



Министерство науки и высшего образования РФ  
Уральский государственный горный университет

Горно-металлургическая секция  
Российской академии естественных наук

ООО «Таилс КО»

ХІХ УРАЛЬСКАЯ ГОРНОПРОМЫШЛЕННАЯ ДЕКАДА

**МАТЕРИАЛЫ  
XXVI Национальной научно-технической  
конференции**

**«Научные основы и практика переработки  
руд и техногенного сырья»  
26-27 мая 2021 г.**

**(100 лет кафедре обогащения полезных ископаемых УГГУ)**

**Екатеринбург – 2021**

УДК 622.7

НЗ4

Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: материалы XXVI Национальной научно-технической конференции, 26-27 мая 2021 г., проводимой в рамках XIX Уральской горнопромышленной декады 19-29 мая 2021 г., Екатеринбург: Издательство «Форт Диалог-Исеть», 2021. – 280 с. – ISBN 978-5-6045512-3-3

В сборнике материалов конференции рассмотрен широкий круг вопросов, связанных с теорией и практикой переработки руд и техногенного сырья, в том числе освещены вопросы опробования, рудоподготовки, технологической минералогии, гравитационных, магнитных, электрических, флотационных и химических методов обогащения минерального сырья.

Материалы могут представлять интерес для специалистов предприятий горнодобывающей и металлургической промышленности и быть полезными для студентов и аспирантов.

ISBN 978-5-6045512-3-3

УДК 622.7

© ООО «Таилс КО», 2021

**КАФЕДРА  
ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ  
УРАЛЬСКОГО ГОСУДАРСТВЕННОГО ГОРНОГО УНИВЕРСИТЕТА  
1921-2021 Г.**

**Козин В. З.**

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

В 1914 году учрежден Уральский горный институт в Екатеринбурге.

Сохранилось личное дело Михаила Федоровича Ортина, в котором его рукою записано: «с 15 августа 1921 г. – заведующий кафедрой обогащения полезных ископаемых».

С этой даты начат отсчёт работы кафедры ОПИ, второй в России после такой же кафедры в горном вузе Санкт-Петербурга.

Михаил Федорович возглавлял кафедру до 1953 г, т. е. 32 года. За этот период сделано много:

1. Создана лаборатория кафедры, действующая до сих пор. Работает сохраненная дробилка крупного дробления, изготовленная в 1925 г.

2. Выпущено 459 инженеров – обогатителей. Среди них Герои социалистического труда Королев А. А. и Матюшин П. П., член-корр. АН СССР Ревнивцев В. И., Министр цветной металлургии и председатель ГНТК СМ Казахстана Сиразутдинов А. М., ректор СГИ с 1931 по 1935 год Ярутин П.Я., 14 лауреатов государственных (Сталинских) премий.

3. Организован в 1929 году институт «Уралмеханобр». Ортин М. Ф. до конца жизни (1958 г.) являлся его сотрудником. Костяк «Уралмеханобра» всегда составляли выпускники кафедры ОПИ УГИ (СГИ, УГГГА, УГГУ). «Уралмеханобру» есть чем гордиться за прошедшие 92 года.

4. Издана одна из редких по тем временам монографий «Механическое обогащение руд», 1932 и 1937 г.

К настоящему времени кафедра ОПИ, одна из немногих, сохранивших свое название с момента организации, выпустила 4601 горных инженеров-технологов обогатителей. Бурные события XX века отразились и на выпусках кафедры.

Выпуски инженеров обогатителей по периодам:

10 лет 3 ч./год – Первые 10 лет выпущено 30 инженеров;

7 лет 25 ч./год – Индустриализация 1934-1940 гг. – 170 инженеров;

10 лет 11 ч./год – Война и послевоенные годы 1941-1951 гг. – 111 инженеров;

7 лет 80 ч./год – Послевоенные годы (ВИК) – 1952-1958 гг. – 555 инженеров;

33 года 62 ч./год – Стабильное развитие – 1959-1991 гг. – 2048 инженеров;

29 лет 58 ч./год – Новые условия – 1992-2021 гг. – 1687 инженеров.

Подготовка инженеров обогатителей сегодня ведется по учебному плану, содержащему 16 специальных дисциплин, читаемых кафедрой.

Естественно, читается классика: «Дробление, измельчение, грохочение», «Гравитационные методы обогащения», «Магнитные и электрические методы обогащения», «Флотационные методы обогащения», «Проектирование обогатительных фабрик» и т. п.

Но кроме традиционных преподаются и инновационные:

- Информационные процессы обогащения.
- Гидрохимические процессы обогащения.
- Опробование минерального сырья.
- Теория разделения минералов.
- Теория инженерного эксперимента.
- Компьютерные расчеты в обогащении.
- Исследование руд на обогатимость.
- Современные обогатительные фабрики.
- Горнопромышленная экология.

Преподаватели кафедры творчески подходят к процессу подготовки специалистов, что позволяет им читать традиционные курсы, сопровождая их авторским взглядом и авторскими оценками, а инновационные курсы полностью сформированы авторами. Кафедра выпустила 16 учебников и учебных пособий.

Лаборатория кафедры содержит:

- участок дробления;
- участок измельчения;
- участок пробоподготовки;
- участок электрических и пневматических методов обогащения;
- участок аналитики с РФА;
- участок гидрохимического обогащения;
- машинный зал, содержащий установки:
  - Сепаратор рентгенофлюоресцентный.
  - Концентрационный стол.
  - Отсадочную машину.
  - Винтовой сепаратор и шлюз.
  - Центробежные сепараторы.
  - Магнитные сепараторы и анализаторы.
  - Флотационные машины.
  - и другое оборудование.

Студенты в процессе изучения дисциплин осваивают работу на всем лабораторном оборудовании и к 5 курсу подходят к выполнению самостоятельной работы по исследованию на обогатимость и выпускной квалификационной работы.

На кафедре работали:

1. Ортин М. Ф. – заведующий 1921-1953 г.
2. Диомидов А. П. – заведующий 1953-1971 г.
3. Козлов В. С. – доцент
4. Тюренков Н. Г. – профессор
5. Ярутин П. Я. – доцент
6. Парфенов И. А. – ст. преподаватель
7. Арашкевич В. М. – доцент
8. Гаврилова Е. В. – ассистент
9. Цыпин Ф. Т. – ассистент
10. Шагабутдинов Г. Н. – ст. преподаватель
11. Белов М. Н. – доцент
12. Волегов А. С. – доцент
13. Келина И. М. – доцент
14. Петрова М. В. – ст. преподаватель
15. Мелких В. И. – доцент
16. Тарчевская И. Г. – доцент
17. Александрова Е. П. – доцент
18. Потылицин М. Ю. – доцент
19. Иванов Э. Э. – доцент
20. Меринов Н. Ф. – доцент
21. Чуянов Г. Г. – профессор
22. Комлев С. Г. – доцент
23. Кравец Б. Н. – профессор

Современный состав кафедры:

1. Козин В. З. – заведующий, д. т. н.
2. Морозов Ю. П. – профессор, д. т. н.
3. Цыпин Е. Ф. – профессор, д. т. н.
4. Пелевин А. Е. – профессор, д. т. н.
5. Колтунов А. В. – доцент, к. т. н.
6. Овчинникова Т. Ю. – доцент, к. т. н.
7. Бекчурина Е. А. – доцент, к. т. н.
8. Хамидулин И. Х. – доцент, к. т. н.
9. Водовозов К. А. – ст. преподаватель.
10. Заведующая лабораторией, инженер-обогачитель Аксеньюшкина М. В.

Кафедра с 1996 г. ежегодно проводит научно-техническую конференцию «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья», на которую представляют доклады обогащители России и зарубежья. Ежегодно поступает около 100 докладов и выпускаются труды конференции.

Кафедра участвует в работе Плаксинских чтений, участвовала в работе Международного конгресса по обогащению *IMPC* 2018 в Москве.

Преподаватели публикуют статьи и монографии.

Выпускники кафедры работают по всей стране.

Они составляют значительную часть технологов обогатителей Урал-механобра, ОАО «УГМК», ОАО «Ураласбест», Качканарского ГОКа, НИИ-Проектасбеста, Казахмыса, алмазных фабрик Якутии, ЗФ «Норильский никель», и др.

Они прибывают в УГГУ на ежегодные встречи.

На кафедре хранятся альбомы, в которые занесены все выпускники с № 1 до № 4601 с фотографиями на момент выпуска и характеристикой учёбы. Выпускники разглядывают альбомы с большим интересом.

УДК 622.765.4

## **ЭКОНОМИКО-ОРИЕНТИРОВАННЫЙ АЛГОРИТМ ОПТИМИЗАЦИИ ПРОЦЕССА КОЛЛЕКТИВНОЙ ФЛОТАЦИИ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫХ РУД**

**Эрдэнэзул Жаргалсайхан<sup>1</sup>, Тумен-Оюуш Батмунх<sup>2</sup>, Ганбат Самдан<sup>3</sup>, Морозов В. В.<sup>4</sup>**

<sup>1</sup>Технологический институт Эрдэнэт, г. Эрдэнэт, Монголия

<sup>2</sup>ПГС «Предприятие Эрдэнэт», г. Эрдэнэт, Монголия

<sup>3</sup>Горнодобывающая компания «РКИ Азия Ассайерс», Монголия

<sup>4</sup>ФГАОУ ВО Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва, Россия

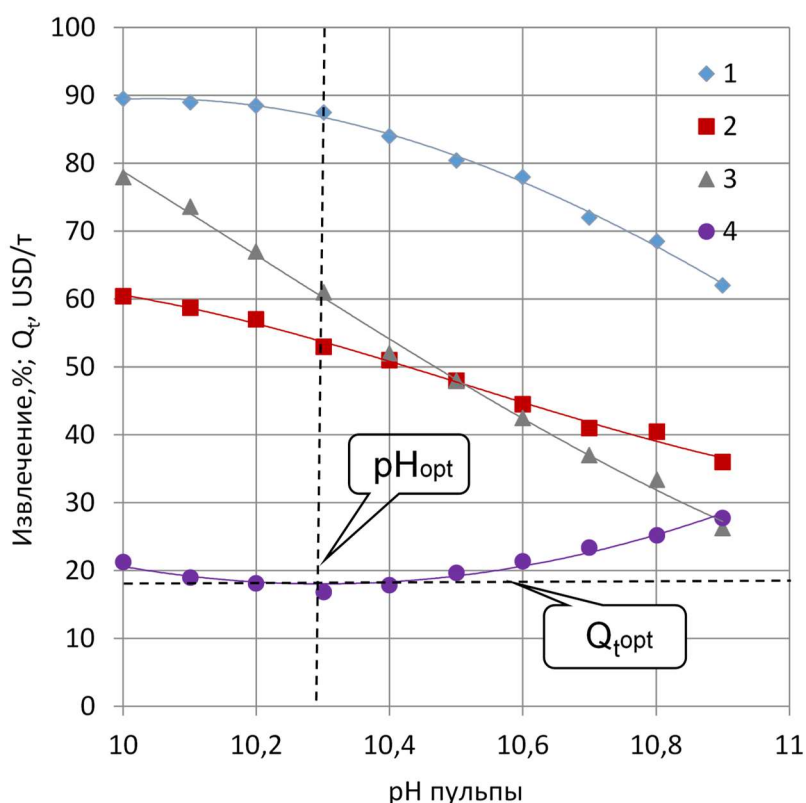
При оптимизации процессов рудоподготовки и флотационного обогащения полиметаллических руд необходимости учитывать влияние большого количества качества факторов на конечную эффективность [1]. В числе наиболее значимых факторов – параметры процесса переработки экономического плана, включая стоимости извлекаемых металлов [2]. Для решения задачи оптимизации технологического режима флотации был разработан комплексный критерий оптимизации, представляющий собой выраженные в стоимостной форме потери ценных компонентов и потери от снижения качества концентратов [3]:

$$Q_t = \varepsilon^*_{Cu} \Pi_{Cu} \alpha_{Cu} + \varepsilon^*_{Mo} \Pi_{Mo} \alpha_{Mo} + \varepsilon_{Py} \Pi_{Py} \alpha_{Py}; \quad (1)$$

где:  $\varepsilon^*$ ;  $\varepsilon$ ;  $\Pi$ ;  $\alpha$ - потери, извлечение, цена и содержание в руде меди ( $Cu$ ), молибдена ( $Mo$ ). пирита ( $Py$ ).

Под ценой пирита понимаются затраты на повышение качества медного концентрата (отделения пирита) в селективном цикле.

Необходимость использования обобщенного критерия обусловлена тем, что для процесса коллективной медно-молибденовой флотации анализ отдельных зависимостей извлечений металлов от рН среды, приведенный на рисунке 1, не позволяет выделить область эффективного течения процесса. Поставленная задача поиска оптимальных параметров процессов измельчения и флотации решается с использованием критерия оптимизации – критерия приведенных потерь  $Q_t$ , зависимость которого от параметров реагентного режима (в данном случае рН среды) имеет выраженный минимум (рисунок 1).



**Рисунок 1 – Зависимости извлечения меди (1), молибдена (2), пиритного железа (3) в медно - молибденовый концентрат и критерия приведенных потерь (4) от рН среды в операции коллективной медно-молибденовой флотации**

Одним из положительно проявивших себя путей решения задачи определения оптимального режима флотации медно-молибденовых руд на лабораторном и укрупненном уровне исследований является применение метода факторного эксперимента (метода крутого восхождения) [4].

В представленной в таблице 1 матрице факторного эксперимента производится варьирование трех факторов: расхода собирателя (РС), расхода вспенивателя (РВ) и рН среды. Базовый уровень переменных: РС = 17 г/т, РВ = 9 г/т; рН = 10,3. Эти параметры соответствуют опыта технолога для процесса обогащения руд.

**Таблица 1 – Результаты факторного эксперимента по оптимизации реагентного режима основной коллективной медно-молибденовой флотации (1-й шаг)**

№	РА	РВ	рН	$\beta_{Cu},\%$	$\beta_{Mo},\%$	$\beta_{Fe},\%$	$\varepsilon_{Cu},\%$	$\varepsilon_{Mo},\%$	$\varepsilon_{Fe},\%$	$Q_t$
1	15	7	10,0	13,35	0,24	9,36	90,37	46,93	29,26	5,40
2	15	7	10,6	14,08	0,29	9,91	90,91	54,65	28,93	4,29
3	15	11	10,6	13,37	0,31	9,16	84,27	56,45	26,11	6,52
4	15	11	10,0	12,83	0,23	10,11	82,78	42,87	32,41	7,31
5	19	11	10,6	13,10	0,29	9,51	88,74	56,75	29,13	5,04
6	19	11	10,0	12,41	0,26	9,45	90,69	54,89	30,57	4,41
7	19	7	10,0	13,09	0,24	9,83	92,64	48,86	29,54	3,73
8	19	7	10,6	12,36	0,25	9,01	80,70	46,59	26,60	7,84
Среднее				13,07	0,26	9,54	87,64	51,00	29,07	5,57

С использованием совокупности расчетных уравнений были получены регрессионные уравнения первого порядка, описывающие изменение показателей процесса при изменении расходов реагентов в выбранных интервалах варьирования:

$$\beta_{Cu} = 13,07 + -0,33 \text{ РА} - 0,15 \text{ РВ} + 0,15 \text{ рН} \quad (2)$$

$$\varepsilon_{Cu} = 87,64 + 0,55 \text{ РА} - 1,02 \text{ РВ} - 1,48 \text{ рН} \quad (3)$$

$$\varepsilon_{Mo} = 51,0 + 0,77 \text{ РА} + 1,74 \text{ РВ} + 2,61 \text{ рН} \quad (4)$$

$$Q_t = 5,56 - 0,86 \text{ РА} + 0,24 \text{ РВ} + 0,36 \text{ рН} \quad (5)$$

Анализ полученных уравнений подтверждает вывод о затруднительности оптимизации процесса по отдельным критериям.

Знак при коэффициенте критерия приведенных потерь отрицательный (уравнение 4), что подтверждает справедливость решения об увеличении расхода собирателя. Значение коэффициента при расходе вспенивателя в уравнении для критерия приведенных потерь (уравнение 4) определенно говорит о необходимости снижения расхода вспенивателя. Аналогичным образом при увеличении рН среды приведенные потери растут, что позволяет рекомендовать снижение величины рН.

На втором этапе был проведен факторный эксперимент с меньшим интервалом варьирования параметров процесса и скорректированным базовым уровнем расходов реагентов и рН. Анализ результатов показал, что коэффициент при расходе собирателя в уравнении для критерия приведенных потерь существенно снизился (с -0,86 до -0,19), что говорит о приближении к оптимальной области. Снижение абсолютных значений коэффициентов говорит о том, что центр матрицы приблизился к области оптимальных расходов.

Необходимости в третьем шаге итераций нет, поскольку значения изменений расходов реагентов стали бесконечно малыми, меньше точности эксперимента. Поэтому полученные базовые значения параметров были использованы при постановке контрольного опыта.



В выбранном реагентном режиме были поставлены замкнутые опыты, моделирующие в полной мере цикл коллективной медно-молибденовой флотации. Полученные показатели показывают, что выбранный режим позволяет получить медно-молибденовый концентрат высокого качества (13,75% Cu) с высоким извлечением меди и молибдена (89,8 и 53,0%).

**Таблица 2 – Показатели замкнутого опыта коллективной флотации**

№	РА	РВ	рН	$\beta_{Cu}$	$\alpha_{Mo}$	$\beta_{Cu}$	$\beta_{Mo}$	$\epsilon_{Cu}$	$\epsilon_{Mo}$	$Q_t$
1	17,4	8,85	10,27	13,78	0,29	13,78	0,29	89,68	53,22	4,83
2	17,4	8,85	10,27	13,65	0,29	13,65	0,29	89,75	52,75	4,90
3	17,4	8,85	10,27	13,82	0,31	13,82	0,31	89,69	52,76	4,83
4	17,4	8,85	10,27	13,75	0,31	13,75	0,31	90,10	53,25	4,78
Итого среднее				13,77	0,3	13,75	0,3	89,81	53,0	4,83

Полученные результаты показали, что использование функции приведенных потерь обеспечивает быстрое нахождение области оптимальных расходов реагентов, которые обеспечивают получение высоких технологических показателей. Так сумма приведенных потерь с 1 т медно-молибденового концентрата снижается с 5,77 до 4,83 USD.

Полученные результаты послужили основанием для принятия разработанной методики выбора оптимальных расходов реагентов в перечень программно-методического обеспечения технологических исследований на обогатительной фабрике ПГС «Эрдэнэт».

#### *Список литературы*

1. Козин В.З. Исследование руд на обогатимость. Учебное пособие // Издательство УГГУ, Екатеринбург, 2009. – 380 с.
2. Баласанян С.Ш. Математическая модель формирования показателя экономической эффективности передела измельчения Каджаранской обогатительной фабрики // Обогащение руд. – 2012. – № 4. – С. 46–50.
3. Морозов В.В., Эрдэнэзул Жаргалсайхан. Оптимизация процессов измельчения и флотации с применением модель-ориентированных критериев // Труды международной конференции «Современные проблемы комплексной переработки труднообогатимых руд и техногенного сырья» (Плаксинские чтения – 2017), Красноярск, 2017. – С. 244-247.
4. Эрдэнэзул Жаргалсайхан, Тумен-Аюуш Батмунх, Морозов В.В., совершенствование реагентного режима молибденовой флотации с применением критерия оптимизации – функции приведенных потерь // научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья. Материалы XXIV Международной научно-технической конференции, проводимой в рамках XVII Уральской горнопромышленной декады. Екатеринбург. – 2019. – С. 31-36.

