших по площади территориях требует всестороннего изучения субстратов для подбора оптимальной и экономически рентабельной стратегии ремедиации.

Исследования проводились для субстратов двух типов техногенных ландшафтов: двух хвостохранилищ, являющихся техногенными поверхностными образованиями в посттехногенную фазу развития, и техногенной пустоши с загрязненным и эродированным подзолом.

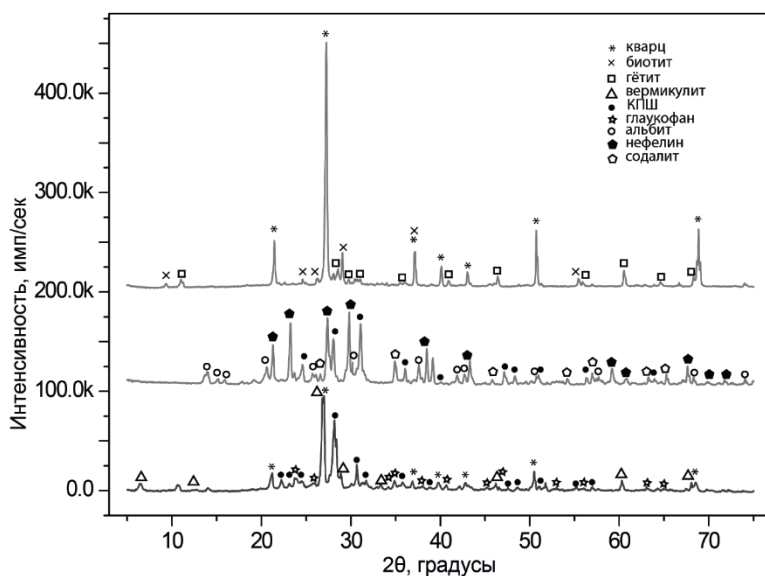
Все объекты имеют большие открытые площади без какого-либо растительного покрова и в течение всего бесснежного периода года испытывают постоянную ветровую и водную эрозию. Несмотря на разное происхождение, они имеют схожие условия режима увлажнения, представлены исключительно песчаным и песчано-гравийным минеральным материалом и нуждаются в проведении работ по рекультивации. Зачастую лимитирующим фактором восстановительной сукцессии на таких субстратах является их низкая влагоемкость.

Цель исследования – изучение гидрофизических свойств субстратов техногенных ландшафтов.

Исследуемые субстраты представлены тремя вариантами, различающимися по кислотно-щелочным условиям и степени загрязнения:

- 1) нефелиновые хвостохранилища Ловозерского ГОКа (ЛГ);
- 2) кварцевые хвостохранилища Оленегорского ГОКа (ОГ);
- 3) хемоабразем по подзолу техногенной пустоши вблизи г. Мончегорска (ПМ).

На рисунке 1 представлены данные рентгенофазового анализа.



*Рисунок 1.
Рентгенофазовый анализ
субстратов, основные
фазы
(низ - ПМ, верх - ОГ,
середина - ЛГ)*

Минеральный состав ПМ представлен (в порядке уменьшения содержания) кварцем, полевым шпатом, вермикулитом, глаукофаном, гранатом; ОГ - кварцем, биотитом, гётитом, кианитом; ЛГ – нефелином, содалитом, альбитом, микроклином, эгирином.

Значения рН водной вытяжки субстратов составляли 4.65, 8.90 и 9.87 для ПМ, ОГ и ЛГ соответственно.

В таблице 1 представлен гранулометрический состав субстратов. Преобладающими фракциями во всех субстратах, согласно классификации Н.А. Качинского, являются фракции тонкого, среднего и крупного песка. При этом нефелиновые хвосты Ловозерского ГОКа характеризуются самым большим содержанием мелкой фракции.

Таблица 1. Гранулометрический состав субстратов

Выход фракций, %	Размер фракции, мм								
	Выход фракций, % >10	5-10	3-5	2-3	1-2	0.1-1	0.01-0.1	0.001-0.01	<0.001
ПМ	9.49	2.51	3.01	3.25	4.66	51.49	21.68	3.22	0.68
ОГ	0.08	0	0.94	1.11	6.26	84.32	6.11	0.82	0.35
ЛГ	0	0	0	0	1.4	80.9	15.17	1.85	0.68

Следствием гранулометрического состава и происхождения субстратов являлась их разная способность к удерживанию влаги (таблица 2).

Подзол имел наибольшие значения пористости и влагоемкости, тогда как ОГ и ЛГ имели близкую максимальную влагоудерживающую способность, пористость и полевую влагоемкость.

Таблица 2. Физические и гидрофизические характеристики субстратов

Объект	Физические характеристики					Почвенно-гидрологические константы		
	Плотность, г/см ³	Истинная плотность, г/см ³	Пористость, %	Коэффициент пористости	МВС, %	ВЗ	НВ	ПВ
Подзол	1.20	2.64	54.55	1.20	134	12.6	27.7	44.69
Олкон	1.62	2.92	44.50	0.80	107	6.07	10.9	32.1
ЛГОК	1.47	2.71	45.67	0.85	111	0.5	3.45	27.69

Примечание: МВС – максимальная влагоудерживающая способность (ГОСТ 32632-2014); ВЗ – влажность завядания; НВ – наименьшая влагоемкость; ПВ – полная полевая влагоемкость (константы рассчитаны на основе кривых ОГХ).