## УПРАВЛЕНИЕ ПРОЦЕССАМИ ДРОБЛЕНИЯ И ГРОХОЧЕНИЯ С ПРИМЕНЕНИЕМ АЛГОРИТМА НЕЧЕТКОЙ ЛОГИКИ

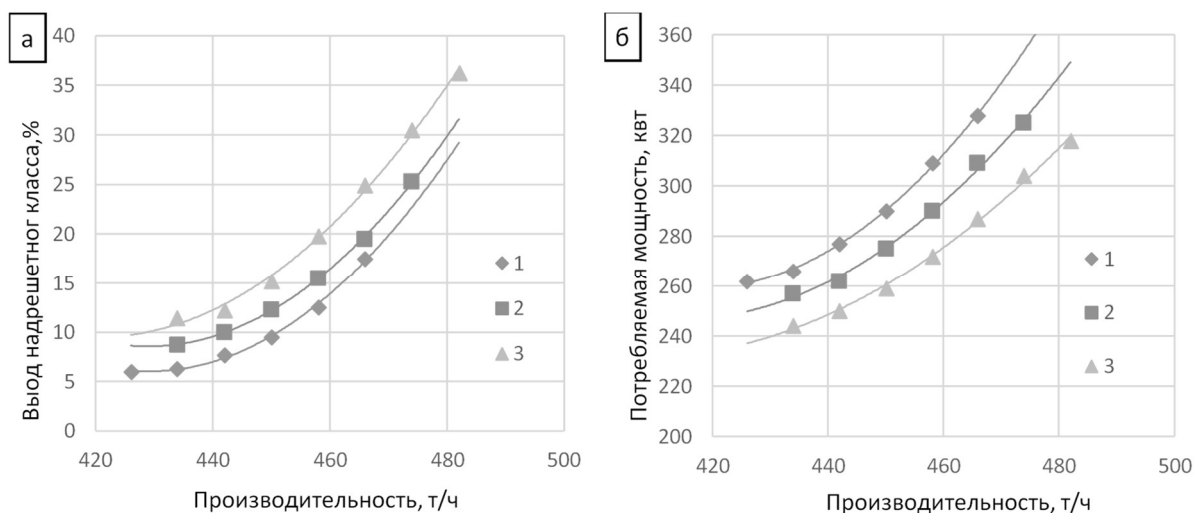
Хурэлчулуун Ишгэн<sup>1</sup>, Дэлгэрбат Лодой<sup>1</sup>, Морозов В. В.<sup>2</sup>

<sup>1</sup>ПГС «Предприятие Эрдэнэт», г. Эрдэнэт, Монголия

<sup>2</sup>Национальный исследовательский технологический университет «Московский институт стали и сплавов», Москва, Россия

Важным условием для автоматизированного управления процессами дробления и грохочения является оперативное регулирование гранулометрического состава руды [1, 2]. На КОО Предприятие Эрдэнэт был установлен и испытан визиометрический анализатор «Граникс», который обеспечивал получение качественных изображений дробленой руды на конвейере и расчет характеристик гранулометрического состава анализируемого продукта по алгоритму и программе, разработанных в Уральском федеральном университете [2]. Данные о гранулометрическом составе руды использовались для анализа оценки работы дробильного оборудования и грохотов.

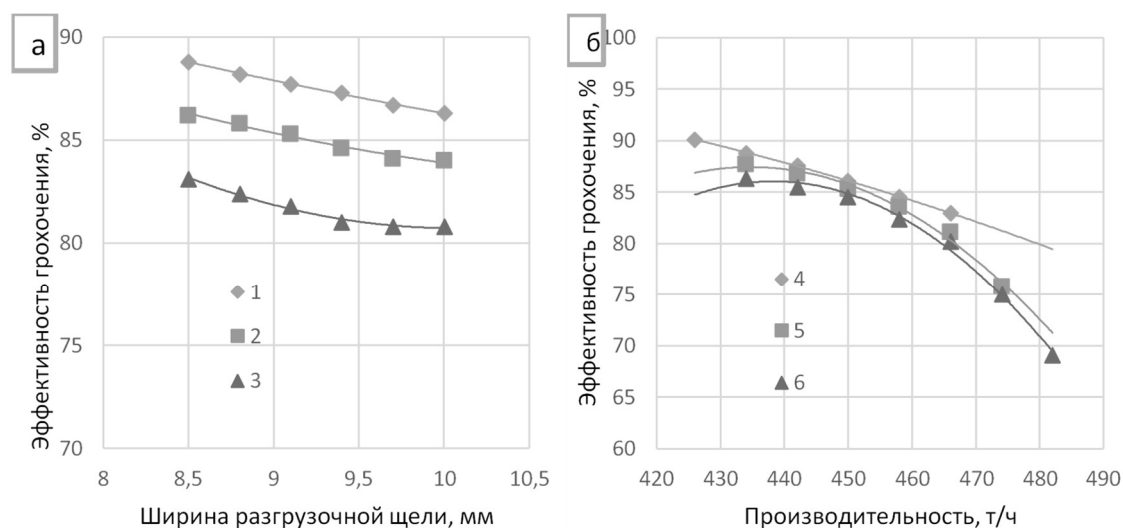
Для выбора алгоритма управления процессами дробления и грохочения были определены связи основных входных и выходных параметров процесса. Анализ зависимостей выхода надрешетного продукта от производительности дробилки КМД-3000Т (рисунок 1) показал, что увеличение производительности в интервале 425-480 т/ч ведет к увеличению выхода надрешетного продукта из-за ухудшения эффективности грохочения.



**Рисунок 1 – Зависимость выхода надрешетного класса (а) и потребляемой мощности привода (б) от производительности дробилки КМД-3000Т2-ДП в замкнутом цикле с грохотом ГКПТ-72У с ячейками 12,5×32 мм при различной ширине разгрузочной щели:  
1 – 8,5 мм; 2 – 9,1 мм; 3 – 10 мм**

Зависимость потребляемой мощности привода (рисунок 1б) от производительности дробилки КМД-3000Т2-ДП отклоняется от линейной, что обусловлено увеличением доли механических потерь энергии в дробилке. Зависимость удельного расход энергии на дробление в пересчете на готовый класс от производительности характеризуется увеличением затрат при увеличении производительности свыше 460 т/ч.

Увеличение ширины разгрузочной щели приводит к снижению эффективности грохочения лишь на 5 % (рисунок 2).



**Рисунок 2 – Зависимость эффективности грохочения по классу минус 12 мм от ширины разгрузочной щели:**

- а) при производительности дробилки КМД-3000Т2-ДП: 1 – 435 т/ч; 2 – 450 т/ч; 3 – 465 т/ч;  
 б) от производительности дробилки КМД-3000Т2-ДП при ширине разгрузочной щели: 4 – 8,5 мм; 5 – 9,1 мм; 6 – 10 мм

Увеличение ширины разгрузочной щели уменьшает количество минусового класса и облегчает его разгрузку, но при этом, увеличивается высота слоя плюсового класса и увеличивается время достижения минусовым классом просеивающей поверхности.

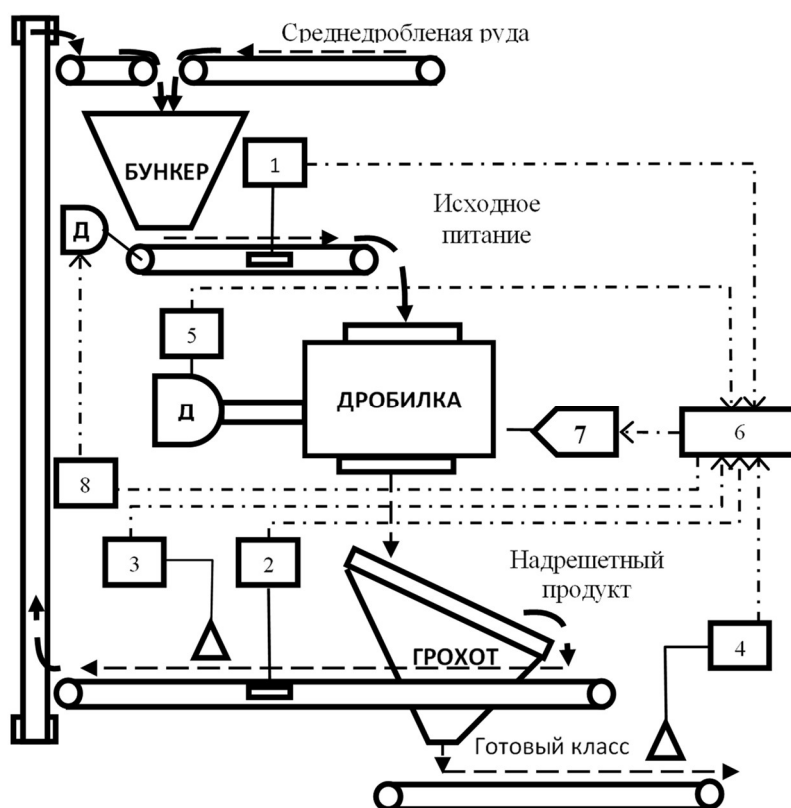
Зависимость эффективности грохочения от производительности характеризуется снижением выходного параметра с увеличением производительности.

Полученные зависимости были описаны многопараметрическими регрессионными уравнениями второго порядка, которые в дальнейшем были использованы для установления коэффициентов пропорциональности между отклонением управляющего сигнала (ширины разгрузочной щели и производительности) и отклонением измеряемых параметров (выхода надрешетного продукта и эффективности грохочения) процессов дробления.

Основной задачей проведенного математического моделирования было определение требуемых изменений регулируемых параметров (произ-

водительности и ширины разгрузочной щели дробилок) для достижения эффективных режимов работы оборудования (эффективности грохочения и выхода продуктивного класса) при изменении неконтролируемых характеристик руды (дробимости и лещиноватости).

Система оперативного управления процессами дробления и грохочения (рис. 3) включает установленные на конвейерах подачи исходного питания и возврата надрешетного продукта грохочения весы (1,2), установленные на конвейерах готового класса и возврата надрешетного продукта визиметрические анализаторы крупности (3,4), датчик потребляемой мощности привода дробилки (5), блок управления (6), регулятор ширины разгрузочной щели (7) и регулятор расхода руды (8).



**Рисунок 3 – Система управления технологическими процессами дробления и грохочения на основе оперативного визиометрического анализа гранулометрического состава продуктов и расхода энергии:**

- конвейерные весы; 3, 4 – визиометрические анализаторы гранулометрического состава руды; 5 – датчик электрической мощности дробилки; 6 – процессор;
- 7 – регулятор ширины разгрузочной щели; 8 – регулятор расхода руды

Алгоритм управления процессом дробления включает измерение параметров руды и работы дробилок и расчет оптимальной нагрузки на дробилку и ширины разгрузочной щели дробилки. Для оптимизационного управления процессами дробления и грохочения предложено использовать критерий «эффективность грохочения по классу –12 +10 мм» [16]. Выбор

данного критерия обусловлен тем, что данный класс крупности руды наиболее чутко реагирует на ухудшение условий процесса грохочения. В качестве параметра оптимизации процесса дробления также предлагается использовать известный критерий «выход продуктивного класса  $-10 +2$  мм в дробленной руде» [4]. Расчет значений критериев осуществляется с использованием полученных непрерывных гранулометрических характеристик дробленной руды и продуктов грохочения.

При использовании алгоритма автоматизированного управления процессом дробления производится расчет изменений производительности и ширины разгрузочной щели дробилки по выходу продуктивного класса, циркулирующей нагрузке, расходу энергии и эффективности грохочения.

Для регулирования применен метод нечеткой логики, предполагающий моделирование логики оператора [13], и определяющий направление и размер изменения управляемого параметра в зависимости от изменения значений измеряемых параметров процесса дробления.

Принятый способ регулирования позволяет отрабатывать возмущающие воздействия как по изменению физико-механических свойств руды (крепости, лещиноватости), так и состояния просеивающей поверхности грохота. По временному «дрейфу» показателей эффективности грохочения при средних показателях производительности и энергоемкости производится как корректировка используемых регрессионных уравнений, так и диагностика работы дробилок и грохотов.

Принцип регулирования по используемому алгоритму поясняется таблицей 1, в которых представлен выбор производительности дробилки и ширины разгрузочной щели дробилки в зависимости от эффективности грохочения по классу  $-12+10$  мм, потребляемой мощности дробилки, выходу продуктивного класса ( $-10 +2$  мм).

**Таблица 1 – Выбор изменения производительности дробилки по эффективности грохочения и потребляемой мощности дробилки**

Потребляемая удельная мощность, кВтч/т	Эффективность грохочения по классу $-12+10$ мм, %				
	Менее 60	60-65	65-70	70-75	Более 75
Более 0,85	-10%	-7,5%	-5%	-2,5%	0
0,825-0,85	-7,5%	-5%	-2,5%	0	+2,5%
0,80-0,825	-5%	-2,5%	0	+2,5%	+5%
0,775-0,80	-2,5%	0	+2,5%	+5%	+7,5%
Менее 0,775	0	+2,5%	+5%	+7,5%	+10%

Оценка эффективности разработанной системы была осуществлена при проведении технологических испытаний сравнением результатов работы передела рудоподготовки с управлением подачи руды с поддержанием заданной производительности и ширины разгрузочной щели и, в качестве контрольного режима, с управлением загрузкой по прежней схеме, предусматривающей измерение выхода двух характеристик крупности дробленой руды (выхода класса +12 мм и среднего размера кусков) и выбор управляющего воздействия оператором.

Результаты промышленных испытаний показали, что разработанный режим автоматизированного управления процессом дробления позволяет получить готовый дробленый продукт заданной крупности (95 % класса – 12 мм) и увеличить производительность передела на 5,7 % (с 440 до 465 т/ч).

Критерием оценки эффективности работы системы был выбран расход энергии на рудоподготовку. Наибольший вклад в расход энергии связан с затратами электроэнергии в операции измельчения руды на шаровых мельницах МШЦ. Результаты испытаний, приведенные в табл.3, показали возможность сокращения суммарного расхода энергии на операции рудоподготовки с 4,99 до 4,87 кВтч/т.

Анализ полученных результатов испытаний показал, что разработанная система автоматизированного управления замкнутым циклом дробление – грохочение позволяет увеличить производительность и снизить расход энергии на операцию рудоподготовки. Экономический эффект за счет увеличения производительности на 5,7% при снижении расхода энергии на 2,8% по данным экономической оценки результатов испытаний составил 160,3 тыс. долларов США. Полученные результаты послужили основанием для проведения модернизации АСУТП отделения дробления на основе анализа гранулометрических характеристик руды.

#### *Список литературы*

1. Газалеева Г.И., Цыпин Е.Ф., Червяков С.А. Рудоподготовка. Дробление, грохочение, обогащение. Изд.: ОАО "Уралмеханобр". – Екатеринбург, 2014. – 912 с.
2. Морозов В.В., Улитенко К.Я., Ганбаатар З., Дэлгэрбат Л. Разработка и применение автоматизированных систем управления процессами обогащения полезных ископаемых. – М.: ИД «Руда и Металлы», 2013.
3. Круглов В.Н., Лисиенко В.Г. Анализ промышленных испытаний бесконтактной гранулометрической компьютерной системы «Индикатор крупности» // Международный журнал экспериментального образования. – 2010. – № 1. – С. 90-94.
4. Хурэлчулуун Ишген, Морозов В.В. Оптимизация дробления медно-молибденовой руды в замкнутом цикле // Труды Международной конференция «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья. – Екатеринбург, 2018 г. – С.6-10.

## **ВОЗМОЖНОСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ ДВУХСТАДИАЛЬНОЙ СХЕМЫ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ ЖЕЛЕЗНОЙ РУДЫ ЗА СЧЁТ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ТОНКОГО ГРОХОЧЕНИЯ ВО ВТОРОЙ СТАДИИ**

**Пелевин А. Е.**

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

Повышение эффективности схем обогащения магнетитовых руд связано в основном с повышением качества концентратов [1] и со снижением удельных затрат на измельчение руды [2–5]. С целью снижения энергозатрат на шаровое измельчение в замкнутых циклах вместо гидроциклонов применяются гидравлические грохоты тонкого грохочения [6–8].

*Целью выполненных исследований* явилась оценка возможности применения схемы обогащения с двумя стадиями измельчения и выбор размера отверстия сит грохотов для замкнутого цикла измельчения второй стадии. Исследования выполнены применительно к титаномагнетитовой руде Гусевогорского месторождения.

Схема обогащения титаномагнетитовой руды на Качканарском ГОКе включает три стадии измельчения и четыре стадии ММС. Первая стадия измельчения осуществляется в стержневых мельницах.

Исходным продуктом явился магнитный продукт (промпродукт) мокрой магнитной сепарации (ММС-I) после стержневого измельчения. Исследования выполнены в лабораторных условиях.

Измельчение промпродукта ММС-I во второй стадии выполнено с помощью дискового истирателя с выводом продукта с заданной крупностью с помощью сита. Надрешётный продукт сита поступал обратно в истиратель. Измельчение прекращалась при достижении в продукте массовой доли частиц с размером меньшим размера отверстия сита, равной 95 %. По такой методике моделировался замкнутый цикл измельчения второй стадии.

Исследовано четыре схемы с тонким грохочением, отличающиеся размерами отверстия сита (схемы № 1–4,  $a=0,63; 0,315; 0,16; 0,1$  мм). Дополнительно выполнено обогащение промпродукта ММС-I по существующей на ОФ Качканарского ГОКа схеме с шаровым измельчением и ММС во второй и третьей стадиях.

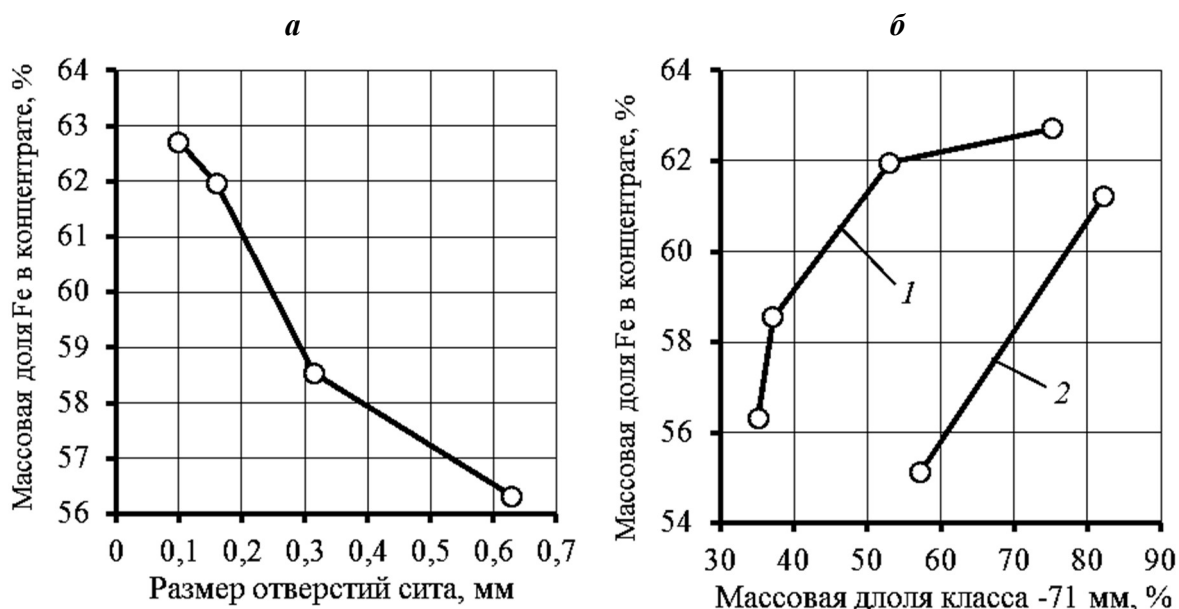
Мокрое магнитное обогащение выполнено в лабораторном сепараторе 120Т-СЭМ. Для всех схем в каждой стадии ММС использована основная и перечистная операция. Шаровое измельчение по существующей схеме выполнено в лабораторной мельнице ( $V=7$  л).

Снижение размера отверстий сит с 0,63 до 0,1 мм (схемы № 1–4) приводит к увеличению массовой доли железа в концентрате с 56,32 до 62,71 % и массовой доли класса  $-0,071$  мм в концентрате с 35,17 до 75,20 %. При

этом происходит снижение выхода концентрата с 19,75 до 16,65 % и извлечения железа в концентрат с 71,06 до 66,71 %.

Товарный концентрат для производства агломерата с массовой долей железа не менее 61 % получен только при использовании схем № 3 и 4 с применением сит грохотов с размерами отверстий 0,16 и 0,1 мм. Двухстадиальные схемы № 3 и 4 с тонким грохочением по сравнению со стандартной трёхстадиальной схемой позволили получить более высококачественный концентрат с большей массовой долей железа (61,97–62,71 % против 61,21 %). Однако применение схемы № 4 по сравнению с существующей схемой привело к снижению извлечения железа в концентрат с 67,65 до 66,71 %. Использование схемы № 3 обеспечило одинаковое (небольшое повышение с 67,65 до 67,87 %) извлечение железа в концентрат по сравнению с существующей схемой.

Главным критерием возможности применения двухстадиальной схемы измельчения и обогащения вместо трёхстадиальной схемы является не повышение технологических показателей, а увеличение экономических показателей, в основном связанных со снижением затрат на измельчение за счёт исключения мельниц третьей стадии. При этом технологические показатели обогащения при использовании двухстадиальной схемы не должны снижаться. Поэтому среди рассмотренных четырёх двухстадиальных схем с применением тонкого грохочения в замкнутом цикле измельчения второй стадии лучшей является схема № 3 с использованием сит грохотов с размером отверстий 0,16 мм.



**Рисунок 1 – Изменение массовой доли Fe в концентрате от размера отверстия сита грохота (а) и от массовой доли класса –0,071 мм в концентрате (б):**

1 – двухстадиальная схема с использованием грохочения; 2 – существующая схема



На рисунке 1, *а* приведена зависимость массовой доли железа в концентрате от размера отверстия сита грохота. Для достижения требуемой массовой доли железа в концентрате для производства агломерата (не менее 61 % Fe) необходимо во второй стадии измельчения использовать грохота с размером отверстий не более 0,2 мм.

На рисунке 1, *б* приведена зависимость массовой доли железа в концентрате от массовой доли класса  $-0,071$  мм в нём при использовании двухстадиальных схем с тонким грохочением и существующей схемы.

Двухстадиальная схема с использованием тонкого грохочения по сравнению с существующей трёхстадиальной схемой позволяет получать товарный концентрат при большей его крупности. Поэтому для условий Качканарского ГОКа двухстадиальную схему можно использовать только при производстве концентрата для агломерации.

#### *Список литературы*

1. Пелевин А. Е. Повышение качества магнетитовых концентратов в переменном магнитном поле // Обогащение руд. 2019. № 6. С. 19–24.
2. Пелевин А. Е., Сытых Н. А. Стадиальное извлечение железного концентрата с помощью барабанного сепаратора с модифицированной ванной // Обогащение руд. 2016. № 4. С. 10–15.
3. Прокопьев С. А., Пелевин А. Е., Напольских С. А., Гельбинг Р. А. Стадиальное выделение магнетитового концентрата с использованием винтовой сепарации // Обогащение руд. 2018. № 4. С. 28–18.
4. Пелевин А. Е., Сытых Н. А. Применение тонкого гидравлического грохочения для стадиального выделения титаномагнетитового концентрата // Обогащение руд. 2021. № 1. С. 8–14.
5. Пелевин А. Е. Пути повышения эффективности технологии обогащения железорудного сырья // Черная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации. 2019. Т. 75. № 2. С. 137–146.
6. Вайсберг Л. А., Коровников А. Н. Тонкое грохочение как альтернатива гидравлической классификации по крупности // Обогащение руд. 2004. № 3. С. 23–34.
7. Коровников А. Н., Бузунова Т. А. Исследование процесса классификации рудных пульп на вибрационном грохоте // Обогащение руд. 2018. № 5. С. 17–21.
8. Пелевин А. Е., Сытых Н. А. Испытания двухстадиальной схемы измельчения титаномагнетитовой руды // Обогащение руд. 2018. № 2. С. 13–18.

## ОСОБЕННОСТИ ПОЛУЧЕНИЯ И ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ТИТАНОМАГNETИТОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ

Булатов К. В., Газалеева Г. И.

ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия

Запасы титаномагнетитовых руд, характеризующиеся низким содержанием диоксида титана (до 3 %), согласно данным государственного доклада о состоянии и использовании минерально-сырьевых ресурсов РФ, учитываются как запасы месторождений железных руд. Из них на долю ванадиево-титаномагнетитовых руд приходится 12,3 % запасов РФ [1]. Добыча и обогащение титаномагнетитовых руд с получением железного концентрата в мире осуществляется только на Качканарском (Урал) и Олекминском (Дальний Восток) ГОКах, металлургическая переработка - на Нижне – Тагильском Металлургическом Комбинате (НТМК), а также в Китае на предприятии Паньчжихуа.

По соотношению содержания железа и диоксида титана руды подразделяются на:

- низкотитанистые руды ( $Fe/TiO_2$  больше 8);
- среднетитанистые руды ( $Fe/TiO_2$  от 5 до 8);
- высокотитанистые руды ( $Fe/TiO_2$  от 2,3 до 5);
- весьма высокотитанистые руды ( $Fe/TiO_2$  меньше 2,3) [2].

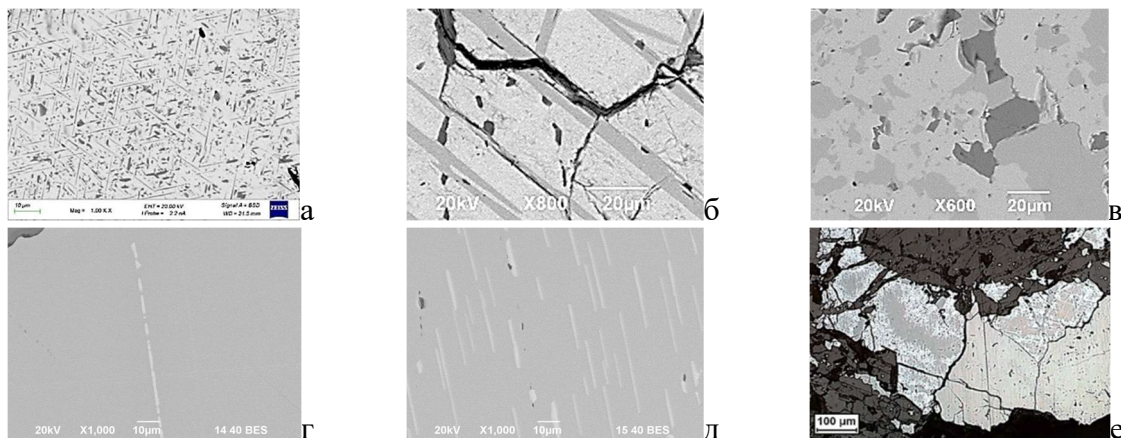
По минералогическим характеристикам руды делятся на титаномагнетитовые, ильменит-титаномагнетитовые и существенно ильменитовые руды.

Титаномагнетитовые, ильменит-титаномагнетитовые и существенно ильменитовые руды ( $TiO_2$  более 3 %), заключенные в габброидах, составляют 25,3 % запасов месторождений титана РФ. Добыча таких железо-титановых руд не ведется в связи с отсутствием возможности получения кондиционного по содержанию титана железного концентрата, удовлетворяющего требованиям доменного производства, и выделения ильменитового продукта заданного качества. Поэтому для обеспечения титановой промышленности применяется импортируемое титановое сырье - в основном ильменитовые (200 тыс. т) и в небольшом количестве рутиловые концентраты (12 тыс. т) [3].

Анализ существующих технологий обогащения титаномагнетитовых руд показал, что основная причина получения некондиционного железного концентрата связана со сложностью реализации физического разделения рудных минералов, находящихся в микроагрегатах титаномагнетита. 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.

Структура распада твердых растворов ряда гематит-ильменит прослеживается в свободных зернах ильменита, рисунок 1, г, д. Обилие и мощность пластинок гематита способствуют разубоживанию ильменитового продукта  $Fe_2O_3$ .



**Рисунок 1 – Структуры рудных агрегатов.**

Продукты распада твердого раствора ряда магнетит-ильменит с формированием паркетного (а) и решетчатого (б) строения, сегрегационных обособлений (в). Продукты распада твердого раствора ряда гематит-ильменит с образованием отдельных пластинок гематита в ильмените (г) и гемоильменита (д). Структура замещения магнетита гематитом (е). Изображение в обратно-рассеянных электронах (а-д). Отраженный свет, николи параллельны (е)

В процессе постмагматических преобразований по-разному проявляются изменения в силикатной и рудной составляющих. Преобразования в силикатной части отмечаются проявлением структур изменения и замещения. Микроагрегаты титаномагнетита подвержены мартитизации, выраженной в частичном или полном замещении магнетита гематитом, рисунок 1, е, что приводит к снижению значений удельной магнитной восприимчивости и изменению поведения мартитизированного титаномагнетита во внешнем магнитном поле.

Запасы титаномагнетитовых руд России и СНГ практически неисчерпаемы. В таблице 1 приведены результаты исследований титаномагнетитовых руд различных месторождений России и стран СНГ, проведенных в институте Уралмеханобр [4].

Массовая доля железа в титаномагнетитовых рудах находится в пределах от 14-15 до 40 %.

**Таблица 1 – Химический состав исходных руд и концентратов, полученных из титаномагнетитовых руд различных месторождений**

Месторождения	Массовая доля, %								
	Fe	TiO <sub>2</sub>	V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	P	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO
<b>Качканарское</b>									
Исходная руда	16,0	1,3	0,15	0,03	0,02	39,0	10,1	14,1	8,9
Концентрат I	60,8	2,64	0,55	0,03	0,009	5,0	2,62	1,9	2,8
Концентрат II	62,1	2,4	0,58	0,03	0,007	3,6	2,44	1,06	2,06
<b>Суоямское</b>									
Исходная руда	16,3	1,65	0,15	0,045	1,0	35,7	4,37	20,1	11,0
Концентрат	60,6	2,82	0,51	0,03	0,122	4,35	1,69	2,41	1,75
<b>Копанское</b>									
Исходная руда	22,4	6,5	0,27	0,36	0,048	33,3	11,0	8,3	5,5
Концентрат	58,7	12,3	0,95	0,23	0,005	2,2	1,7	0,82	0,74
<b>Медведевское</b>									
Исходная руда	21,0	8,18	0,23	0,49	0,027	34,6	11,7	8,23	4,73
Концентрат	60,8	10,0	0,79	0,13	0,005	2,25	1,15	0,41	0,62
<b>Велиховское-Южное</b>									
Исходная руда	18,5	1,75	0,28	0,13	0,06	37,4	4,41	16,0	12,3
Концентрат	61,3	4,41	0,79	0,072	0,01	3,34	2,13	1,35	2,39
<b>Тебинбулакское</b>									
Исходная руда	16,1	1,9	0,18	0,044	0,074	38,6	7,05	15,4	10,6
Концентрат	66,6	2,96	0,66	0,033	0,018	1,43	1,26	0,73	0,53
<b>Куранахское</b>									
Исходная руда	34,4	10,0	0,47	0,11	0,042	23,5	11,2	2,39	1,71
Концентрат	62,0	6,68	1,0	0,019	0,019	1,58	3,54	0,45	0,75

Из таблицы 1 следует, что практически все руды, кроме качканарской, имеют повышенное содержание титана. По сравнению с качканарской рудой, в которой содержание титана составляет 1,3 %, приемлемыми по данному показателю являются титаномагнетитовые руды Суоямского, Велиховского – Южного и Тебинбулакского месторождений, где содержание титана не превышает 2 %. Остальные месторождения титаномагнетитовых руд имеют данный показатель на уровне 4,5-10 %.

Плавка титаномагнетитовых концентратов отличается трудностями [5], связанными с особенностями восстановления титана и образованием неплавких масс в горне доменной печи. При 1550-1620 °С вязкость шлака увеличивается в несколько раз вплоть до полного загустевания расплава. При этом на поверхности шлака образуется пленка, ее свойства существенно отличаются от свойств остальной массы шлака. Обнаружено, что эта пленка содержит карбиды и нитриды титана, образующиеся при контакте с углеродом и азотом. Образование тугоплавких соединений в виде карбонитридов и оксикарбонитридов является одной из особенностей восстановления оксидов титана и основной помехой к использованию высокотитанистых концентратов.

Объектом исследований АО «Уралмеханобр» в 2020 г. являлся железный концентрат АО «Святогор», получаемый из руды Северо-Западного участка Волковского месторождения. Были проведены исследования с целью определения пригодности данного концентрата как магнетитового утяжелителя при тяжелосредней сепарации угля, получения металлизированного продукта для электроплавки и др.

Была исследована проба железного концентрата 1 текущего производства АО «Святогор» массой 200 кг с содержанием  $Fe_{\text{общ.}}$  – 59,39-61,7 %,  $TiO_2$  – 6,58-6,90 %,  $Cu$  – 0,031 %,  $P$  – 0,03-0,12 %,  $S$  – 0,06-0,25 %. Содержание частиц крупностью –45 мкм – 52,0, а также проба железного концентрата 2 соответствующего требованиям Технологического Регламента новой обогатительной фабрики по переработке руды Волковского месторождения:  $Fe_{\text{общ.}}$  – 62,7 %,  $TiO_2$  – 5,92 %,  $Cu$  – 0,024 %,  $P$  – 0,014 %,  $S$  – 0,11 %. Содержание частиц крупностью –45 мкм – 74,06 %.

Исследования показали, что магнетитовая суспензия на базе текущего концентрата 1 АО «Святогор» по показателю устойчивости соответствует нормативным требованиям для тяжелосредней сепарации угля. Для данного концентрата показатель объема осветленной суспензии (плотность 2000 кг/м<sup>3</sup>) составляет 15,52 %. Для концентрата 2 новой фабрики суспензия обладает устойчивостью при плотности 1800 кг/м<sup>3</sup> – 20,61 %. Концентраты 1 и 2 соответствуют требованиям к магнетитовым утяжелителям по ТУ.

При проведении опытов по металлизации титаномагнетитового концентрата Волковского месторождения по технологии Itmk3 был получен легированный ванадием чугун и титанистый шлак. Наилучшие показатели процесса металлизации были получены для титаномагнетитового концентрата месторождения Волковское при добавке фторида кальция  $CaF_2$  – содержание железа в металле составило 92,9 % при степени извлечения 99,3 %, степень десульфурации 65 % при конечном содержании серы в гранулах 0,29 %, степень перехода ванадия в металл 0,86, извлечения оксида титана в шлак 99,7 %.

#### *Список литературы*

1. Государственный доклад о состоянии и использовании минерально-сырьевых ресурсов российской федерации в 2018 году.

2. Быстров И. Г. Оценка влияния неоднородности титаномагнетита на обогатимость железных руд магматического генезиса: Дисс. к. г. н: 25.00.05 / Быстров И. Г. – М., 2014. – 117 с.

3. Быховский, Л. З. Ильменитовые и титаномагнетитовые месторождения России в связи с ультрабазитовыми и базитовыми комплексами: перспективы освоения и комплексного использования / Л. З. Быховский, Л. П. Тигунов, Ф. П. Пахомов // Третья международная конференция «Ультрабазит-базитовые комплексы складчатых областей и связанные с ними месторождения». – 2008. – С. 93–96.

4. Г.И. Газалеева. Развитие технологии обогащения титаномагнетитов, перспективы ее широкого использования в России и СНГ. Комплексное использование сырья / Труды Конгресса с международным участием и элементами школы молодых ученых «Фундаментальные исследования и прикладные разработки процессов переработки и

утилизации техногенных образований» 18-21 июня 2019 г. – Екатеринбург: Изд-во «Уральский рабочий», 2019 г. С. 66-72.

5. Газалеева Г. И. Современные тенденции переработки титансодержащих руд / Г. И. Газалеева, Н. В. Шихов, Н. А. Сопина, А. А. Мушкетов // Черная металлургия, 2015. – Вып. 12. – С. 30 – 36.

УДК 622.7

## **ИСПОЛЬЗОВАНИЕ НОВЫХ ОТЕЧЕСТВЕННЫХ РЕАГЕНТОВ ДЛЯ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕВОГО ШПАТА НА ПРИМЕРЕ РУД ВИШНЕВОГОРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ**

**Газалеева Г. И., Назаренко Л. Н.**

ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия

Объектами исследований являлись пробы исходного продукта основной флотации по действующей технологической схеме ОАО «Вишневогорский ГОК», пробы пенного продукта основной и контрольной флотации.

Цель работы – повышение извлечения полевого шпата в кондиционный концентрат. Поиск новых реагентов для темноцветной флотации и флотации кальцита, альтернативных используемому реагенту-собирателю флон-9 и таловому маслу.

По данным химического анализа средней пробы определено, что проба исходного продукта основной флотации содержит:  $K_2O$  – 7,57 %;  $Na_2O$  – 7,65 %;  $CaO$  – 2,83 %;  $Fe_2O_3$  – 2,01 %. Проба пенного продукта основной флотации содержит  $K_2O$  – 5,85 %;  $Na_2O$  – 4,24 %;  $CaO$  – 11,40 %;  $Fe_2O_3$  – 8,59 %. Проба пенного продукта контрольной флотации состоит из  $K_2O$  – 4,51%;  $Na_2O$  – 4,31 %;  $CaO$  – 2,14 %;  $Fe_2O_3$  – 6,52 %.

Изучение минералогического состава проб показало, что наиболее распространенным рудным минералом являются альбит и микроклин. Нерудные минералы представлены кальцитом, биотитом, нефелином и апатитом. Анализ раскрытия минералов показал, что минералы полевых шпатов, слюды и карбонатов в пробах раскрыты практически на 100 %. Потери полевого шпата в пенном продукте основной флотации по существующей схеме связаны со шламами, классом минус 0,044 мм, частный выход которого составил 43,22 %, содержание альбита – 2 %, микроклина – 47 %. Извлечение альбита в шламы составило 57 %, микроклина – 64 %. Потери полевого шпата в пенный продукт контрольной флотации также связаны со шламами.

В лабораторных условиях ОАО «Уралмеханобр» был уточнен фабричный реагентный режим флотации, принятый за базовый, и проверены реагентные режимы, в том числе с новыми реагентами – аналогами талового

масла, реагента-собиранителя Флон-9 и депрессорами. Исследовалось влияние новых реагентов (УДК) на процесс флотации полевого шпата, как по отдельности, так и совместно с выявлением синергетического эффекта.

По результатам исследований в качестве аналога таллового масла рекомендован реагент УДК-6к, в качестве аналога Флон-9 – реагенты УДК-11, УДК-17, УДК-19 и УДК-20.

Флотационные исследования по выявлению синергетического эффекта проводились при следующем сочетании новых реагентов:

- УДК-6к и УДК-17;
- УДК-6к и УДК-19;
- УДК-6к и УДК-20.

Условия проведения флотационных экспериментов и реагентный режим соответствовали фабричным, уточненным при постановке базовых опытов.

Камерные продукты флотационного обогащения были перечислены ВГСМС при магнитной индукции поля 1 Тл и 1,4 Тл. Кроме того, в экспериментах с использованием реагентов УДК -19 и УДК – 20 осуществлялась магнитная доводка продуктов не только сухим способом (ВГСМС), но и мокрым (ВГММС).

Балансы продуктов обогащения по синергетическим экспериментам приведены в таблице 1.

Анализ данных таблицы 1 показал:

– без применения депрессора после магнитной доводки получены удовлетворительные результаты на сочетании новых реагентов УДК-6 (аналог таллового масла) и УДК-17 (аналог Флон-9). При их использовании получен полевошпатовый концентрат с содержанием  $Fe_2O_3$  – 0,16 %, СаО – 0,88 % и извлечением выше базового на 1,74 % при близком выходе концентрата;

– применение депрессора в сочетании с новыми реагентами УДК-6к (аналог таллового масла) и УДК-19 и УДК-20 (аналоги Флон-9) позволило в значительной степени поднять выход полевошпатового концентрата, с 55,9 % до 75,01 – 78,18 %, в целом на 19,11 – 22,28 %. Извлечение  $Na_2O$  в готовый полевошпатовый концентрат с применением такого сочетания реагентов также повысилось в значительной степени, с 61,71 % до 80,90 – 84,66 %, на 19,19 – 22,95 %. Содержание  $Fe_2O_3$  и СаО в концентратах составило 0,19 – 0,20 % и 0,45 – 0,50 % соответственно.