Кривые основной гидрофизической характеристики (ОГХ), полученные методом равновесного центрифугирования (Смагин, 2006) с аппроксимацией влажности и потенциала почвенной влаги по уравнению Ван Генухтена (van

Genuchten, 1980) показали, что наименьшая влагоемкость (НВ) и влажность завядания (ВЗ) в хвостах ЛГОК была существенно ниже, чем в хвостах Олкон и тем более чем в подзоле (рисунок 2).

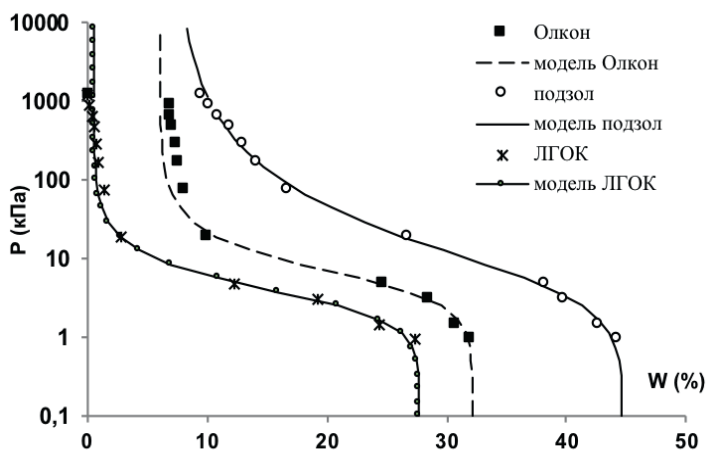


Рисунок 2. Кривые ОГХ субстратов

Следует отметить, что полная влагоемкость всех субстратов была выше, чем ПВ песка (20%), тогда как влажность завядания в ЛГ была даже ниже, чем в песке (1%), тогда как свойства ОГ и ПМ были близки свойствам суглинков (Whoobun et al., 2019).

Таким образом, наиболее неблагоприятными условиями среди исследованных субстратов характеризовался материал хвостохранилища Ловозерского ГОКа, однако внесение влагоудерживающих материалов необходимо при искусственном создании растительного покрова необходимо для всех исследованных субстратов.

ПЕРЕРАБОТКА МАЗУТНЫХ ОТХОДОВ ТЕПЛОВЫХ ЭЛЕКТРОСТАНЦИЙ*

Кашеков Д.Ю., Гончаров К.В., Олюнина Т.В., Садыхов Г.Б., Смирнова В.Б.
Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт металлургии и материаловедения им. А.А. Байкова Российской академии наук
Москва, Российская Федерация, e-mail: deniskashekov@mail.ru

В данной работе представлены краткие выводы по исследованию, посвящённому переработке мазутных отходов тепловых электростанций.

* Работа выполнена при поддержке программы Президиума РАН (регистрационный номер НИОКТР АААА-А18-118032690052-5)

Processing of fuel oil waste from thermal power plants

Kashekov D.Y., Goncharov K.V., Olyunina T.V., Sadikhov G.B., Smirnova V.B.

This paper presents brief results of a study on the processing of waste from thermal power plants.

Одними из основных вторичных источников ванадия ванадиевый шлам и мазутные отходы тепловых электростанций. Ванадиевому шламу, который в России образуется только на предприятии АО «ЕВРАЗ Ванадий-Тула», посвящено ряд работ [1,2] и имеет условно одинаковый состав. В свою очередь, золы с различных ТЭС могут сильно отличаться по составу. Так, содержание ванадия может варьироваться в интервале 1,5-20%, никеля - 0,5-5%, в зависимости от места сбора из котлоагрегата, исходного состава мазута и др. При этом ванадий и др. компоненты золы могут содержаться в водорастворимых формах, что может наносить вред экологии.

С другой стороны, ванадий и никель используются в различных отраслях промышленности и имеют высокий спрос.

Таким образом, переработка мазутных зол является экологически необходимой и экономически обоснованной задачей.

Для исследований была взята зола с российской ГРЭС в г. Конаково, которая имеет следующий химический состав, %: 45,0 Fe_{общ}, 57,86 FeO, 9,05 SiO₂, 7,82 V₂O₅, 3,40 CaO, 2,72 Al₂O₃, 0,74 NiO, 0,04 MnO, 0,70 MgO, 0,36 Na₂O, 0,01 Cr₂O₃, 5,94 SO₃, 4,23 C, 6,3 ППП. Исходную золу измельчали и смешивали с Na₂CO₃, добавка которого варьировалась в интервале 4,5-50%. Полученную шихту формовали в брикеты путём сухого и влажного смешивания реагентов. Брикету отправляли на окислительный обжиг, который проводился в интервале температур 300-500 °С.