Расход реагента УДК-19 – 100 г/т является суммарным расходом для основной и контрольной флотации. 60 % направляется в основную флотацию, 40 % – в контрольную флотацию. Полученный пенный продукт при исследованиях является суммарным основной и контрольной флотации.

**Таблица 1 – Балансы продуктов обогащения основной и контрольной флотации и ВГСМС (ВГММС) при сочетании реагентов**

Продукты	Выход, %	Массовая доля, %				Извлечение, %			
		K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO
Таловое масло – 150 г/т, флон-9 - 100 г/т, ВГСМС (базовый опыт 1)									
Пенный	27,23	4,45	5,57	6,43	8,81	16,00	19,82	87,11	84,73
Магнитный	16,02	7,69	8,49	1,11	1,04	16,26	17,78	8,82	5,90
Немагнитный (п/ш к-т)	56,75	9,04	8,41	0,14	0,47	67,74	62,40	4,06	9,37
Σ камерный	72,77	8,74	8,43	0,36	0,59	84,00	80,18	12,89	15,27
Итого	100,00	7,57	7,65	2,01	2,83	100	100	100	100
УДК-6к (300 г/т) + УДК-11 (100+50=150 г/т) + ВГСМС (1 Тл; 1,4 Тл)									
Пенный	30,55	5,17	6,56	4,35	6,17	20,87	26,20	66,26	66,56
Магнитный 1(1 Тл)	10,49	6,04	7,5	5,01	3,88	8,37	10,29	26,21	14,37
Магнитный 2 (1,4 Тл)	3,81	7,23	8,5	1,79	2,59	3,64	4,24	3,40	3,49
Немагнитный (п/ш к-т)	55,14	9,21	8,22	0,15	0,80	67,11	59,27	4,12	15,58
Σ камерный	69,45	8,62	8,13	0,97	1,36	79,13	73,80	33,74	33,44
Итого	100,00	7,57	7,65	2,01	2,83	100,00	100,00	100,00	100,00
УДК 6 (150 г/т) + УДК-17 (100 +50 г/т) + ВГСМС (1 Тл)									
Пенный	28,09	5,94	6,55	5,31	5,20	22,05	24,05	74,09	51,84
Магнитный	11,94	3,77	7,56	3,56	6,94	5,95	11,80	21,13	29,42
Немагнитный	59,97	9,09	8,18	0,16	0,88	72,00	64,14	4,77	18,74
Σ камерный	71,91	8,21	8,08	0,72	1,89	77,94	75,94	25,91	48,16
Итого	100,00	7,57	7,65	2,01	2,83	100,00	100,00	100,00	100,00
Таловое масло 150 г/т, флон-9 - 100 г/т, жидкое стекло 120 г/т+ ВГСМС (базовый опыт 2 с депрессором)									
Пенный	23,62	3,70	4,95	7,28	9,35	11,54	15,29	85,56	78,12
Магнитный	20,48	7,46	8,59	1,04	1,90	20,17	23,00	10,54	13,77
Немагнитный	55,90	9,25	8,44	0,14	0,41	68,29	61,71	3,89	8,11
Σ камерный	76,38	8,77	8,48	0,38	0,81	88,46	84,71	14,44	21,88
Итого	100,00	7,57	7,65	2,01	2,83	100,00	100,00	100,00	100,00
УДК 6к (450 г/т) + УДК-19 (100 г/т) + жидкое стекло (120 г/т) + ВГСМС (1 Тл)									
Пенный	15,41	1,42	5,37	6,39	15,84	2,89	10,81	49,00	86,21
Магнитный	32,57	8,20	7,95	2,90	0,53	35,28	33,85	47,06	6,12
Немагнитный	52,02	9,00	8,14	0,15	0,42	61,83	55,35	3,94	7,67
Σ камерный	84,59	8,69	8,07	1,21	0,46	97,11	89,19	51,00	13,79
Итого	100,00	7,57	7,65	2,01	2,83	100,00	100,00	100,00	100,00
УДК 6к (450 г/т) + УДК-19 (100 г/т) + жидкое стекло (120 г/т) + ВГММС (1 Тл)									
Пенный	15,41	1,42	5,37	6,39	15,84	2,89	10,81	49,00	86,21
Магнитный	6,42	7,95	5,40	13,53	0,64	6,75	4,53	43,23	1,45
Немагнитный	78,18	8,75	8,29	0,20	0,45	90,36	84,66	7,77	12,34
Σ камерный	84,59	8,69	8,07	1,21	0,46	97,11	89,19	51,00	13,79
Итого	100,00	7,57	7,65	2,01	2,83	100,00	100,00	100,00	100,00
УДК 6к (450 г/т) + УДК-20 (100 г/т) + жидкое стекло (120 г/т) + ВГСМС (1 Тл)									
Пенный	20,70	2,68	5,85	6,64	11,69	7,34	15,82	68,44	85,50
Магнитный	31,08	8,43	8,05	1,83	0,80	34,6	32,66	28,32	8,78
Немагнитный	48,21	9,12	8,18	0,14	0,34	58,06	51,53	3,24	5,72
Σ камерный	79,30	8,85	8,13	0,80	0,52	92,66	84,18	31,56	14,50
Итого	100,00	7,57	7,65	2,01	2,83	100,00	100,00	100,00	100,00



УДК 6к (450 г/т) + УДК-20 (100 г/т) + жидкое стекло (120 г/т) + ВГММС (1 Тл)									
Пенный	20,70	2,68	5,85	6,64	11,69	7,34	15,82	68,44	85,50
Магнитный	4,29	7,77	5,86	11,56	0,86	4,40	3,28	24,65	1,30
Немагнитный	75,01	8,91	8,25	0,19	0,50	88,26	80,90	6,91	13,20
Σ камерный	79,30	8,85	8,13	0,80	0,52	92,66	84,18	31,56	14,50
Итого	100,00	7,57	7,65	2,01	2,83	100,00	100,00	100,00	100,00

Рекомендуемые параметры оптимального варианта следующие:

- расход УДК 6к – 450 г/т;
- расход УДК-19 – 100 г/т;
- расход КЭ-40 – 8 г/т;
- расход жидкого стекла – 120 г/т;
- магнитная индукция при ВГММС – 1 Тл;
- содержание твердого в питании флотации – 40 %;
- температура пульпы 20-21 °С;
- рН пульпы 9,2.

Образцы реагентов для исследований были предоставлены ПАО «Уралхимпласт» (г. Нижний-Тагил).

УДК 622.7

## **ОСОБЕННОСТИ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕВОШПАТОВОГО СЫРЬЯ СУХИМИ МЕТОДАМИ**

**Газалеева Г. И., Бузунова Т. А., Шигаева В. Н.**  
ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия

Полевые шпаты объединяют обширную группу чрезвычайно широко распространенных минералов, по химическому составу представляющих собой большую группу алюмосиликатов щелочных и щелочноземельных оксидов, главным образом оксидов калия, натрия и кальция.

Постоянно возрастающие масштабы и темпы развития народного хозяйства определяют рост потребности ряда отраслей промышленности в полевошпатовом сырье, являющемся природным источником кремнезема, глинозема и окислов щелочных металлов. При этом каждая разновидность полевых шпатов имеет свой круг применения и свои методы, используемые при обогащении. Основным методом обогащения полевошпатового сырья является флотация, при помощи, которой, происходит отделение основной массы вредных примесей [1, 2].

Классическая технология обогащения полевого шпата включает в себя подготовку материала к обогащению в операции шарового измельчения до крупности раскрытия минералов, операции темноцветной, слюдяной и полевошпатовой флотаций. Доводку полевошпатового и кварцевого песка методами магнитной сепарации.

Для выделения темноцветных минералов используется талловое масло и катионный собиратель Флон при рН среды 8-9. Слюдяная флотация осуществляется с серной кислотой в кислой среде при рН 2,4-2,7 с добавлением катионного собирателя «Флон». Полевошпатовая флотация ведется в кислой среде при рН 2,4-2,5 с катионным собирателем «Флон». Пенный продукт полевошпатовой флотации является готовым полевошпатовым концентратом, камерный продукт – кварцевый концентрат.

В результате флотационной схемы обогащения предприятия получают высококачественный слюдяной концентрат, полевошпатовый концентрат для стекольной промышленности с содержанием  $Fe_2O_3$  общ. 0,1-0,3 % и для фарфоровой промышленности с содержанием  $Fe_2O_3$  общ. 0,2-0,5 %, а также кварцевый концентрат.

Затраты на технологию обогащения полевошпатового сырья методом флотации колоссальные, это и стоимость реагентов и затраты на организацию и обслуживание хвостохранилищ, подогрев воды перед флотацией и пр. В связи с чем, на комбинатах ведутся постоянно работы по разработке и опробованию различных технологических схем, а также реагентных режимов флотации. Поставлен вопрос о замене некоторых операций флотации на высокоградиентную магнитную сепарацию (Вишневогорский ГОК, Малышевское РУ). Рассматриваются в перспективе и сухие методы обогащения.

Возможность получения кварц-полевошпатовых и слюдяных концентратов при обогащении пегматитовых и пегматоидных гранитов сухим способом представлена в работе [3]. Особенностью технологии является предварительная подготовка сырья к обогащению с помощью сушки; дробление (дезинтеграция) материала в комбинации центробежно-ударной дробилки и высокочастотного грохота «Kroosh» и обогащение методом воздушной классификации по узким фракциям с последующей магнитной сепарацией.

В рамках выполнения научно-исследовательской работы для АО «МРУ» месторождение «Кедровое» (2020 г.) проведены тестовые испытания по обогащению полевошпатового сырья сухими методами [4].

В схеме испытаний (рис. 1) применены следующие операции:

- дробление руды в центробежной дробилке ДЦ-0,5 крупностью кусков –60 мм;
- измельчение руды в центробежно-отражательной мельнице ЦОМ крупностью частиц –3 мм [5];
- классификация измельченного продукта на сите размером отверстий 0,2 и 0,4 мм с целью разделения крупной слюды от кварц-полевошпатового продукта;
- воздушная классификация в лабораторном каскадном классификаторе для получения мусковитового концентрата;

- магнитная сепарация в сухом электромагнитном сепараторе СМС-20М «ИТОМАК» для снижения содержания железосодержащих минералов в кварц-полевошпатовом продукте;
- трибоэлектростатическая сепарация в сепараторе камерного типа – для получения обогащенных полевошпатового и кварцевого концентратов.



Рисунок 1 – Схема испытаний

В результате тестовых испытаний:

- подтверждена эффективность измельчения материала крупностью минус 3 мм в ЦОМ при окружной скорости вращения ротора 10000 об/мин. Измельченный материал получен за один проход через мельницу с содержанием класса минус 0,16 мм – 54,74 %; средний диаметр частиц исходного продукта составил 0,57 мм, измельченного – 0,24 мм;

- подтверждена возможность обогащения полевошпатового сырья месторождения «Кедровое» сухими методами, а также, эффективное использование центробежного дробления и измельчения в качестве подготовки сырья к обогащению;

- получен полевошпатовый концентрат с массовой долей  $Fe_2O_3$  0,30 %,  $SiO_2$  – 69,42 %,  $Al_2O_3$  – 17,36 %,  $K_2O + Na_2O$  – 11,84 %, что характеризует его как соответствующий ТУ. Для повышения выхода, извлечения и качества полевошпатового концентрата возможна перечистка промежуточного продукта и хвостов в операции трибоэлектростатической сепарации.

Установлена особенность сухой технологии обогащения:

- измельчение материала в центробежной мельнице в открытом цикле, содержание частиц крупностью  $-0,2$  мм в измельченном продукте должно быть не более 60 %;

- обогащение измельченного продукта по отдельности: класс  $+0,2$  мм (слядяной продукт) и класс  $-0,2$  мм (кварц-полевошпатовый продукт);

- доводка кварц-полевошпатового продукта до кондиционных полевошпатового и кварцевого концентратов в операции трибоэлектросепарации.

Таким образом, результатами исследований подтверждена принципиальная возможность сухого обогащения полевошпатового сырья месторождения «Кедровое» АО «МРУ». Для разработки полной схемы сухого обогащения необходимы полномасштабные испытания предложенных методов обогащения с отработкой режимов работы аппаратов, проверкой операций обогащения и схемы с использованием замкнутых циклов, перечистных и контрольных операций.

#### *Список литературы*

1. М.А. Эйгельс. Обогащение неметаллических полезных ископаемых М., Промстройиздат. 1952. с 563.

2. Ревнивцев В.И. Обогащение полевых шпатов и кварца/ Ревнивцев В.И., М., Недра, 1970, с. 128.

3. Кутенев А.А. Технология сухого обогащения пегматитов и пегматоидных гранитов для получения кварц - полевошпатовых и слюдяных концентратов: дис. на соиск. учен. степени канд. тех. наук: 25.00.13/А.А. Кутенев – ФГБОУ ВПО «УГГУ», Екатеринбург, 2012 – 142 с.

4. Отработка технологии флотации и магнитной сепарации выветрелых и гранитовых полевошпатовых руд Кедрового месторождения. Отчет о НИР, дог. №2192/19, Бузунова Т.А., ОАО «Уралмеханобр», Екатеринбург, 2020.

5. Г.И. Газалеева. Теория, технология и техника измельчения минерального сырья // Учебник. Изд. АМБ, Екатеринбург, 2017. – 351 с.

УДК 622.7

## **ПЕРЕРАБОТКА ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД КОРБАЛИХИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ**

**Поперечникова О. Ю.<sup>1</sup>, Назаров Ю. П.<sup>1</sup>, Кутлин Б. А.<sup>1</sup>, Карасов Ю. К.<sup>1</sup>,  
Тюленев А. Ю.<sup>2</sup>, Козлова И. П.<sup>2</sup>**

<sup>1</sup>АО «НПО «РИВС», г. Санкт-Петербург, Россия

<sup>2</sup>АО «Сибирь-ПОЛИМЕТАЛЛЫ», Алтайский край, г. Рубцовск, Россия

В настоящее время на обогатительной фабрике перерабатываются полиметаллические руды Степного и Рубцовского месторождений по коллективной схеме флотации с получением медного, свинцового и цинкового концентратов. Годовая производительность обогатительной фабрики со-

ставляет 750 тысяч тонн руды в год. После реконструкции планируется увеличить переработку на обогатительной фабрике до 1,5 млн. тонн руды в год за счёт вовлечения в переработку руды Корбалихинского месторождения.

Корбалихинское колчеданно-полиметаллическое месторождение находится на территории рудного Алтая в 1,5 км к северу от г. Змеиногорска, на правом берегу р. Корбалихи, и является наиболее крупным месторождением в районе.

В настоящее время при обогащении полиметаллических руд на обогатительных фабриках используют три основных варианта технологических схем:

- схема прямой селективной флотации, которая не получила широкого распространения из-за трудностей, связанных с разделением сульфидных минералов с близкими флотационными свойствами с головы технологического процесса, как правило затронутых поверхностным окислением в процессе добычи и измельчения;

- наиболее широко применяется коллективно-селективная схема флотации, когда в коллективный медно-свинцовый концентрат преимущественно извлекаются минералы меди и свинца при подавлении флотации сфалерита и пирита. Эта технология позволяет значительно повысить селективность разделения и обеспечивает высокое извлечение металлов в различные концентраты при их высоком качестве из тонковкрапленных труднообогатимых руд;

- схема с коллективной флотацией сульфидов меди, свинца и цинка применяется значительно реже и только для бедных крупновкрапленных полиметаллических руд, которые можно извлечь в коллективный концентрат при грубом помоле руды. Существенным недостатком этой технологии является, во-первых, трудность разделения коллективного концентрата без предварительной десорбции с его поверхности сильного собирателя, без которого сложно получить высокое извлечение сульфидов, и, во-вторых, сложностью аппаратного оформления узла десорбции и отмывки собирателя, и большой потребности свежей воды (до 30-40 % отн. от общего водопотребления). Кроме этого, из-за грубого помола руды наблюдаются большие потери благородных металлов и сфалерита с хвостами коллективного цикла.

Реагентные режимы флотации полиметаллических руд за последние годы претерпели ряд значительных изменений и отличаются большим разнообразием, как в выборе модификаторов флотации, так и собирателей. В настоящее время на обогатительных фабриках при селекции минералов меди и свинца от минералов цинка и пирита в медно-свинцовом цикле флотации с целью получения медно-свинцового концентрата, который по своему вещественному составу может быть разделён по бесцианидной технологии в 100 % используется цианид натрия, как в основных операциях флотации, так и при перечистках медно-свинцового концентрата [1, 2]. При

этом следует отметить, что значительное количество обогатительных фабрик по всему миру работает при обогащении полиметаллических руд на чистой технической воде без добавления воды из хвостохранилища.

Обогатимость руд Корбалихинского месторождения изучалась многими организациями, начиная с 1963 года (ВНИИцветмет, Казмеханобр, Уралмеханобр) на пробах разного состава, часто более богатых, чем руды месторождения в среднем.

Все исследования были проведены по коллективно-селективной схеме с применением цианида при получении медно-свинцового концентрата и при его разделении. Отмечено, что применения сульфитного, тиосульфатного и других бесцианидных методов разделения положительных результатов не дали.

В 2005 году научно-исследовательский институт ОАО «Уралмеханобр» разработал технологию обогащения руды Корбалихинского месторождения по коллективно-селективной схеме при тонком помоле руды в рудном цикле измельчения (95 % кл. -44 мкм) с применением цианида при получении медно-свинцового концентрата и разделении медно-свинцового концентрата с получением пенным продуктом свинцового концентрата и хвостами контрольной свинцовой флотации медного концентрата. В качестве собирателя в медно-свинцовом цикле использовался бутиловый ксантогенат натрия, вспениватель Т-80. Для депрессии сфалерите и пирита цианистый натрий, а также сочетание сернистого натрия и цинкового купороса при суммарном расходе цианида 195 г/т. [3]

Рекомендовано цианидное разделение медно-свинцового концентрата с получением пенным продуктом свинцового концентрата и хвостами контрольной свинцовой флотации медного концентрата;

В 2013 г СП ЗАО «ИВС» выполнило исследования и разработало технологический регламент на переработку полиметаллической руды Корбалихинского месторождения на Рубцовской обогатительной фабрике ОАО «Сибирь-Полиметаллы». [4]

Предметом для лабораторных исследований послужила проба руды Корбалихинского месторождения, предоставленная ОАО «Сибирь-Полиметаллы» в январе 2013 г. Проба отобрана с юго-восточного фланга месторождения и представлена дроблёным материалом крупностью -30+0 мм.

Петрографические и минераграфические исследования руды проводились на базе минералогической лаборатории СП ЗАО «ИВС». Минераграфическое описание исходной руды и продуктов обогащения производилось при помощи бинокля Leica MZ 16, микроскопа Olympus BX51, оснащённого цифровой камерой SIMAGIS 2P-3C, специализированных программ Минерал С7 и Видео-Тест. Вещественный и минеральный состав изучался в аналитическом комплексе СП ЗАО «ИВС», оснащённом сканирующим

электронным микроскопом VEGA 3 LMU (TESCAN), с системой энергодисперсионного микроанализа IN CA X-MAX, а также рентгеновским дифрактометром 02 PHASER.

Исследование химического состава руды выполнялись в ЗАО РАЦ «Механобр Инжиниринг Аналит» (г. Санкт-Петербург).

Рациональный анализ на золото и серебро выполнен в филиале РГП «НЦ КПМС РК» «ВНИИцветмет» (г. Усть-Каменогорск).

При этом отмечено, что содержание Cu и Zn в руде, исследованной СП ЗАО «ИВС» ниже в 2 раза, чем в исходной руде, на которой проводились исследования в ООО «Уралмеханобр».

Основной целью корректировки данного Технологического регламента являлось решение следующих технологических задач:

- необходимость повышения извлечения меди в медный концентрат до 74 %;
- разработка бесцианидной технологии селекции медно-свинцового концентрата и максимального исключения его при получении медно-свинцового концентрата;
- уточнение количественных и качественных показателей в свинцовом и цинковом циклах флотации.

По результатам проведения минералогических исследований отмечено нижеследующее. Проба руды Корбалихинского месторождения относится к колчеданно-полиметаллическому типу руд. Суммарная массовая доля главных сульфидных минералов в пробе исходной руды составляет 32,66 абс. %, при заметном доминировании пирита (17,5 абс. %). В меньшей степени распространён сфалерит (9,65 абс. %), галенит (2,82 абс. %) и халькопирит (2,45 абс. %). На массовую долю вторичных минералов меди (ковеллин, халькозин, борнит) приходится 0,15 абс. %. Количество минералов группы блеклых руд в пробе руды составляет 0,09 абс. %.

Минералого-петрографический анализ руды показал наличие благоприятных и неблагоприятных признаков для проведения процессов обогащения. К неблагоприятным признакам относятся:

- брекчиевые текстуры руды;
- широко проявленные катакластические, коррозионные, коллоидные и распада твёрдых растворов структуры руды;
- тонкое срастание и прораствание сульфидных минералов между собой и по-родообразующими минералами;
- неровные, зазубренные границы срастаний между минералами;
- широкий диапазон размеров зёрен и агрегатов зёрен сульфидных минералов;
- субмикроскопические размеры выделений главных промышленных минералов меди (эмульсионная вкрапленность халькопирита в сфалерите) и свинца (пойкилитовые срастания галенита);

- присутствие в составе пробы волокнистых и пластинчатых нерудных минералов, прорастающих с рудными минералами;

неблагоприятное для процесса селекции соотношение медного и свинцового сульфидов в руде (1:1).

Для реализации предложена схема, включающая:

- измельчение до 70 % кл. -74 мкм, флотацию Cu «головки» и I основную медно-свинцовую флотацию, II основную медно-свинцовую флотацию после доизмельчения до 85 % класса -74 мкм; III основную и контрольную медно-свинцовую флотацию после доизмельчения до 98 % кл. -74 мкм;

- концентрат I и II основной медно-свинцовой флотации после оттирки идет на I Cu-Pb перерешивку, а концентрат I основной медно-свинцовой флотации на III Cu-Pb перерешивку, концентрат которой направляется на десорбцию Cu-Pb концентрата с оттиркой, отмывку и сгущение, а затем в узел селекции медно-свинцового концентрата;

- медно-свинцовый концентрат после отмывки и сгущения делится на медный (пенный) и камерный (свинцовый);

- хвосты медного цикла после сгущения и отмывки направляются в свинцовый цикл флотации;

- хвосты свинцового цикла, промпродукты медно-свинцового цикла направляются в промпродуктовый Cu-Pb цикл, хвосты которого идут на цинк-пиритную флотацию, а концентрат на первую медно-свинцовую перерешивку;

- из хвостов медно-свинцового цикла флотации получают цинковый концентрат.

Использованы реагенты известь, сернистый натрий, цинковый купорос, Аеро 9863, Flotanol C-7, КМЦ, Аероphine 3418А, ксантогенат, NaCN в медно-свинцовых перерешивках, цинковом цикле. Рассмотрено решение без применения цианида.

В марте-июне 2021 г. АО «НПО «РИВС» совместно с ОП ГеоТЦ РосГео г.Тула провело полупромышленные испытания технологии переработки руд Корбалихинского месторождения, рекомендованной регламентом 2013 г. Целью проведения полупромышленных испытаний являлась верификация (корректировка) технологического регламента на переработку руд Корбалихинского месторождения 2013 г, определение технически достижимых технологических показателей.

Схема опытно-промышленной установки ОП ГеоТЦ РосГео в г.Тула состоит из узлов: приёмки и дробления руды с крупности – 200 мм до крупности – 4 мм- со щековой дробилкой для крупного дробления с последующим дроблением в валковых дробилках с контрольным грохочением; измельчения руды; флотации; вспомогательного оборудования- питателей реагентов, насосов и т.п.

Узел измельчения состоит из:

- приёмного бункера мелкодроблёной руды;



- двухстадиальной измельчительной установки – две мельницы шаровых Denver D×L 400×600 мм в комплекте со спиральными классификаторами 150×1200 мм. Пара «мельница-классификатор» могут работать параллельно (независимо друг от друга) при одностадиальной схеме измельчения и последовательно при реализации двухстадиальной схемы измельчения;

- измельчительной установки мельницы шаровая Denver D×L 400×600 мм в комплекте с гидроциклоном для доизмельчения продуктов обогащения;

Узел флотации укомплектован 10-камерными флотомашинами 60 А-ФЛ с объёмом камер 12 литров. Для проведения доводочных операций используются лабораторные флотомшины с камерами различной ёмкости от 3 до 0,5 литра;

Для обеспечения подачи продуктов, возврата продуктов в предыдущие используются насосы НП-1М, перильстатические насосы.

Подача реагентов осуществляется с помощью скиповых питателей, плунжерных питателей, питателей истечения.

Для проведения опытно-промышленных испытаний принята технологическая схема и режимы, рекомендованные технологическим регламентом для проекта реконструкции Рубцовской обогатительной фабрики до 1,5 млн. тонн по переработке руды в год.

Схема селективно-коллективно-селективной флотации включала: I стадию измельчения до 70 % класса -74 мм с флотацией Cu-головки; II стадию измельчения до 85 % класса -74 мм перед циклом Cu-Pb флотации, включая Cu-Pb перечистки и III стадию измельчения-доизмельчения до 95 % класса -74 мм хвостов II основной флотации; десорбцию и отмывку концентрата 3-ей Cu-Pb перечистки с циклом Cu флотации, включая Cu перечистки; цикл Pb флотации, включая Pb перечистки; на хвостах Pb-цикла Zn-Pu флотацию и далее цикл Zn флотации, включая Zn перечистки.

Сгущение продуктов осуществлялось в ёмкостях 50-3000 л; отмывка в ёмкостях 50 л по мере накопления продукта. Накопление продуктов для организации оборотного водоснабжения осуществлялось в сгустителе диаметром 3 метра, в котором производился сбор хвостов флотации.

По результатам полупромышленных испытаний предложенной технологии переработки руды Корбалихинского месторождения показано:

1. Применимость предлагаемой технологической схемы и режимов для обогащения руд Корбалихинского месторождения.

2. Возможность получения концентратов требуемых кондиций КМ-6, КС-6, КЦ-3

#### *Список литературы*

1. Абрамов А.А. Флотационные методы обогащения. Т. IV, 2008, 707 с.
2. Handbook of Flotation Reagents Chemistry, Theory and Practice: Flotation of Sulfide Ores By Srdjan M. Bulatovic/Elsevier.2007, 445p.
3. Технологический регламент по обогащению руды Корбалихинского месторождения. «Уралмеханобр», г.Екатеринбург, 2005 г.

4. Технологический регламент по обогащению руды Корбалихинского месторождения. «СП «ЗАО «ИВС»», г. Санкт-Петербург, 2013 г.

УДК 622.7.09

## **КОНТРОЛЬ ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКОГО СОСТАВА И ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ В ЦИКЛАХ ДРОБЛЕНИЯ**

**Седов А. В.<sup>1</sup>, Каменецкий А. А.<sup>1</sup>, Кутлин Б. А.<sup>1</sup>, Молодцев М. С.<sup>2</sup>,  
Бразюлис Л. А.<sup>2</sup>, Морозов В. В.<sup>3</sup>**

<sup>1</sup>АО «НПО «РИВС», г. Санкт-Петербург, Россия

<sup>2</sup>Кольская горно-металлургическая компания, Россия

<sup>3</sup>ФГАОУ ВО Национальный исследовательский технологический университет  
«МИСиС», г. Москва, Россия

Наибольшие затраты на обогатительных фабриках связаны с рудоподготовкой: капитальные — 50–60 %, эксплуатационные — до 80 % [2]. Более экономичная переработка руд на ГОКах возможна при выполнении следующих условий: снижении максимальной крупности дроблёного продукта в питании мельниц I стадии измельчения с 25–30 до 10–15 мм [2]; применении на стадиях дробления современного дробильно-классифицирующего оборудования, обеспечивающего рациональное сопряжение дробилок по стадиям [3, 4, 5], автоматизированное управление работой дробилок с дистанционным регулированием разгрузочных щелей в целях получения дроблёного продукта оптимальной крупности перед измельчением [6].

В современных условиях одной из главных задач горно-обогатительных предприятий является сокращение энергетических затрат и эксплуатационных расходов в рудоподготовке. Наиболее энергоёмким в процессах рудоподготовки полезных ископаемых является процесс измельчения. Поэтому основной путь экономии удельных, прежде всего, затрат по рудоподготовке в целом – снижение крупности дроблёного продукта, поступающего в измельчение.

Перспективным направлением решения задачи повышения эффективности процессов рудоподготовки является использование систем автоматического регулирования процессов дробления и грохочения, применяющих модель - ориентированные алгоритмы и современные средства аналитического контроля.

Для достижения данной цели необходим комплексный подход к рассмотрению ряда как технологических проблем, связанных непосредственно с конструктивными решениями применяемых схем дробления, так и проблем по оптимальному автоматизированному управлению комплектом механизмов самой дробилки, как отдельного агрегата, а также механизмов по-

точно-транспортной системы подачи исходного материала и уборки готового продукта. Перспективным направлением решения задачи повышения эффективности процессов рудоподготовки является использованием систем автоматического регулирования, базирующихся на моделях оптимизируемых процессов, использовании непрерывного безконтактного измерения гранулометрического состава продуктов.

Однако существующие автоматизированные системы управления комплексов рудоподготовки лишены возможности производить контроль качества продукта после процессов классификации (грохочения) в связи с чем продукт в цикл измельчения поступает неравномерный, что отрицательно сказывается на энергетических и качественных параметрах работы фабрики в целом. Решение поставленной задачи возможно на основе разработки автоматизированного измерительного комплекса, контролирующего качество выходного продукта цикла дробления, а, следовательно, гранулометрического состава продукта и себестоимости тонны продукта, что возможно с применением систем автоматизированного регулирования ширины разгрузочной щели дробилки и производительности замкнутого цикла дробление – грохочение.

Изменения ширины разгрузочной щели могут быть использованы для поддержания постоянной крупности продукта при изменении физико-механических свойств руды. Управление разгрузочной щелью позволяет оптимизировать нагрузку на дробилки путём передачи нагрузки с одной стадии дробления на другую.

В настоящее время контроль качества на предприятии осуществляется путём отбора проб с технологических линий, транспортирующих продукцию, пресекая поток материала на ленточном конвейере или в местах перепада потока материала с помощью пробоотборника или вручную [7]. Существующий принцип выборочного отбора проб дроблёной руды, с последующим определением гранулометрического состава, не подходит по причине частичного охвата проходящей руды. Данный метод лишь собирает статистику, основываясь на том, что в полном объёме используемой руды, камни, по крупности, распределены аналогично выборке из данного объёма. Фактически данный метод рассчитан на безаварийную работу цеха.

Для определения гранулометрического состава используют следующие способы: - измерение крупных кусков по трём взаимно перпендикулярным направлениям; - ситовый анализ - рассев руды на наборе сит на классы крупности. В промышленных лабораториях традиционно применяют механические методы анализа [8]. В последние годы находят распространение оптические методы анализа крупности.

В настоящее время благодаря прогрессу в области видеотехники, микроэлектроники и вычислительной техники растущее применение в различных областях науки и промышленности получают системы безконтактного контроля, в частности системы технического зрения и лазерного контроля,

обладающие способностью преодолевать многие присущие ограничения традиционных методов просеивания [9, 10].

Разработан способ непрерывного визиометрического анализа гранулометрического состава дроблёной руды в потоке, включающий получение изображений руды, их обработку, построение непрерывных кривых распределения руды по классам крупности и обеспечивающий не достигаемое ранее непрерывное определение выхода готового класса крупности

В наибольшей степени требованиям непрерывного контроля удовлетворяет система неразрушающего контроля на основе лазерных датчиков типа SizeScan™ компании COREM, основанная на технологии объёмной съёмки в инфракрасном спектре. Оптический диапазон лазерного излучения наиболее подходит для конкретных условий эксплуатации из-за большого спектра оборудования (как приёмников, так и лазеров), и характеризуется невысокой стоимостью оборудования. Применяемое оборудование безопасно и безвредно для обслуживающего персонала.

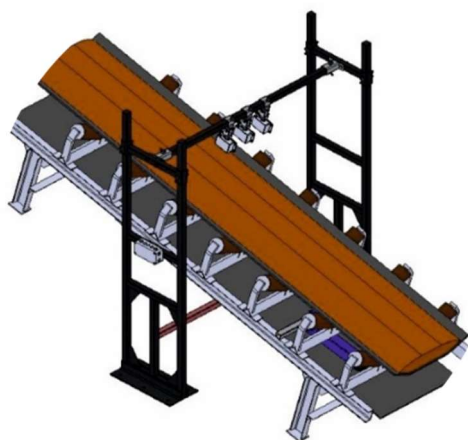
Задача обеспечения непрерывного бесконтактного анализа дроблёной руды, поступающей на измельчение, для оперативного контроля крупности стояла перед обогатительной фабрикой АО «Кольская ГМК» уже достаточно давно. Периодичность отбора проб руды с конвейера и визуальное наблюдение за крупностью руды не позволяли отслеживать и оперативно реагировать на изменения, корректируя параметры процесса дробления с целью выдерживания установленных режимных показателей и как следствие повышая удельную производительность шаровых мельниц.

Специалистами компании НПО «РИВС» было предложено бюджетное решение по оперативному отслеживанию необходимого контрольного класса крупности руды +16 мм, основанное на непрерывном сканировании поверхности рудной насыпи несколькими высокоскоростными лазерными датчиками.

На обогатительной фабрике КГМК в дробильно-транспортном отделении (ДТО) дробление руды осуществляется на нескольких каскадах дробилок и грохотов [7]. Для установки системы контроля был выбран конвейер № 7, на который установлен лазерный гранулометр, предназначенный для отработки методик получения и обработки информации с последующим расчётом параметров гранулометрического состава (рисунок 1). При работе лазерных датчиков информация от устройства передавалась в процессор, где проводилось распознавание изображения и расчёт гранулометрического состава продукта по встроенной программе системы (разработчик программного обеспечения АО «НПО «РИВС»).

Оперативный контроль крупности дроблёной руды на конвейерной ленте работает на принципе сканирования поверхности потока дроблёной руды лучами лазерных датчиков.

Обработка сигналов, снимаемых с датчиков, позволяет получить информацию о содержании контролируемых классов крупности и объёмной производительности конвейеров.



а) конвейер



б) лазерная система

Рисунок 1 – Схема установки лазерного гранулометра

### **Основные функции системы**

- оперативный контроль гранулометрического состава руды на конвейере;
- оперативный контроль производительности конвейера.

### **Общие характеристики**

- частота обработки данных 10 кГц;
- видимый красный лазер ( $\lambda = 660$  нм);
- цифровой интерфейс Ethernet;
- класс защиты IP67.

### **Варианты исполнения**

- набор точечных датчиков;
- широкополосный 3D сканер.

### **Принцип работы**

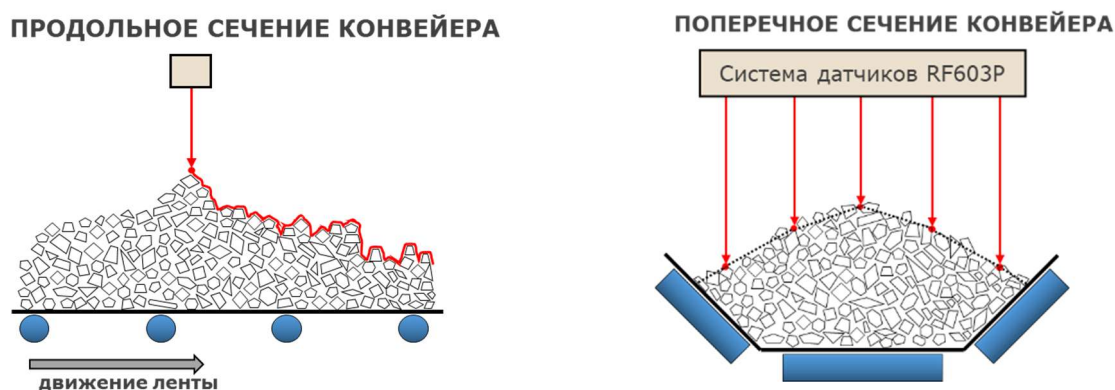
- измерение продольных и поперечных профилей рудной насыпи по нескольким датчикам;
- математическая обработка спектра входного сигнала;
- калибровка системы с привязкой к ситовому анализу;
- формирование гранулометрической характеристики руды и производительности конвейера на рабочем экране оператора-технолога.

### **Особенности**

Заказчик сам определяет необходимые для расчёта контрольные классы, под которые и будет осуществляться индивидуальная калибровка. Возможен мониторинг сразу нескольких контрольных классов.

Несущая стойка гранулометра может быть смонтирована на полу или на станине конвейера.

- + Уровень освещённости не оказывает влияние на результат измерений.
- + Уровень запылённости до  $5 \text{ г/м}^3$  не оказывает влияние на результат измерений.



**Рисунок 2 – Схема и общий вид установки системы лазерного контроля крупности над конвейером**

Летом 2019 года успешно прошли пробные испытания гранулометра на обогатительной фабрике Кольской ГМК.

Для получения показаний усреднённой (перемешанной) руды с трёх технологических линий дробления систему установили на ленточном конвейере № 7. Для оценки её эффективности в ходе испытаний провели два контрольных отбора проб: мелкодроблёной руды с требуемой крупностью и намеренно крупной с нарушением режимных показателей процесса.

Испытания показали работоспособность системы и возможность её внедрения для оперативного контроля за крупностью дробленой руды, подаваемой в бункера отделения измельчения. По их результатам в Кольской ГМК приняли решение о её закупке.

Летом 2020 г. выполнен монтаж, ПНР и ввод в промышленную эксплуатацию.

При проведении лазерного анализа грансостава руды проводился отбор проб анализируемой руды. Обработка проб производилась в лаборатории по обогащению руд в соответствии с требованиями инструкции по охране труда по физико-механическим испытаниям. Контрольный отбор руды производится с лент конвейеров № 7 с фиксацией фактического времени отбора и массы пробы. Отобранные частные пробы подвергали рассеву на лабораторных ситах для определения гранулометрического состава. При проведении сравнительных испытаний измерялась величина нагрузки на конвейер.

На рисунке 3 приведена экранная форма панели оператора гранулометра.