После обжига, образцы подвергали последовательному водному и серноокислому выщелачиванию. Водное выщелачивание проводили при температуре 70-80 °С и соотношении Т:Ж=1:20 в течение часа при перемешивании. После окончания выщелачивания раствор фильтровали и твёрдый остаток подвергали кислотному выщелачиванию 3%-ной серной кислотой при комнатной температуре и соотношении Т:Ж=1:20 в течение часа при перемешивании.

Анализ растворов на ванадий проводили после водного и серноокислотного выщелачивания, анализ на никель – в растворах после серноокислотного выщелачивания. Было изучено влияние на степень извлечения ванадия и никеля следующих параметров: тип смешивания шихты (сухой и влажный), добавка Na₂CO₃, температура окислительного обжига.

С увеличением количества добавки соды в шихте происходит увеличение степени извлечения ванадия во всём интервале температур. При увеличении температуры окислительного обжига с 300°C до 400°C степень извлечения ванадия повысилась с 78,5% до 80,5% при 50% добавке соды. Однако при температуре 500°C в интервале добавок 4,5-20% наблюдается уменьшение суммарной степени извлечения ванадия до 50,1%-54,8%, причем во многом за счет водного извлечения. Это говорит о том, что в системе наблюдается дефицит катионов натрия для образования растворимых ванадатов. С ростом добавок соды до 30-50% наблюдается заметный рост суммарной степени извлечения ванадия до 91,4-99,2%.

Извлечение никеля при температуре 300 и 350°C практически одинаковое. При температуре 400°C в интервале добавок от 4,5% до 20% незначительно падает, а при добавке 50% составило максимально достигнутую степень извлечения 79,1%. При температуре 500°C происходит падение извлечения до 27,4% - 37,2%. Вероятно, связано с повышенным переходом никеля в растворы после водного выщелачивания, а также образованием труднорастворимого феррита никеля.

На основе полученных данных предложена следующая схема переработки. Зола подаётся на стадию влажного брикетирования с добавлением 50% соды. После сушки полученные брикеты направляются на окислительный обжиг, температура которого составляет 500 °C, продолжительность – 60 мин. Обожжённый продукт подвергают выщелачиванию в горячей воде в течение 60 мин. После фильтрации раствор отправляют на извлечение ванадия путем осаждения ванадатов аммония, их сушкой и прокалкой с получением товарного пентаоксида ванадия. Твёрдый остаток отправляется на доизвлечение ванадия и извлечение никеля кислотным выщелачиванием 3% серной кислотой в течение 60 мин. После кислотного выщелачивания раствор отправляется на извлечение ванадия и никеля известными способами. Твёрдый остаток, составляющий 70-75% от массы исходной золы не представляет экологической угрозы и может отправляться в отвал или дальнейшую переработку.

В результате степень извлечения ванадия достигла 99,2%, никеля – 37,2%.

Список использованных источников.

1. Садыхов Г.Б., Гончаров К.В., Кашеков Д.Ю., Олюнина Т.В. Особенности процессов извлечения ванадия из отвального шлама известково-сернокислотной технологии переработки конвертерных шлаков // *Металлы*. 2020. №4. С. 3-11.
2. Sadykhov, G.B., Goncharov, K.V., Olyunina, T.V., Kashekov, D.Y. Waste Slime of the V₂O₅ Production according to the Lime–Sulfuric Acid Technology as a Technical Raw Material for Vanadium Recovery, *Russian Metallurgy (Metally)* 2019(9), pp. 873-882.

СОДЕРЖАНИЕ



ПЛЕНАРНЫЕ ДОКЛАДЫ	3
<i>Чантурия В.А., Шадрунова И.В.</i> Инновационные процессы глубокой и экологически безопасной переработки техногенного сырья в условиях новых экономических вызовов	3
<i>Дмитрак Ю.В.</i> Основные направления научной деятельности СКГМИ (ГТУ) в исследовании и решении проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья	8
<i>Курков А.В., Ануфриева С.И., Темнов А.В.</i> Перспективы разработки и внедрения комплексных технологий переработки отходов недропользования	13
<i>Семячков А.И., Почечун В.А.</i> Методологические основы оценки воздействия горнопромышленных комплексов на окружающую среду	19
<i>Алборов И.Д., Тедеева Ф.Г.</i> Экологические аспекты сохранения техногенных месторождений цветных металлов на Северном Кавказе	22
<i>Маслобоев В.А., Макаров Д.В., Ключникова Е.М.</i> Устойчивое развитие горнопромышленного комплекса Мурманской области: минимизация техногенных воздействий на окружающую среду	27
<i>Устинов И.Д.</i> Геометаллургия как основа комплексной переработки минерального сырья	30
<i>Ожогина Е.Г., Котова О.Б.</i> Технологическая минералогия в решении проблемы комплексной переработки минерального сырья	34
<i>Александрова Т.Н., Афанасова А.В., Николаева Н.В.</i> Низкоразмерные структуры благородных и цветных металлов и методы их селективной сепарации	39
<i>Матвеева Т.Н.</i> Флотационные реагенты для извлечения тонковкрапленного золота из труднообогатимых руд и техногенных продуктов	42
<i>Хетагуров В.Н., Гегелашвили М.В.</i> Развитие оборудования для тонкодисперсного измельчения минерального сырья	49
<i>Заалишвили В.Б., Бурдзиева О.Г., Кануков А.С.</i> Влияние неблагоприятного экологического состояния окружающей среды на здоровье населения	52
СОВРЕМЕННЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ В ПРОЦЕССАХ ПЕРЕРАБОТКИ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ	57
<i>Двойченкова Г.П., Чантурия Е.Л.</i> Физико-химические и электрохимические методы модифицирования свойств алмазов и компонентов рудной пульпы при сепарации алмазосодержащих кимберлитов	57