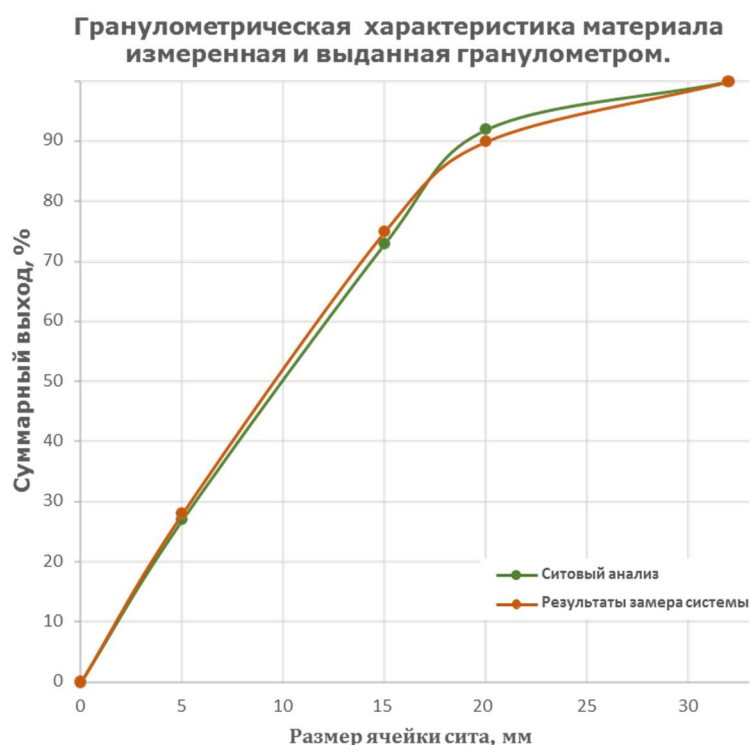
**Рисунок 3 – Экранная форма панели оператора**

В экранной форме отображается текущая информация о выходе заданных классов крупности дроблёной руды. Для оценки точности анализа проводилось сравнение данных лазерного анализа и механического отсева пробы. В таблице 1 и на рисунке 4 приведены данные сравнения результатов анализа лазерным гранулометром и механическим (рассевом).

**Таблица 1 – Характеристика дроблёного продукта (конвейер № 6)**

Дата	Каскад	Дроблёная руда, класс +16,0 мм	Показания грануло- метра, кл. + 16,0 мм
		%	%
06.10.2020	1 каскад	24,8	Объединённый про- дукт 1,2,3 каскадов 20,3
	2 каскад	12,8	
	3 каскад	23,3	
13.10.2020	1 каскад	14,4	15,9
	2 каскад	14,6	15,8
	3 каскад	18,1	19,3
17.11.2020	Объединённый продукт ДО	28,9	30,0
30.12.2020	Объединённый продукт ДО	14,85	13,95
06.04.2021	Объединённый продукт ДО	18,90	21,20

Результаты просевов подтверждают высокую точность измерений и работу анализатора в пределах заявленной погрешности (не более 4 %).



**Рисунок 4 – Сравнение характеристик грансостава дроблёной руды**

### **Основные преимущества**

Графическое и табличное отображение гранулометрической характеристики позволяет оперативно контролировать крупность технологических продуктов

Графическое отображение объёмного и массового расхода руды позволяет оперативно контролировать производительность конвейерного оборудования

Архив данных по грансоставу и расходу позволяет формировать автоматические отчёты за любые интервалы времени

В феврале-марте 2021 г. выполнены поставка, монтаж, ПНР и ввод в эксплуатацию системы контроля крупности дроблёной руды на конвейерной ленте на ОФ АО «Бурибаевский ГОК», с. Бурибай.

### **Этапы ввода системы в эксплуатацию**

- Калибровка алгоритма контроля грансостава с привязкой к ситовому анализу в лаборатории РИВС на переданной пробе (не менее 50 кг).

- Калибровка алгоритма контроля производительности с привязкой к массе с погонного метра ленты конвейера на планируемом месте установки.

- Обучение персонала.

Разработанная автоматизированная система контроля крупности и производительности тракта дроблёной руды прошла испытания в промышленных условиях и в дальнейшем может быть использована в системах управления циклом рудоподготовки на горнообогатительных предприятиях.



### Список литературы

1. Авдохин В.М. Основы обогащения полезных ископаемых. Том 1. Обогащительные процессы. М. Изд. МГГУ, Изд. «Горная книга», 2008. – 417 с.
2. Круппа П.И., Нестеров П.О. Внедрение модернизированных технологий и разработка перспективных направлений рудоподготовки. Обогащение руд. – 2008. Спец. Выпуск. – С.6-9.
3. Вайсберг Л.А., Коровников А.Н., Трофимов В.А. Модернизация технологических циклов грохочения на основе инновационного оборудования (к 100-летию института «МЕХАНОБР». Горный журнал. – 2017.-№ 1. – С.11-17.
4. Куркин В.М., Народицкий А.Г., Боровков В.А. Анализ и планирование работы технологических секций в автоматическом режиме. Известия Вузов. Горный журнал. – 2002. – № 2. – С.85-90.
5. Лагунов Ю.А. Обоснование параметров дробильно-измельчительных агрегатов. Горный информационно-аналитический бюллетень. -2000. – 4. – С.79-82.
6. Макаров П.В., Степурин В.Ф., Солдатов Г.М., Конник Н.Д. К вопросу об оценке эффективности процесса измельчения руд и распределения потребляемой энергии между стадиями. Обогащение руд. – 2006. № 2. – С. 3-6.
7. Технологическая инструкция ОФ КГМК. 2018. п.Заполярный.
8. Морозов В.В., Улитенко К.Я., Ганбаатор З., Дэлгэрбат Л. Разработка и применение автоматизированных систем управления процессами обогащения полезных ископаемых. Издательский дом Руда и Металлы. 2013. – 512 с.
9. Морозов В.В., Рапшис В.В., Дэлгэрбат Л., Хурэлчулун И. Развитие методик визиометрического анализа на ГОКе Эрлэнэт. Горный информационно-аналитический бюллетень. – № 12. – 2016. – С. 279-292.
10. Форсайт Д.А., Понс Ж. Компьютерное зрение. Современный подход. Изд. Вильямс. Пер. с англ. 2004. – 928 с.

УДК 553.411, 662.772

## НОВЫЙ ТИП ЗОЛОТА В ГАЛЕЧНЫХ ОБРАЗОВАНИЯХ РОССЫПЕЙ

Перегудов В. В.<sup>1</sup>, Шаутинов М. Р.<sup>2</sup>, Бегалинов А. Б.<sup>2</sup>, Третьяков А. В.<sup>3</sup>, Кургузкин Е. В.<sup>4</sup>

<sup>1</sup>ТОО «КРИЦ – НТК», г. Степногорск, Казахстан

<sup>2</sup>КазНИТУ имени К.И.Сатпаева, г. Алматы, Казахстан

<sup>3</sup>ТОО «Geomonitory system», г. Алматы, Казахстан

<sup>4</sup>ТОО «Нелр Altyn», г. Алматы, Казахстан

Приводятся первые данные об открытии нового типа золотой минерализации, запечатанной в корках и пустотах, выполненных вторичными минералами, обрастающих гальки. Для их удаления и вскрытия пустот разработана лабораторная мельница самоизмельчения, обработка на которой включена в качестве дополнительной операции в пробоподготовку. Приводится трехстадиальная схема обработки проб, состоящая из обогащения на вибровинтовом и центробежном сепараторах, с предварительной подготов-

кой материала в мельнице самоизмельчения. На выходе определены количественные параметры не только по свободному самородному золоту, но и связанному со вторичными минералами.

Для оперативной диагностики наличия золота в галечных образованиях россыпей разработан генетический код самородного золота коренных месторождений.

Наиболее благоприятен золото – сульфидный тип для образования вторичных концентраций золота в россыпях, в частности, на гальках россыпей вплоть до образования самородков.

Постановка проблемы. Существующие генетические модели образования россыпей золота не учитывают эпигенетические процессы их преобразования, затрагивающие в первую очередь мелко – тонкозернистые фракции, которые растворяются и переотлагаются, либо рассеиваются.

Для частичного решения поставленной проблемы разработана новая аппаратура, схема обогащения.

Массовое применение для анализа гравикоцентрированных на золото гидрометаллургических методов – бутылочной агитации с выщелачиванием золота цианидом натрия, позволило установить часто несходимость между количеством зерен золота и его содержанием в растворе, в последнем всегда больше. Причем золото в растворе выявлено даже в песчаных (1-2 мм) фракциях, в которых не было свободного самородного золота, но среди обломочного материала присутствовали карбонаты, а также различные микробрекчии, сцементированные опять же карбонатом, либо гидроксидами железа с глинистыми минералами. Мелкообломочные зерна или матовый облик и микрошагреневую поверхность, рентгеновской дифрактометрией удалось установить в их составе присутствие рентгено-аморфных образований. Похожие налеты, корки карбонатов повсеместно встречаются на поверхности галек и валунов.

Установлено несоответствие количество зерен свободного самородного золота в концентрате с содержанием золота в растворе выщелачивания методом бутылочной агитации. В растворе всегда содержания золота выше, чем расчетные по данным минералогического анализа зерен золота. Более того, в растворе отдельных крупных фракциях (-2+1, -1+0,5) где отсутствовало свободное самородное золото, выявлены повышенные концентрации золота, которые мы связываем со вторичной карбонатной минерализацией, проявленной в виде сплошных псевдоморфоз и корок обломочных породообразующих зернах.

Повторная переработка лежалых (1832 г.) галечно – эфельных отвалов одной из россыпи Калбинского района (Восточно-Казахстанская область) позволила в валовых крупнообъемных пробах (300-600 м) выявить не только свободное самородное, но и самородки. Содержание золота колебалось от 300 до 800 мг/м<sup>3</sup>.

Россыпи золота (из определения) образованы за счет разрушения коренных месторождений, при этом сохраняется генетический код самородного золота, если он нарушается, то это является сигналом, указывающим на изменение формы нахождения золота.

В качестве примера, мы приводим генетический код самородного золота, составленный на примере некоторых месторождений золота Северного Казахстана (табл.). Подобный генетический код можно составить, в принципе, для любого района. При проведении технологических испытаний мелкозернистых, прибрежно – морских песков с мелким – тонким золотом в качестве дополнительной операции в пробоподготовке была включена операция дезинтеграции в лабораторной мельнице самоизмельчения. В качестве мелющих тел добавлялся кварцево – галечный материал (10-15%). В результате исходные содержания золота с 1 г/т повысились (данные технологического опробования) до 3 г/т. За счет разрушения гематитовых микробрекчий (до 1-2 мм) из которых, по – видимому, и было извлечено дополнительное золото.

Неподтверждение данных кернового опробования ударно- канатного бурения связано в некоторых случаях с оттиркой при бурении золотосодержащих корок с галечников и перемещением их в забой скважины в виде свободных зерен! Когда вскрывается разрез шурфами и опробуется по традиционной схеме (с удалением после просмотра галечного материала в отвал) свободное самородное золота не устанавливается и участок закрывается, а предприятие терпит банкротство.

Мы исходим из того, что любая технологическая схема обработки проб на россыпное золото является лабораторной моделью промышленных технологий, а россыпь золота образуется за счет разрушения коренных месторождений с сохранением генетического кода последних (табл. 1).

Для решения поставленных задач разработали схему обработки проб (рис. 1).

На рисунке приводится технологическая схема обогащения геологических проб на россыпное золото.

Новизна предлагаемой технологии связана с количественной оценкой золота всего материала пробы начиная от песков и заканчивая валунно – галечниковыми отложениями.

Достигается включением перед обогащением обработку материала пробы в мельнице самоизмельчения, позволяющей производить глубокую дезинтеграцию и оттирку поверхности галечников, обломочных зерен минералов от вторичных минералов (карбонаты, сульфаты, пирит и другие минералы).

**Таблица 1 – Генетический код самородного золота в рудах коренных месторождений Северного Казахстана (степень измельчения 100 % от -0,1 мм)**

Тип руд	Состав, %	Свободное самородное золото, %					Связанное самородное золото	
		+2 мм	-2+1 мм	-1+0,25 мм	-0,25+0,01 мм	пробное		
Золото-кварцевый	Кварц – 95 Пирит, арсенопирит - 5	60	15	10	5	87	10	Пирит, арсенопирит, кварц
Золото-кварц-сульфидный	Кварц – 63 Карбонат – 5 Пирит, арсенопирит, галенит - 30	-	30	18	12	93	40	Пирит, арсенопирит, галенит, карбонат, кварц
Золото-сульфидный	Кварц – 5 Карбонат – 5 Пирит, арсенопирит, халькопирит, сфалерит, галенит - 90			5	10	99-100	85	Пирит, арсенопирит, халькопирит, пирротин, сфалерит, галенит

Мельница самоизмельчения (условное название) – аппарат по своей конструкции занимает промежуточное положение между шаровой мельницей и мельницей самоизмельчения, с последней сходство в том, что мелющими телами являются природные гальки.

Аппарат горизонтальный, вращающийся барабан, периодического действия с центральной разгрузкой, производительностью от 50 до 100 кг/час по твердому.

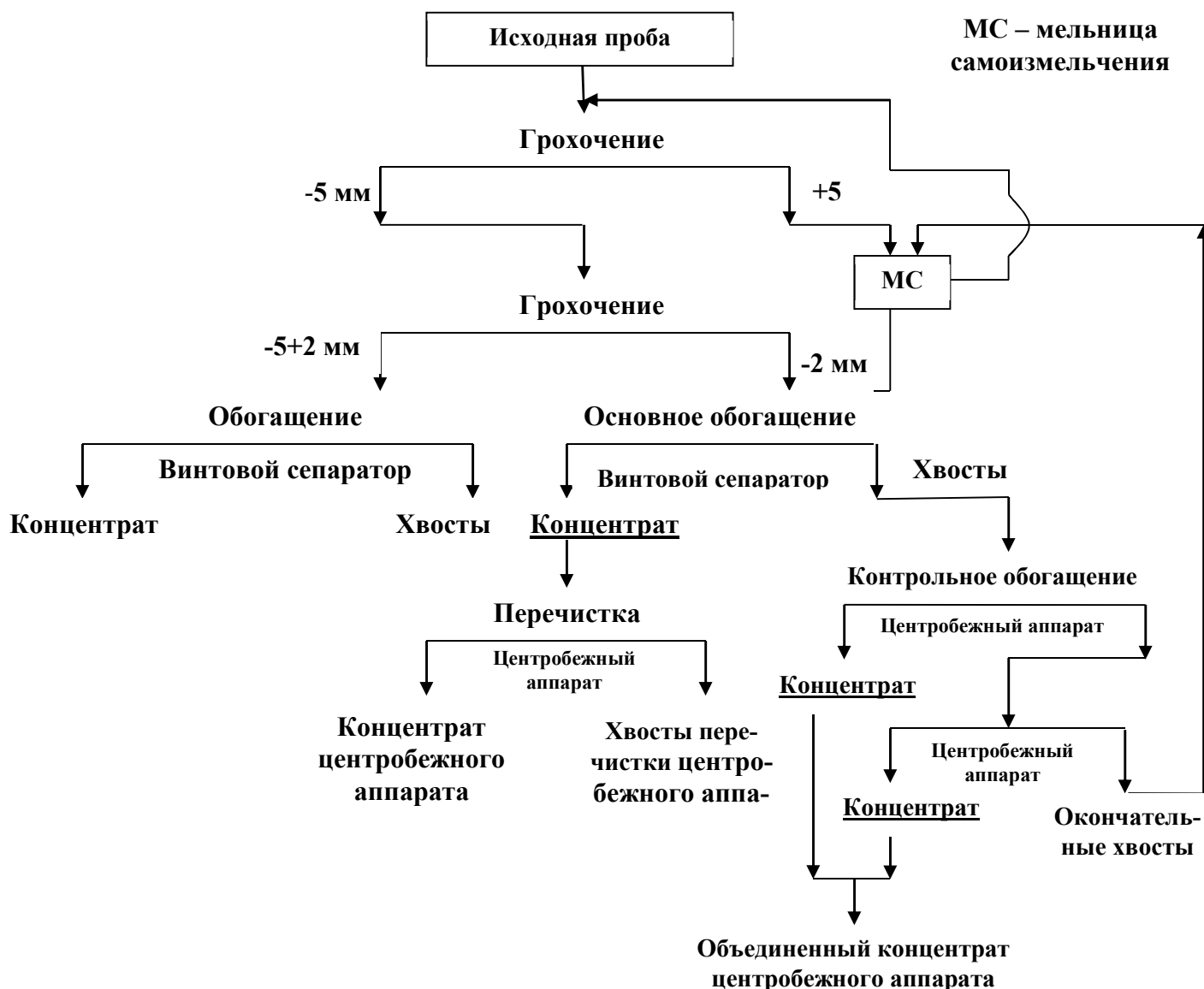
Предназначен для мокрого снятия и оттирки, пленок, корок вторичных минералов с поверхности галек, валунов, а также зерен минералов, с которыми, как показали нам исследования, связаны значительные количества неучтенного в россыпях золота.

Выполняемая механоактивация готовит материал для гравитационного обогащения, захватывая не только поверхность, но и уходя на глубину примерно 10-15 мм.

Следует обратить внимание, что использован необычный для россыпей базовый набор оборудования, состоящий из вибровинтового сепаратора, виброцентробежных чашевых аппаратов разной производительности.

Материал пробы проходит 3<sup>х</sup>-стадиальное обогащение, на первой стадии обогащаются исходные пески, на 2<sup>ой</sup> и 3<sup>ей</sup> производится раздельное обогащение предварительно прошедших мельницу самоизмельчения гравийно-галечников и хвостов обогащения песков 1<sup>ой</sup> стадии.

В результате по каждой пробе получены не только обычные весовые содержания в песках свободного самородного золота, но и количество связанного, т.е. находящегося во вторичных – эпигенетических минералах.



**Рисунок 1 – Принципиальная технологическая схема обработки геологических проб**

Полученные результаты обработки проб по приведенной схеме позволили установить следующее:

- выявлен устойчивый тренд повышенных концентраций золота, связанных со вторичными минералами, независящий от возраста россыпей;
- наиболее интересные результаты по гравийно – галечным материалам. после оттирки в мельнице самоизмельчения выход песковой фракции (-2+0 мм) составил от 11,7 % до 20 %, содержания золота от 1,11 до 1,37 г/т. Золото хорошо гравитируемое;
- извлечение в объединенный концентрат (вибровинтовой сепаратор - центробежные аппараты) составило 90-95 %, а содержание золота в гравийно-концентрате от 30 до 85 г/т.

При оттирке хвостов обогащения также получены гравииоцентраты с содержанием золота от 30 г/т и выше.

Таким образом, технологический прорыв в обработке проб на россыпное золото достигнут за счет:

- включения в обработку всего материала пробы от песков до галечников;

- введением дополнительных операций по оттирке от новообразованных минералов обломочного материала в мельнице самоизмельчения перед обогащением;

- впервые на стадии геологоразведочных работ мы получаем технологические и геолого-минералогические параметры:

- Содержание свободного самородного золота в исходных гравийно-песчаных фракциях;

- Содержание связанного новообразованного (эпигенетического) золота в гравийно – галечных образованиях и песках обогащения.

УДК 669.243.3

### **ПЕРЕРАБОТКА ОКИСЛЕННОЙ НИКЕЛЬ-КОБАЛЬТОВОЙ РУДЫ III УЧАСТКА БУРУКТАЛЬСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ**

**Ануфриева С.И.<sup>1</sup>, Семенов А.А.<sup>1</sup>, Гуляев С.В.<sup>2</sup>, Гуров В.А.<sup>1</sup>, Зарков А.В.<sup>2</sup>,  
Каплин А.И.<sup>1</sup>, Лихникевич Е.Г.<sup>1</sup>, Сосновский М.Г., Сычева Н.А.<sup>1</sup>**

<sup>1</sup>ФГБУ «ВИМС», Россия

<sup>2</sup>ПАО «Комбинат Южуралникель», Россия

Более 99 % разведанных и эксплуатируемых мировых запасов никелевых руд заключено в месторождениях двух геолого-промышленных типов: сульфидном медно-никелевом и оксидно-силикатном латеритном никель-кобальтовом. Несмотря на то, что более  $\frac{3}{4}$  мировых запасов никеля сосредоточено в окисленных рудах, из данного сырья производится менее половины всего никеля. В отличие от сульфидных руд, флотационное обогащение которых способствует получению богатых концентратов (6-15 % Ni), пригодных для дальнейшей эффективной переработки, латеритные руды не могут быть обогащены с использованием классических методов ввиду рассеивания никельсодержащих минералов. В России более 7 % разведанных запасов никеля сосредоточено в самом крупном месторождении окисленных руд – Буруктальском, освоение которого началось еще в первой половине XX века. Руды Буруктальского месторождения характеризуются достаточно низким содержанием никеля (на уровне 0,6-1,2 %) и кобальта, что налагает повышенные требования к технологии их переработки в аспекте экономической эффективности. При переходе к реалиям современного

рынка переработка окисленных руд, осуществляемая ранее в условиях плановой экономики СССР, оказалась нерентабельной и впоследствии практически прекращена [1-4]. В частности, в 2012 году приостановлена деятельность одного из крупнейших предприятий отечественной цветной металлургии ПАО «Южно-Уральский никелевый комбинат» (ПАО «Комбинат Южуралникель»), а затем и других предприятиях Урала, занимающихся переработкой окисленных никелевых руд с 30-ых годов прошлого столетия.