<i>Размахнин К.К., Хатькова А.Н.</i> Технологии переработки и модификации цеолитсодержащих пород	61
<i>Булатов К.В., Газалеева Г.И., Дмитриева Е.Г., Сопина Н.А.</i> Разработка новой технологии переработки окисленных железных руд месторождения Абаил (Республика Казахстан) до получения металла	67
<i>Смирнова А.В., Медяник Н.Л., Горбулина Д.П.</i> Особенности переработки титаномагнетитовых и медно-титаномагнетитовых руд Волковского месторождения Среднего Урала	71
<i>Гончаров К.В., Атмаджиди А.С., Олюнина Т.В., Садыхов Г.Б.</i> К вопросу о переработке титаномагнетитового концентрата месторождения Гремяха-Вырмес	74
<i>Шигаева В.Н., Газалеева Г.И.</i> Разработка технологии получения высококачественных гранатовых концентратов из морских россыпей Белого моря	76
<i>Лопушняк Е.В., Стадник Д.А., Стадник Н.М.</i> Современное состояние и перспективы использования имитационных моделей в процессах переработки минерального сырья	79
<i>Стадник Д.А.</i> Повышение конкурентоспособности горнодобывающих предприятий при внедрении цифровых двойников	82
<i>Габараев О.З., Евдокимов С.И.</i> Совместное обогащение территориально-сближенных месторождений рудного и россыпного золота с малыми запасами	80
<i>Горячев А.А., Макаров Д.В., Черноусенко Е.В., Потапов С.С., Цветов Н.С.</i> Переработка сульфидных медно-никелевых руд Мурманской области с использованием сульфата аммония	88
<i>Чантурия В.А., Матвеева Т.Н., Лихачева С.В.</i> Исследования руды текущей добычи ООО «ГРК «Быстринский» на обогатимость	92
<i>Ли Э.М., Шалгымбаев С.Т., Агибаева Д.Н., Янгитилавова Б.Х., Абраимов А.Р., Муратбеков Д.Х., Касимова Н.К.</i> Разработка технологии обогащения полиметалл-золото-серебряной руды месторождения Жосабай	96
ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ МИНЕРАЛОГИЯ, РУДОПОДГОТОВКА, ТОНКОЕ И СВЕРХТОНКОЕ ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ	100
<i>Каменева Е.Е.</i> Вклад академика Л.А. Вайсберга в исследования по микротомографии горных пород	100
<i>Маляров П.В., Ковалёв П.А., Сысоев Н.И., Долгов А.М.</i> Исследования распределения элементов загрузки в сечениях мельниц полусамоизмельчения	104

- Чантурия В.А., Двойченкова Г.П., Подкаменный Ю.А.* Обоснование состава люминофорсодержащих композиций для модифицирования спектрально-кинетических характеристик алмазных кристаллов 108
- Бунин И.Ж., Рязанцева М.В.* Использование диэлектрического барьерного разряда для направленного регулирования структурно-химических, физико-химических и технологических свойств пирита и арсенопирита 112
- Чантурия В.А., Бунин И.Ж., Рязанцева М.В., Копорулина Е.В.* Использование импульсных электромагнитных воздействий для модифицирования структурных, физико-химических и технологических свойств эвдиалита и перовскита 114
- Стадник Д.А., Стадник Н.М.* Управление качеством полезного ископаемого с помощью цифрового календарного планирования горнодобывающего предприятия 120
- Гарифулин И.Ф. Видуецкий М.Г., Мальцев В.А., Пургин А.П.* О расчёте сложных схем обогащения минерального сырья 123
- Щипцов В.В., Бубнова Т.П., Фролов П.В.* Геолого-минералогическая и технологическая оценка карбонатитов и щелочных сиенитов палеопротерозойского Тикшеозерско-Елетьозерского интрузивного комплекса (Северная Карелия) 126
- Артемов А.В., Митрофанова Г.В.* Оценка электроповерхностных свойств апатита в присутствии флокулянтов 130
- Юшина Т.И., Нгуен Ван Чонг, Думов А.М., Нгуен Тху Тхюи* Исследование вещественного состава и обоснование технологических решений по переработке кварц-серицитовой руды месторождения Хатинь (Вьетнам) 133
- Юшина Т.И., Нгуен Тху Тхюи, Думов А.М., Нгуен Ван Чонг* Исследование вещественного состава и обоснование технологии обогащения кварц-полевошпатовой руды месторождения Куанг Нам (Вьетнам) 137
- Лихникевич Е.Г., Пермякова Н.А.* Влияние особенностей минерального состава редкометалльных руд Чуктуконского месторождения на выбор технологии их переработки 143
- Карпова А.Г., Чикишева Т.А., Прокопьев С.А., Прокопьев Е.С. Синеокий Д.А., Барковский О.В.* Минералого-технологические характеристики комплексной сульфидной руды Икабья-Читкандинской площади (Забайкальский край) 146
- Ковальчук О.Е., Никитин Д.Н.* К вопросу о техногенной и природной нарушенности кристаллов алмаза 150
- Богатырева Е.В., Мамзурина О.И., Мельник Ф., Ермилов А.Г.* Влияние генезиса кобальтита неодима на его энергосодержание и свойства 151
- Богатырева Е.В., Хайруллина Р.Т., Турдалиев Н.Л.* Исследование влияния механоактивации на свойства металлургического глинозема 156

**«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки
природного и техногенного минерального сырья»**

<i>Александрова Т.Н., Николаева Н.В.</i> О возможности селективной дезинтеграции золотосодержащих руд	157
<i>Мамонов С.В., Дресвянкина Т.П., Волкова С.В., Чинова Н.Б., Зиятдинов С.В., Чинова М.И.</i> Роль тонкого и ультратонкого измельчения природного минерального и техногенного сырья перед флотационным обогащением	161
<i>Ростовцев В.И., Брызгин А.А., Коробейников М.В.</i> Улучшение процесса селективной дезинтеграции труднообогатимой руды Рубцовского месторождения после радиационной обработки	164
<i>Тимофеев А.С.</i> Оценка влияния степени окисления порошкового ферросилиция на его разрушение	169
<i>Цыпин Е.Ф., Овчинникова Т.Ю., Ефремова Т.А., Аринов К.Н.</i> Поверхностные признаки разделения при сепарации кускового материала	172
<i>Шавакулева О.П.</i> Интенсификация процесса измельчения руд чёрных металлов	177
<i>Чижик Е.Ф.</i> Влияние профиля резиновых футеровок барабанных мельниц и внутримельничной среды на процессы разрушения	179
<i>Сергеев В.В., Дмитрак Ю.В., Герасименко Т.Е.</i> Совершенствование конструкций вибрационных мельниц	183
<i>Багаева М.Э., Хадзарагова Е.А.</i> Математическая модель процесса тонкого сухого помола кокса в шаровых мельницах	187
<i>Байматов К.К., Евдокимов С.И.</i> Раскрытие минеральных золотосодержащих матриц центробежным измельчением	189
<i>Морозов В.В., Ганбаатар З., Дэлгэрбат Л., Ганбат С.</i> Современные методы и системы анализа сортности руды в потоке	194
<i>Григорян К.Л., Стадник Д.А., Стадник Н.М.</i> Повышение качества управления рудопотоком с использованием цифрового технологического моделирования в ГГИС	198
<i>Максимов Р.Н.</i> Исследование процесса измельчения в роторно-вибрационной мельнице	200
<i>Кожиев З.В., Стадник Д.А., Стадник Н.М.</i> Анализ влияния геометрических параметров очистных камер на качество рудопотока	202
<i>Бурдонов А.Е., Барахтенко В.В., Новиков Ю.В., Зелинская Е.В., Гавриленко Л.В.</i> Влияние температуры на крепость глиноземсодержащего сырья	203
<i>Алексеева С.А., Хохуля М.С., Черезов А.А., Фомин А.В.</i> Изучение закономерностей процесса измельчения лопаритовой руды текущей и перспективной добычи	211
<i>Пашичев Б.Н., Ульянова Е.В., Малинникова О.Н.</i> Влияние на свойства угольного пласта микроструктуры петрографических составляющих	215

ФЛОТАЦИЯ, ГРАВИТАЦИЯ, МАГНИТНАЯ И ЭЛЕКТРО-МАГНИТНАЯ СЕПАРАЦИЯ	219
<i>Афанасова А.В., Александрова Т.Н., Кузнецов В.В.</i> Развитие методического подхода к оценке флотуемости сульфидных минералов	219
<i>Матвеева Т.Н., Громова Н.К., Ланцова Л.Б.</i> Формирование адсорбционного слоя цианэтилированного дитиокарбамата на золотосодержащем халькопирите в условиях флотации комплексных руд	222
<i>Семушкина Л.В., Абдыкирова Г.Ж., Турысбеков Д.К., Нарбекова С.М., Калдыбаева Ж.А., Мухамедилова А.М.</i> Применение комбинированного флотореагента при обогащении медьсодержащего сырья	226
<i>Турысбеков Д.К., Семушкина Л.В., Нарбекова С.М., Калдыбаева Ж.А., Мухамедилова А.А., Мусина М.М.</i> Изучение влияния комбинированной микрофлотации в обогащении бедной полиметаллической руды	230
<i>Титков С.Н., Конобеевских А.В., Афонина Е.И., Алиферова С.Н.</i> Совершенствование технологии переработки калийных руд – новые флотационные реагенты	234
<i>Соложенкин П.М.</i> Оксихлориды сурьмы и висмута при инновационной переработке сурьму- и висмутсодержащих руд	237
<i>Соложенкин П.М.</i> Флотореагенты на основе селеноксантогената-и-селенокарбамата в качестве собирателей сульфидных минералов благородных металлов	239
<i>Соложенкин П.М.</i> Изучение замещения серы традиционных диалкилдитиофосфатов на селен-и-теллур	246
<i>Матвеева Т.Н., Гетман В.В., Каркешкина А.Ю.</i> Изучение сорбционной и флотационной активности минералов медно-молибденовых руд с использованием композитного реагента	251
<i>Кондратьев С.А., Коваленко К.А.</i> Определение стабильности флотационного агрегата в турбулентном потоке	255
<i>Кондратьев С.А.</i> Сила и селективность действия флотационного реагента	259
<i>Каркешкина А.Ю., Гетман В.В.</i> Изучение физико-химических свойств дитиопирилметана на пиритах различной природы	263
<i>Юрьев А.И., Лесникова Л.С., Величко В.В., Дацев М.С., Лукожев И.О.</i> Исследования по повышению эффективности процесса дообогащения отвального малоникелистого пирротинового продукта	266
<i>Лебедок А.В., Куртуков В.С., Чебурашкин А.С., Маркворт Л.</i> Оценка эффективности использования пневматических флотомаши <i>«Allflot»</i> при переработке шламовой фракции лежалых хвостов хвостохранилища №1 Норильской обогатительной фабрики	270