В настоящее время наблюдается возрождение интереса к латеритным месторождениям как альтернативным источникам получения никеля и кобальта, что объясняется снижением доступности сульфидных руд и увеличением спроса на никель и кобальт (в том числе, со стороны оборонной и космической отраслей). В этой связи не вызывает сомнений актуальность разработки новых наукоемких технологий переработки окисленных руд, экономическая целесообразность которых должна обеспечиваться эффективным сочетанием применяемых рудоподготовительных, пиро- и гидрометаллургических методов.

Сотрудниками ПАО «Комбинат Южуралникель» предложен способ переработки окисленных никель-кобальтовых руд [5], включающий мокрый рассев исходной смешанной руды, кислотное выщелачивание Mn и Co из мелкой фракции в присутствии восстановителя и выплавку ферроникеля из рудного остатка. Способ требовал доработки и лег в основу дальнейших исследований, проведенных по заказу ПАО «Комбинат Южуралникель» в период 2019-2020 гг. Всероссийским научно-исследовательским институтом минерального сырья им. Н.М. Федоровского (ФГБУ «ВИМС»). Исследования по разработке технологии проводились на пробе окисленной никель-кобальтовой руды III участка Буруктальского месторождения массой 2 т, химический и минеральный составы которой представлены в таблицах 1 и 2.

Результаты минералогических исследований показали, что рассмотренная технологическая проба сформирована рыхлым и плотным каменистым материалом, представленным продуктами выветривания серпентинитов и состоящим из смеси щебня, дресвы, песка, пылеватых железистых и глинистых минералов. Проба характеризуется сложным минеральным составом – присутствуют как остаточные, так и новообразованные минералы, количественное соотношение которых сильно варьирует. Минералы находятся в тесных сростаниях друг с другом. Основными ценными компонентами являются оксиды никеля и кобальта, содержание которых в руде составляет 1,09 % и 0,112 %, соответственно. Собственных минеральных фаз никеля и кобальта не обнаружено, металлы присутствуют в большинстве рудообразующих минералов в виде адсорбированных или изоморфных примесей, причем их содержание в минералах варьирует в значительных пределах. Максимальные концентрации никеля и кобальта установлены в асболане, содержание которого невелико. Главными минералами-концентрато-

рами никеля являются магнетит, серпентин и нонтронит, кобальта – магнетит, что обусловлено их высокими содержаниями в пробе. Главными рудообразующими компонентами пробы являются кремнезем (40,71 %), оксиды железа (32,28 %) и магнезия (9,79 %).

**Таблица 1 – Химический состав исходной руды**

Компонент	Содержание, %
SiO <sub>2</sub>	40,7
Fe <sub>общ</sub>	25,5
MgO	9,8
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	4,8
Cr	0,98
Ni	0,86
CaO	0,64
Mn	0,42
Na <sub>2</sub> O	0,48
K <sub>2</sub> O	0,19
TiO <sub>2</sub>	0,13
S <sub>общ</sub>	0,089
Co	0,088
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,072
Sc	0,0012
Потери при прокаливании	7,6

**Таблица 2 – Минеральный состав исходной руды**

Минерал	Содержание, %
Магнетит	20
Гетит+гидрогетит	7
Гематит+гидрогематит	5
Минералы гр. серпентина	27
Кварц	17
Минералы гр. монтмориллонита	13
Клинохлор	5
Минералы гр. каолинита	3
Тальк	1
Слюда	1
Прочие	1



В результате гранулометрического анализа выявлено повышение содержания NiO с 0,82 до 1,17 % и небольшое снижение содержания  $\text{Co}_3\text{O}_4$  с 0,17 до 0,10 % по мере снижения класса крупности от +1,0 мм до -0,074 мм, установлена полная корреляция выхода каждого класса крупности с распределением в нем основных ценных компонентов; в результате мокрого рассева на скруббер-бутаре определены выходы классов крупности +1,0 и -1,0 мм, которые составили 26 % и 74 %, соответственно.

Результаты исследования агитационного выщелачивания класса крупности -1,0 мм свидетельствуют о том, что оптимальными условиями извлечения ценных компонентов (более 50 % Co и менее 10 % Ni) в продуктивный раствор (ПР) являются: соотношение твердого к жидкому – 1:2, температура – 18-20°C, концентрация вскрывающего агента ( $\text{H}_2\text{SO}_4$ ) – 16 г/л, концентрация восстановителя ( $\text{FeSO}_4$ ) – 40 г/л, время контакта – 1 ч. При этом массовое соотношение Co:Ni в рудном остатке – 1:20,5.

Результаты исследования кучного выщелачивания класса крупности +1,0 мм показали, что по истечении 26 суток при удельном расходе выщелачивающего агента ( $\text{H}_2\text{SO}_4$ ) 80 кг/т итоговое извлечение ценных компонентов в ПР составляет, %: Ni – 33,5, Co – 81.

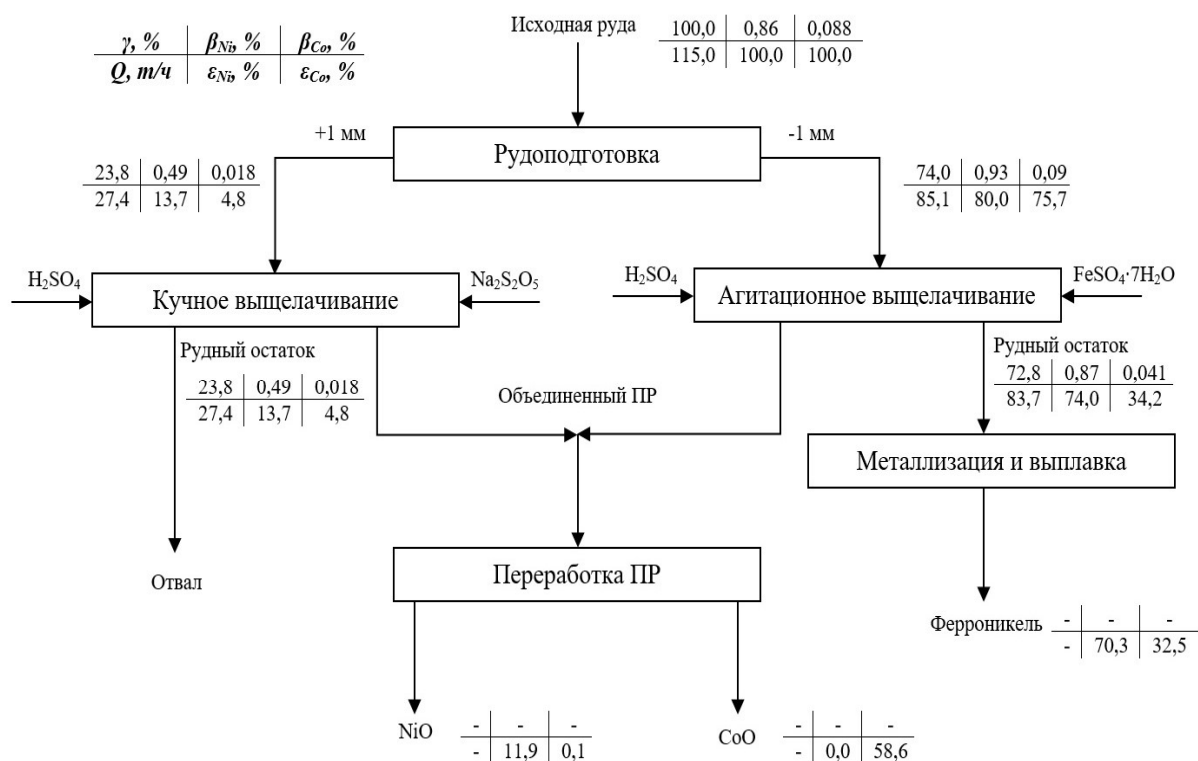
В результате проведенных исследований предложена последовательность технологических операций по переработке объединенного ПР от агитационного и кучного выщелачивания, включающая: кондиционирование ПР известковым молоком; сорбционное извлечение и разделение кобальта и никеля с использованием катионитов Lewatit® MonoPlus TP 207 и Lewatit® TP 272 (Lanxess, Германия); известковую очистку маточников сорбции от закисного железа, марганца и магния; осаждение основных карбонатов ценных компонентов; сушку и прокалку осадков с получением оксидов никеля и кобальта.

Дополнительно проводилось изучение процессов осветления пульп класса крупности -1,0 мм после мокрого рассева и агитационного выщелачивания, в результате которого определены средние скорости свободного осаждения частиц и рекомендованы условия для промышленной реализации рассмотренных процессов.

Разработана технология переработки окисленной никель-кобальтовой руды III участка Буруктальского месторождения, принципиальная технологическая схема приведена на рисунке 1.

Схема включает: рудоподготовку исходного сырья с разделением на классы крупности +1,0 и -1,0 мм; агитационное серноокислотное выщелачивание Mn и Co из фракции -1,0 мм в присутствии сульфата железа (II); кучное серноокислотное выщелачивание Ni и Co из фракции +1,0 мм; металлизацию и выплавку ферроникеля из рудного остатка от агитационного выщелачивания; переработку объединенного ПР с получением оксидов никеля и кобальта. Расчетная производительность технологии составляет, т/год: по исходной сухой руде – 1,0074 млн., по товарному ферроникелю – 39720, по

товарному оксиду никеля – 1353, по товарному оксиду кобальта – 721. Сквозное извлечение в товарные продукты, %: Ni – 82,2, Co – 91,1 (в том числе 58,6% – в оксид кобальта).



**Рисунок 1 – Принципиальная технологическая схема переработки окисленной никель-кобальтовой руды III участка Буруктальского месторождения**

Предложенная технология прошла успешные укрупненные испытания, в результате которых получены опытные образцы оксидов никеля и кобальта. По содержанию основного вещества и составу примесей оксиды отвечают требованиям ГОСТ 17607-72 и ГОСТ 18671-73, марка КО-1, первый сорт, соответственно. Рудный остаток от агитационного выщелачивания пригоден для дальнейшей металлизации и плавки с получением ферроникеля марки FeNi20MC, по стандарту ISO 6501:1988.

Предварительная технико-экономическая оценка разработанной технологии показала ее экономическую эффективность, при этом расчетный дисконтированный срок окупаемости капитальных вложений составляет 7,4 лет.

#### Список литературы

1. Резник, И.Д. Никель: в 3-х томах. Т. 1. Развитие никелевой промышленности в СССР. Подготовка руд и концентратов к металлургическому переделу. Обогащение окисленных никелевых руд / И.Д. Резник, Е.П. Ермаков, Я.М. Шнеерсон. – М.: ООО «Наука и технологии», 2000. – 384 с.
2. Резник, И.Д. Никель: в 3-х томах. Т. 2. Окисленные никелевые руды. Характеристика руд. Пирометаллургия. Гидрометаллургия / И.Д. Резник, Е.П. Ермаков, Я.М. Шнеерсон. – М.: ООО «Наука и технологии», 2000. – 466 с.

3. Резник, И.Д. Никель: в 3-х томах. Т. 3. Сульфидные медно-никелевые руды. Руды и месторождения. Пирометаллургия. Гидрометаллургия. Рафинирование никеля. Производство и потребление никеля в мире / И.Д. Резник, Е.П. Ермаков, Я.М. Шнеерсон. – М.: ООО «Наука и технологии», 2003. – 608 с.

4. Dalvi, A.D. The Past and the Future of Nickel Laterites / A.D. Dalvi, W.G. Bacon, R.C. Osborne // PDAC 2004 International Convention, Trade Show & Investors Exchange, March 7-10, 2004 [Web]. – URL: <https://web.archive.org/web/20091104193348/http://www.pdac.ca/pdac/publications/papers/2004/techprgm-dalvi-bacon.pdf>

5. Зарков, А.В. Способ переработки окисленной никель-кобальтовой руды: пат. 2694188 Российская Федерация: МПК С22В 3/04, С22В 23/00 / А.В. Зарков, С.В. Гуляев, М.Г. Сосновский; заявитель и патентообладатель ПАО «Мечел». – № 2018143541; заявл. 10.12.2018; опубл. 09.07.2019. – Бюл. № 19. – 12 с.

УДК 622.7

## **ПОЛУЧЕНИЕ ВЫСОКОКАЧЕСТВЕННОГО МАГНЕТИТ-ГЕМАТИТОВОГО ЖЕЛЕЗОРУДНОГО КОНЦЕНТРАТА МЕТОДОМ ВИНТОВОЙ СЕПАРАЦИИ**

**Емельянова К. К.<sup>1</sup>, Прокопьев С. А.<sup>1,2,3</sup>, Прокопьев Е. С.<sup>1,2</sup>, Сержанин П. В.<sup>1</sup>, Турецкая Н. Ю.<sup>1</sup>, Напольских С. А.<sup>4</sup>, Чикишева Т. А.<sup>1,2,5</sup>, Удовенко Т. А.<sup>1</sup>**

<sup>1</sup>ООО НПК «Спирит», г. Иркутск, Россия

<sup>2</sup>Институт земной коры СО РАН, г. Иркутск, Россия

<sup>3</sup>Инжиниринговый центр по переработке техногенного сырья Иркутского государственного университета, г. Иркутск, Россия

<sup>4</sup>АО «Стойленский ГОК», г. Старый Оскол, Россия

<sup>5</sup>Иркутский государственный университет г. Иркутск, Россия

Современное состояние железорудной отрасли Российской Федерации характеризуется повышением требований к металлургической ценности концентратов на фоне истощения запасов богатого железорудного сырья, усложнения горно-геологических условий его добычи и вовлечения в переработку труднообогатимых руд сложного вещественного состава.

Увеличение глубины обогащения, направленное на повышение качества магнетитовых концентратов, является экономически целесообразным, так как обеспечивает экономию затрат в металлургическом переделе, значительно перекрывающую дополнительные затраты при обогащении [1].

За рубежом усовершенствование технологии обогащения железных руд с целью улучшения качества получаемого железорудного концентрата (по содержанию железа общего) осуществляется путем комбинирования технологических схем. Черновой концентрат получают по магнитным схемам и затем для доводки используют иные методы обогащения: промывку, отсадку, обогащение на концентрационных столах, винтовых сепараторах и

в тяжелых суспензиях, обогащение в аппаратах, использующих для разделения минералов центробежные силы, магнитное обогащение, флотацию и флотогравитацию [2, 3].

Однако, при доводке полученного по магнитной схеме обогащения, концентрата, неизбежно будут потеряны слабомагнитные минералы железа (гематит, мартит и т.д.).

С целью снижения потерь железа с хвостами, авторами данной статьи была изучена возможность получения высококачественного магнетит-гематитового концентрата методом винтовой сепарации в «голове» процесса, т.е. до применения магнитных методов обогащения.

Материалом для промышленных испытаний послужил слив спирального классификатора I стадии классификации одной из полусекций ОФ Стойленского ГОКа.

Главными рудными минералами железа Стойленского месторождения являются магнетит и гематит. Магнетит является сильным ферромагнетиком ( $\chi = (20000-93000) * 10^{-6} \text{ см}^3/\text{г}$ ) и обладает ярко выраженными магнитными свойствами. Гематит – второй по важности минерал железа, определяющий ценность руды, также относится к группе минералов-ферромагнетиков ( $\chi = (50-300) * 10^{-6} \text{ см}^3/\text{г}$ ), однако его магнитная восприимчивость значительно ниже, чем у магнетита, что не позволяет извлекать данные минералы совместно магнитными методами обогащения.

По данным ранее проведенных испытаний [4], крупность слива I стадии классификации и плотность пульпы (35-45 % тв.) характеризуют данный продукт технологической схемы как оптимальное сырье для применения технологии винтовой сепарации.

Испытания проведены на установке винтовой сепарации ППУВС-5 производства ООО НПК «Спирит» в 2019-2020 гг.

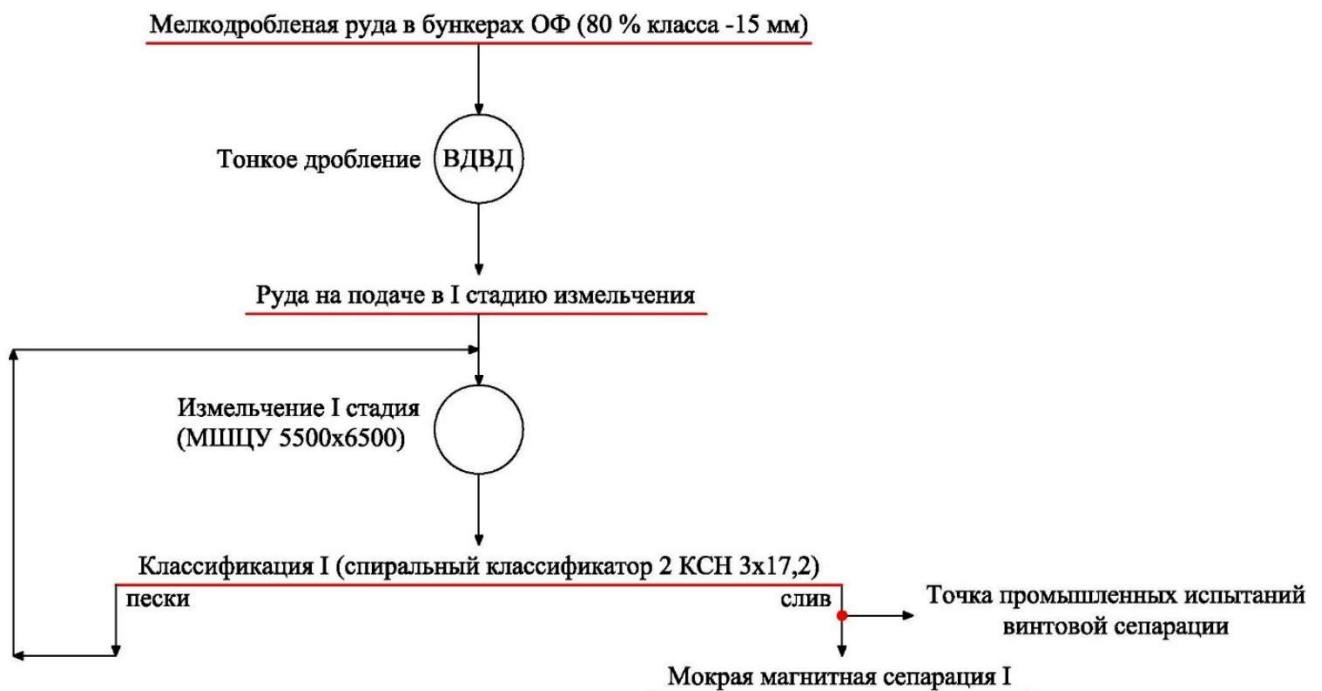
Фрагмент технологической схемы АО «Стойленский ГОК» с указанием точки проведения промышленных испытаний винтовой сепарации представлен на рисунке 1.

Промышленные испытания винтовой сепарации проводились при повышенных производительностях I стадии измельчения: 719 и 751 т/ч (стандартная производительность одной полусекции АО «Стойленский ГОК» во время проведения испытаний составляла порядка 600 т/ч).

Технологическая схема проведенных испытаний показана на рисунке 2.

Баланс по продуктам представлен в таблице 1, производительность мельницы I стадии измельчения в данном опыте была увеличена до 719 т/ч.