<i>Гаврилова Т.Г.</i> Взаимодействие ионов тяжелых металлов с ксантогенатом в механизме активации сульфидной флотации	279
<i>Морозов Ю.П., Интогарова Т.И.</i> Теоретический анализ замкнутого цикла измельчения с процессом флотоклассификации	283
<i>Цицилина Д.М.</i> О влиянии физической формы сорбции собирателя при флотации несульфидных минералов	286
<i>Гурман М.А.</i> Особенности флотации золото-медно-порфировой руды	290
<i>Коновалов И.А.</i> Влияние синергетического эффекта тиольных собирателей на показатели флотации сульфидов	292
<i>Закирничный В.Н., Шихов Н.В., Назаренко Л.Н., Мушкетов А.Ал.</i> Разработка технологии обогащения титан-циркониевых песков месторождений Республики Казахстан	296
<i>Фадеева Н.В., Орехова Н.Н., Малышев О.А., Щелкунов С.А.</i> Влияние третичных ацетиленовых спиртов на флотацию тонких частиц золотосодержащего пирита	299
<i>Юшина Т.И., Пурэв Баянмунх, Д'Элия Янес Калим Себастьян</i> Совершенствование реагентного режима флотации медно-порфировых руд месторождения Эрдэнэтийн-Овоо	303
<i>Цэнд-Аюуш Ц., Оюунтунгалаг Х.</i> Влияние ионного состава техногенных вод на эффективность обогащения медно-порфирового месторождения Эрдэнэтийн-Овоо	307
<i>Шепета Е.Д., Рябой В.И.</i> Поиск решений повышения контрастности минеральных поверхностей сульфидных минералов в цикле медной селекции	312
<i>Афанасенко С.И.</i> Научные основы разработки центробежных концентраторов	317
<i>Солоденко А.Б., Критская М.Ж., Евдокимов С.И.</i> Исследование механики бинарных систем магнитных жидкостей с линией трехфазного контакта	321
<i>Рахимов Х.К.</i> Установка для изучения агрегирования частиц в гидродинамических условиях флотации без применения флокулянтов	325
<i>Коваленко Е.Г.</i> Моделирование и оптимизация замкнутого водооборота в цикле пенной сепарации алмазосодержащих кимберлитов	328
<i>Куликов В.И., Федоров Ю.О., Чикин А.Ю.</i> Совершенствование технологии предварительного обогащения золотосодержащих руд методом рентгенорадиометрической сепарации	332
<i>Морозов В.В., Чантурия Е.Л., Ковальчук О.Е.</i> Повышение устойчивости люминофорсодержащих эмульсий на основе химического регулирования состава поверхности и олеофильности неорганических люминофоров	337

- Подкаменный Ю.А., Макалин И.А.* Обоснование совокупности спектрально-кинетических параметров рентгенолюминесцентных сепараторов для селективного извлечения алмазных кристаллов 341
- Лучко М.С., Федотов П.К., Лукьянов Н.Д.* Применение инструментов статистического анализа для обработки данных обогащения золотосодержащего сырья методом отсадки в центробежном поле 346
- Емельянова К.К., Прокопьев С.А., Прокопьев Е.С., Кадесников И.В., Копылов С.А., Турецкая Н.Ю., Шилкин А.Н.* Перспективы применения винтовой сепарации в технологической схеме Соколовско-Сарбайского горно-обогатительного производственного объединения 350
- Анисонян К.Г., Копьев Д.Ю., Заблоцкая Ю.В., Олюнина Т.В., Садыхов Г.Б.* Влияние условий солянокислотной обработки красноцветных песков Пижемского месторождения на их обогащение магнитной сепарацией 354
- Копьев Д.Ю., Анисонян К.Г., Олюнина Т.В., Садыхов Г.Б.* Обогащение продуктов восстановительного обжига лейкоксенового концентрата магнитной сепарацией 356
- КОМПЛЕКСНАЯ ПЕРЕРАБОТКА МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ, ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ 360**
- Чантурия В.А., Бунин И.Ж., Миненко В.Г., Рязанцева М.В., Самусев А.Л., Кожевников Г.А., Копорулина Е.В.* Выщелачивание редких и редкоземельных элементов из упорных концентратов и нетрадиционного минерального сырья в условиях энергетических воздействий 360
- Юшина Т.И., Петров И.М., Черный С.А., Петрова А.И.* Проблемы и перспективы переработки вторичного сырья редкоземельных металлов 364
- Богатырева Е.В., Шиманец А.С., Семенов А.А., Кулагин Б.Р.* Исследование получения соединений лантана из группового редкоземельного концентрата 368
- Чантурия В.А., Самусев А.Л., Миненко В.Г.* Интенсификация химико-электрохимического выщелачивания золота из упорного минерального сырья 370
- Гагиева Ф.А., Пухова В.П., Гагиева З.А.* Извлечение ионов марганца (VII) из водных растворов активированным костным углем (АУ) 374
- Зароченцев В.М., Кондратенко Т.В., Макоева А.К.* Использование щелочной гидрометаллургической технологии для переработки свинец и цинкосодержащих оксидных материалов 378
- Мязин В.П., Гончаров Д.С., Соколова Е.С.* Использование метода блочного моделирования для описания процессов кучного выщелачивания золота в штабеле 382
- Гуляшинов П.А., Дамбаева А.Ю., Антропова И.Г.* Особенности обжига окисленных и сульфидных свинцово-цинковых руд 386

**«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки
природного и техногенного минерального сырья»**

- Хомоксонова Д.П., Антропова И.Г.* Комплексная переработка молибденитовых концентратов с предварительным термохимическим активированием магниевым минералом бруситом 388
- Бербенев А.О.* Комбинированный способ переработки медьсодержащих молибденитовых концентратов на основе обжига с карбонатом натрия 391
- Рассказова А.В.* Оценка комбинированного реагентного комплекса при перколяционном выщелачивании медных руд 393
- Лавриненко А.А., Кунилова И.В., Лусинян О.Г.* Перспективные направления комплексной переработки золошлаковых отходов сжигания углей 396
- Докучаева А.И., Малинникова О.Н., Ульянова Е.В., Долгова М.О.* Изменение скорости термического разложения углей в зависимости от склонности к самовозгоранию 400
- Бузунова Т.А., Шигаева В.Н.* Исследования возможности использования железного концентрата Волковского месторождения в качестве утяжелителя при обогащении угля в тяжелой суспензии 404
- Непомнящих М.П.* Снижение сорбционной активности углистых золотосодержащих руд и концентратов с применением биотехнологии 408
- Борисов Р.В., Брагин В.И., Жижаев А.М., Усманова Н.Ф.* Изучение процессов осаждения золота на лежалых хвостах переработки золотосодержащих руд 413
- Мясникова О.В., Бубнова Т.П.* Комплексное использование нерудных полезных ископаемых из отвалов горных предприятий Арктических районов Карелии 417
- Муравьев М.И., Панюшкина А.Е., Фомченко Н.В.* Селективное биовыщелачивание никеля из коллективных сульфидных концентратов 420
- Лукьянов А.А., Богородский А.В., Баликов С.В.* Изучение кинетики растворения золота тиоцианатными растворами методом вращающегося диска 424
- Крылова Л.Н., Селиверстов А.Ф.* Взаимодействия элементарной серы с озоном в водном растворе кислоты 428
- Рутковский А.Л., Хадзарагова Е.А., Юрошева Т.А.* Исследование процесса электролиза цинка с целью выявления взаимосвязей параметров процесса 431
- Агафонов Д.Г., Садыхов Г.Б., Копьев Д.Ю., Олюнина Т.В., Анисонян К.Г.* Влияние продолжительности восстановительного обжига редкометалльно-редкоземельных руд Чуктуконского месторождения на показатели извлечения ниобия и марганца в шлак 438

- Заблоцкая Ю.В., Садыхов Г.Б., Тужилин А.С.* Перспективность гидрометаллургического автоклавного выщелачивания известковым молоком для комплексной переработки кремнисто-титановых концентратов 440
- Тужилин А.С., Балмаев Б.Г., Ветчинкина Т.Н., Заблоцкая Ю.В.* Исследование физико-химических свойств хлоридных растворов алюминия и железа 442
- Ветчинкина Т.Н., Тужилин А.С., Балмаев Б.Г.* Изучение физико-химических свойств оксида алюминия, полученного из его гидратных форм 444
- Аканова Г.Ж., Исмаилова А.Г., Камысбаев Д.Х.* Выбор условия растворения неодимового магнита 448
- Атмаджиди А.С., Гончаров К.С., Садыхов Г.Б.* О возможности получения пригодных для переработки шлаков при восстановительном обжиге титаномагнетитового концентрата на угольной подложке 450
- ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ И ЭКОНОМИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ПРОЦЕССОВ ПЕРЕРАБОТКИ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ** 454
- Горлова О.Е., Шадрунова И.В.* Развитие методологических оснований и обоснование параметров ресурсосберегающей экологически ориентированной переработки горнопромышленных отходов по комбинированным технологиям 454
- Ксенофонов Б.С., Якушкин В.П.* Очистка шахтных вод с использованием способов физико-химической обработки 459
- Медяник Н.Л.* Математическое моделирование процесса переработки техногенных вод 463
- Евдокимов С.И.* Гравитационно-флотационная технология извлечения золота из техногенных россыпей 467
- Думов А.М., Юшина Т.И., Ву Ван Тоан, Макавецкас А.Р., Крылов И.О.* Изучение вещественного состава отходов добычи бурожелезняковых руд для оценки возможности вовлечения их в переработку 471
- Шевченко А.С., Морозов Ю.П., Вальцева А.И., Битимбаев М.Ж.* Комбинированная технология переработки техногенного минерального сырья 478
- Минин В.А., Афанасенко С.И., Цурков Н.А., Лазариди А.Н., Левченко Л.М.* Комплексный гравитационно-химический метод обезвреживания ртутисодержащих отходов 482
- Никоненко Т.В., Мязин В.П.* Флотационное доизвлечение ценных компонентов из техногенного россыпного месторождения Нижняя-Борзя (Забайкальский край) 485

**«Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки
природного и техногенного минерального сырья»**

- Хохуля М.С., Фомин А.В., Алексеева С.А., Карнов И.В.* Оптимизация технологии получения железорудного концентрата из техногенного материала хвостохранилища АО «Олкон» **488**
- Найманбаев М.А., Ультаракова А.А., Лохова Н.Г., Касымжанов К.К.* Комплексная переработка хлоридных отходов производства титана **492**
- Свердлик Г.И., Атаева А.Ю., Атаев А.Р.* Разработка новой аппаратуры для улавливания наночастиц при работе с промышленными отходами **496**
- Сосновский С.А., Сачков В.И.* Комплексная переработка техногенного углесодержащего сырья **498**
- Хатькова А.Н., Шумилова Л.В., Патеюк С.А.* Экспериментальное определение оптимальных технологических параметров флотационного обогащения отходов выщелачивания датолитовых концентратов **502**
- Холикулов Д.Б., Нормуратов Р.И., Хайдаралиев Х.Р., Рузикулов К.М.* Гидрометаллургическая переработка цинковых кеков в условиях цинкового завода АО «Алмалыкский ГМК» **505**
- Алексеева О.Л., Прокопьев С.А., Шуплецов А.Ф.* Экономическая эффективность переработки техногенных месторождений россыпного золота **509**
- Соломатин Д.В., Сопоева И.А.* Организация и использование отходов полимерных материалов **511**
- Глаголева И.В., Орехова Н.Н.* Комбинации разделительных процессов при переработке вельц-клинкера **514**
- Шадрунова И.В., Колодежная Е.В., Гаркави М.С., Горлова О.Е.* Изучение возможности обогащения цинкового клинкера сухим способом **517**
- Красавцева Е.А., Макаров Д.В.* Оценка влияния хранилищ отходов обогащения лопаритовых руд на окружающую среду и технологическое решение по снижению негативного воздействия **520**
- Кыдэжы М.В., Сычева Н.А., Броницкая Е.С., Ануфриева С.И.* Предварительная оценка применения методов глубокого обогащения для переработки техногенного железосодержащего сырья **523**
- Рубановская С.Г., Джагаева М.С.* Эколого-экономические особенности переработки техногенных отходов **527**
- Гриднев Е.А., Цгоев Т.Ф.* Загрязнение почв селитебной зоны г. Владикавказ тяжёлыми металлами и методы их рекультивации **530**
- Камбердиева С.С., Хетагурова Т.Г.* Управление параметрами производственного потенциала горного предприятия при отработке техногенных запасов **534**
- Киенко Л.А., Воронова О.В.* Особенности селекции кальцийсодержащих минералов при флотации техногенного сырья **537**

- Арешина Н.С., Касиков А.Г., Дрогобужская С.В.* Концентрирование микропримесей при переработке пылей обжига никелевого концентрата АО «Кольская ГМК» 541
- Воробьев А.Е., Дьяченко В.В., Воробьев К.А., Мадаева М.З.* Пылевое загрязнение горно-обогатительными производствами прилегающих территорий Северного Кавказа 545
- Соломатин Д.В., Сопоева И.А.* Система управления отходами и особенности экономики замкнутого цикла Европейского союза 549
- Стефунько М.С., Орехова Н.Н.* Особенности формирования техногенных вод медно-колчеданных месторождений 553
- Хадзарагова Е.А., Шелкунова Т.Г.* Экономическое обоснование конверсии горнодобывающих предприятий при отработке техногенных запасов 557
- Красавцева Е.А., Иванова Т.К., Мосендз И.А., Максимова В.В., Канарейкина И.П., Паникоровский Т.Л., Слуковская М.В.* Гидрофизические свойства как лимитирующий фактор самовосстановления техногенных ландшафтов 562
- Кашеков Д.Ю., Гончаров К.В., Олюнина Т.В., Садыхов Г.Б., Смирнова В.Б.* Переработка мазутных отходов тепловых электростанций 565