Анализ результатов данного опыта показал возможность получения готового высококачественного концентрата при обогащении слива спирального классификатора I стадии классификации с содержанием  $\text{Fe}_{\text{общ.}}$  70,08 % при извлечении 19,97 % и выходе 10,89 %.



**Рисунок 1 – Фрагмент технологической схемы АО «Стойленский ГОК» с указанием точки проведения промышленных испытаний винтовой сепарации**



**Рисунок 2 – Технологическая схема промышленных испытаний винтовой сепарации на одной из полусекций АО «Стойленский ГОК»**

Минеральный состав полученного железорудного концентрата (концентрата ПВС) представлен в таблице 2.

Минералогическим анализом (таблица 2) установлено, что основная масса полученного железорудного концентрата (92,45 %) представлена магнетитом, гематит присутствует в количестве 6,69 % от массы пробы концентрата.

**Таблица 1 – Баланс по продуктам промышленных испытаний винтовой сепарации на одной из полусекций АО «Стойленский ГОК»**

Наименование продукта	Выход, %	Массовая доля Fe <sub>общ.</sub> , %	Извлечение Fe <sub>общ.</sub> , %
<b>Высококачественный магнетит-гематитовый концентрат (концентрат ПВС)</b>	<b>10,89</b>	<b>70,08</b>	<b>19,97</b>
Хвосты винтовой сепарации (хвосты ОВС + хвосты ПВС)	89,11	34,32	80,03
Слив спирального классификатора I стадии классификации	100,00	38,21	100,00

**Таблица 2 – Минеральный состав полученного железорудного концентрата (концентрата ПВС)**

Минерал	Содержание, %
Магнетит	92,45
Гематит	6,69
Гидроксиды железа	0,21
Сульфиды (пирит, халькопирит)	0,05
Амфиболы	Ед.зн.
Пироксены	Ед.зн.
Титанит	Ед.зн.
Эпидот	Ед.зн.
Карбонаты	0,05
Кварц	0,54
Полевые шпаты	Ед.зн.
Итого:	99,99

Баланс по продуктам винтовой сепарации при увеличенной до 751 т/ч производительности мельницы I стадии измельчения представлен в таблице 3.

Анализ результатов данного опыта показал возможность получения готового высококачественного концентрата при обогащении слива спирального классификатора I стадии классификации с содержанием Fe<sub>общ.</sub> 70,71 % при извлечении 17,30 % и выходе 8,95 %, что позволяет заключить о стабильности получения данного продукта даже в условиях колебания производительности.

Получение высококачественного магнетит-гематитового концентрата методом винтовой сепарации в «голове» процесса обеспечит общее повышение качества производимого концентрата, помимо этого, выведение из слива спирального классификатора I стадии классификации раскрытых минералов магнетита и гематита позволит исключить их переошламование и, соответственно, снизит потери со шламами, а также позволит уменьшить нагрузку на дальнейшие операции обогащения.

**Таблица 3 – Баланс по продуктам промышленных испытаний винтовой сепарации на одной из полусекций АО «Стойленский ГОК»**

Наименование продукта	Выход, %	Массовая доля Fe <sub>общ.</sub> , %	Извлечение Fe <sub>общ.</sub> , %
<b>Высококачественный магнетит-гематитовый концентрат (концентрат ПВС)</b>	<b>8,95</b>	<b>70,71</b>	<b>17,30</b>
Хвосты винтовой сепарации (хвосты ОВС + хвосты ПВС)	91,05	33,23	82,70
Слив спирального классификатора I стадии классификации	100,00	36,59	100,00

*Список литературы*

1. Журавлева Е.С. Научное и экспериментальное обоснование электрохимических методов повышения технологических показателей переработки черновых магнетитовых концентратов: (диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук). – Москва, 2017.-111 с.
2. Гзогян Т.Н. Теоретические и экспериментальные исследования получения высококачественных концентратов / Т.Н. Гзогян // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). - 2010. - №4. - С. 389– 393.
3. Гзогян Т.Н., Гзогян С.Р., Винников В.А., Чантурия Е.Л. Способ получения высококачественного магнетитового концентрата // Патент на изобретение RUS 2535722 19.07.2012.
4. Информационная записка «Результаты тестовых испытаний технологии винтовой сепарации при обогащении железистых кварцитов в условиях ОФ ОАО «Стойленский ГОК», Старый Оскол – Иркутск, КИМС ИЗК СО РАН 2017 г.

УДК 553.319

**ВЛИЯНИЕ РУДЫ ГУСЕВОГОРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ  
НА ПРИМЕСЬ ХРОМА В ЖЕЛЕЗОРУДНОМ СЫРЬЕ (ЖРС)**

**Бузмаков В. Н., Володина Ю. В.**

АО «ЕВРАЗ Качканарский ГОК», г. Качканар, Россия

**Введение**

Качканарский ГОК добывает и обогащает методом магнитной сепарации (МС) бедную мало титанистую ванадийсодержащую железную (титаномагнетитовую) руду с низким содержанием вредных примесей. К рудным минералам относится магнетит четырех генераций, ильменит двух генераций, титаномагнетит и шпинель двух видов; к нерудным - моноклинный (диаллаг) и ромбический пироксены, плагиоклазы. Вторичные минералы – сер-

пентины, амфиболы, цоизит, эпидот, хлориты. Вмещающие породы - диалаговые, оливиновые и плагиоклазовые пироксениты, амфиболиты, верлиты и габбро [1]. Ильменит и шпинелиды, аналогично другим титаномагнетитовым месторождениям, образуют как отдельные зерна (до 1 мм) в руде, так и тонкие пластинчатые сростки (до  $0,05 \times 0,01$  мм) в магнетите и титаномагнетите (структуры распада твердых растворов), что затрудняет обогащение [2]. Схема обогащения титаномагнетитовой руды на Качканарском ГОКе включает сухую магнитную сепарацию (СМС), три стадии измельчения и мокрую магнитную сепарацию (ММС) после каждой стадии измельчения. При этом получается концентрат, содержащий 60-62 % железа, 2,5-2,6 % двуокиси титана и до 0,5 % пятиокиси ванадия [3] и в низких количествах (менее 0,1 %) вредные примеси. Далее получаемый концентрат смешивается с бентонитовой глиной и используется для производства железорудного сырья (ЖРС), который в свою очередь необходим для доменной плавки – окатышей и агломерата. При доменном и последующих переделах образуются чугун, сталь и различные шлаки [4]. В последующем из передельного шлака извлекается ванадий, весьма ценный продукт, имеющий большую стоимость [5]. Нежелательной примесью в ЖРС является хром, который оказывает влияние на доменный передел и извлечение ванадия из шлаков.

### **Теоретическая часть**

Исследование примесей в рудах месторождения (в т.ч. и хрома) началось сразу же, как только начались технологические исследования руд [6]. По их данным хром представлен в форме минералов хромита (хромпикотита) и хромсодержащей шпинели. А наибольшая доля хромсодержащих минералов в руде Гусевогорского месторождения содержится в оливиновых пироксенитах, серпентинитах и верлитах, то есть, связана с оливином, в т.ч., серпентинизированным. Так как хромит не обладает магнитными свойствами, то при обогащении он уходит в хвосты. А в концентрат, как правило, попадает хром, содержащийся в шпинели. Шпинель образует в магнетите структуры распада твердых растворов и встречается в виде пластиной толщиной до 0,01 мм. По минеральному составу шпинель представлена плеонастом, в котором магний может замещаться железом, а алюминий хромом, то есть присутствует герцинитовая и хромитовая составляющие. Изучение распределения хрома в руде и поведение хромсодержащих минералов при обогатительном переделе интересно как с точки зрения доменного передела, так и последующего использования шлаков для извлечения ванадия.

### **Методика исследований**

Оценка доли хрома в концентрате в ежесменных пробах не ведется, поэтому данные по хрому взяты из окатышей, так как состав окатышей практически повторяет состав концентрата, потому что добавки шихтовых материалов минимальные.



Для оценки связи хрома с петрографическими разновидностями руды использовался статистический метод. При установлении такой взаимосвязи можно выделять поля повышенной доли хрома и управлять отгрузкой, используя геологическую информацию. Данные по доле оливина брались из ежемесячных отчетов минералогов, анализирующих состав отгруженной на обогатительную фабрику руды, а данные по доле хрома из ежемесячных отчетов по составу окатышей. Период изучения составил 6 месяцев.

Предполагалось, что с отдельных рудных тел отгружается руда с различной долей хрома. Если бы это подтвердилось, то бы управлять регулированием доли хрома можно было бы отгрузкой с отдельных рудных тел. С целью проверки такой зависимости был проведен статистический анализ месячных колебаний доли хрома в окатышах и доли руды по отгрузке из карьеров за полугодие.

Для того, чтобы определить закономерности по движению хрома от руды до готовой продукции при обогатительном переделе, были дополнительно исследованы пробы руды и концентрата с содержанием хрома в ЖРС близким к среднему и с повышенным содержанием хрома в ЖРС. Анализ проводился методом ИСР в химической лаборатории УВП ЕВРАЗ КГОК.

### Результаты исследований

Результаты статистического анализа взаимосвязи хрома с петрографическими разновидностями руды (оливинсодержащими пироксенитами) указывают на устойчивую положительную связь (рис. 1).

Таким образом, можно констатировать, что выделение зон оливиновых пироксенитов по результатам эксплуатационной разведки и минералогического картирования рудного тела позволит регулировать отгрузку руд с повышенной долей хрома.

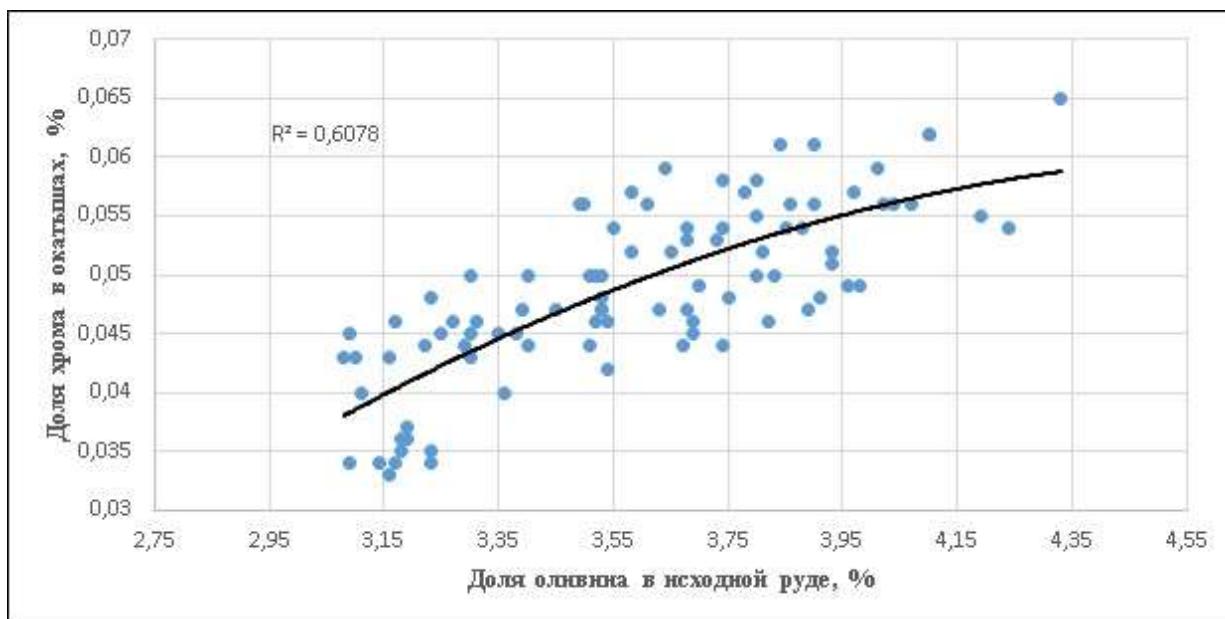


Рисунок 1 – Зависимость доли хрома в окатышах от доли оливина в исходной руде

Результаты статистического анализа среднемесячных содержаний доли хрома в окатышах и доли руды с рудных тел показаны в таблице 1.

**Таблица 1 – Среднемесячные содержания доли хрома в окатышах и доли руды с рудных тел**

Месяц	М.д. хрома в окатышах %	Доля руды, поступившей в ЦД			
		Доля Главного, %	Доля Южного, %	Доля Западного, %	Доля Северного, %
Январь	0,047	8,5	7,5	21,2	52,7
Февраль	0,045	20,4	10,9	19,9	48,8
Март	0,043	20,2	8,8	19,9	51,1
Апрель	0,047	21,9	9,6	19,8	48,7
Май	0,048	20,6	10,2	21,0	48,2
Июнь	0,052	21,1	10,1	19,0	49,3

Таким образом, среднемесячные колебания по м.д. хрома, близки к среднегодовым значениям. А взаимосвязи между долей карьера и долей хрома в окатышах не наблюдается. Проведенный посменный статистический анализ взаимосвязи доли руды с карьеров и доли хрома в ЖРС также не выявил. То есть регулировка доли хрома в исходной руде путем ограничения отгрузки с различных карьеров практически невозможна.

Результаты дополнительного исследования проб руды и концентрата с долей хрома близким к среднему и с повышенной долей хрома с ростом доли хрома в руде, говорят о том, что с ростом доли хрома в руде растет и её доля в концентрате.

Результаты анализа приведены в таблице 2.

**Таблица 2 – Зависимость доли хрома в концентрате от доли хрома в исходной руде**

Материал	№ пробы	Массовая доля хрома, %	№ пробы	Массовая доля хрома, %
Исходная руда	108	0,011	204	0,032
	109	0,011	205	0,025
Концентрат на агломерат	429	0,042	725	0,085
	433	0,044	727	0,073
Концентрат на окатыши	436	0,047	726	0,100
	438	0,044	728	0,091

Следует отметить, что по двум-трём пробам установить закономерности развития хрома по обрабатываемым блокам и полные закономерности его поведения в обогащательном процессе затруднительно. Поэтому необходимо продолжить исследование.

## Выводы

1. Минералогическое картирование позволит выделить зоны с нормальным и повышенным содержанием хрома.
2. Рост доли хрома в руде приводит к росту доли хрома в концентрате и ЖРС.
3. Результаты минералогического картирования можно применять для регулирования отгрузки руд с различным содержанием хрома, таким образом, регулируя долю хрома в ЖРС.

### Список литературы

1. Бузмаков, В.Н. Оценка влияния минерального состава руд Гусевогорского месторождения на концентрацию ванадия в продуктах их переработки АО ЕВРАЗ КГОК / Бузмаков В.Н., Володина Ю.В. // Известия УГГУ – 2020 – № 3 (50) – С. 62-68.
2. G. Bystrov, Morphostructural and Constitutional Features of Titanomagnetite in Iron Ore of the Pudozhgorsky Deposit / G. Bystrov, B. I. Pirogov, and O. A. Yakushina // Geology of Ore Deposits – November 2015 – № 57 – Issue 6 – pp 496-521
3. Ляпунов, А.В. Обогащительные перспективы ЕВРАЗ КГОКа / Ляпунов А.В., Макушев С.Ю. // Глобус – 2019 – №4 – С. 139-145.
4. Дмитриев, А.Н., Оценка показателей доменной плавки титаномагнетитовых концентратов с различным содержанием диоксида титана / Дмитриев А.Н., Витькина Г.Ю., Петухов Р.В., Петрова С.А., Чесноков Ю.А. // Черная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации – 2019 – Т. 75 – № 2. – С. 154-165.
5. A Deep Value Vanadium Play You Need To Know About // Palisade Research - May 28, 2018.
6. Фоминых В.Г. и др. Петрология и рудогенезис Качканарского массива / В.Г. Фоминых, В.П. Краева, Н.В. Ларина. - Свердловск: УНЦ АН СССР, 1987. 84с.

УДК 669.334.12:549.332:542.943-92:546.214+661.491

## АКТИВАЦИЯ ОЗОННОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ МЕТАЛЛОВ ИЗ СУЛЬФИДНЫХ МИНЕРАЛОВ\*

Крылова Л. Н.<sup>1</sup>, Рябцев Д. А.<sup>2</sup>

<sup>1</sup>ФГАОУ ВО Национальный исследовательский технологический университет  
«МИСиС», г. Москва, Россия

<sup>2</sup>ООО УК «Золотые проекты», Россия

*\*Исследование выполнено при финансовой поддержке РФФИ в рамках научного проекта №19-05-00641\21*

Преимуществами применения озона для выщелачивания металлов из сульфидных минералов относится большая окислительная активность – окислительный потенциал в 1,52 раза выше, чем у хлора, отсутствие загрязнений продуктов переработки, так как O<sub>3</sub> разлагается с образованием безвредных воды и кислорода, получение окислителя на месте производства из кислорода воздуха.

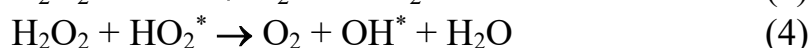
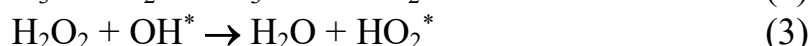
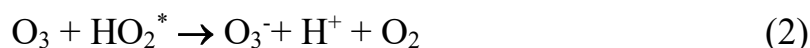
Расход озона на окисление сульфидных минералов достаточно высокий, что требует значительных затрат электроэнергии и объемов оборудования для его синтеза. Для интенсификации озонного выщелачивания металлов из сульфидов и снижения расхода озона определены зависимости растворения и разложения озона в водном растворе серной кислоты, зависимости окисления сульфидных минералов озоном от температуры, концентрации кислоты, концентрации озона в газовой озono-кислородной смеси и его расхода [1, 2]. Исследовано влияние ионизирующего и ультразвукового облучения на скорость окисления озоном сульфидных медных минералов и расход озона [3, 4].

В данной публикации представлены результаты изучения влияния на эффективность озонного выщелачивания металлов из сульфидных минералов в растворе серной кислоты химической активации в жидкой фазе озона пероксидом водорода и ионами железа, и воздействия на твердую фазу – тонкое измельчение и механохимическая активация минералов.

Добавление пероксида водорода в раствор окисления озоном приводит к активации общей окислительной способности, так как изменяется состав окислителей и механизм окислительного процесса. При взаимодействии молекул озона, имеющих окислительный потенциал 2,07 В с пероксидом водорода – потенциал 1,77 В, генерируются суперокислители – радикалы  $\text{OH}^*$  (окислительный потенциал 2,8В) и  $\text{HO}_2^*$  - химически более активные, чем  $\text{O}_3$  и  $\text{H}_2\text{O}_2$ :



Пероксид водорода, как и озон, непосредственно окисляет сульфиды металлов, но скорость взаимодействия  $\text{H}_2\text{O}_2$  с озоном выше, чем с сульфидами. Скорость окисления зависит от соотношения и режима смешения озона и пероксида водорода, подаваемых на выщелачивание. По отдельным полученным экспериментальным данным при повышении количества пероксида водорода происходит снижение скорости выщелачивания металлов из сульфидов. Этот результат можно объяснить интенсификацией цепного процесса разложения озона и пероксида водорода, при этом реакция (1) и последующие реакции (2)-(5) являются реакциями развития цепи, а реакции рекомбинации образующихся в них радикалов  $\text{OH}^*$ ,  $\text{HO}_2^*$  и  $\text{O}_3^-$  - реакциями обрыва цепи.



В результате непрерывной подачи пероксида водорода в процесс озонирования сульфидных медных минералов крупностью – 0,100 мм в растворе серной кислоты в периодическом режиме при перемешивании скорость окисления возрастает, извлечение меди в раствор за 3 часа про-

цесса больше на 6,3 %, расход озона снижается почти в два раза (таблица 1). Расход озона определялся как разница между подачей озона на выщелачивание и суммарным выходом не прореагировавшего озона из реактора из данных озонограмм.

**Таблица 1 – Результаты озонного выщелачивания металлов из медных сульфидов в растворе серной кислоты** [H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>]=40 г/л, T=50°C, G(ОКС)=5 л/мин, [O<sub>3</sub>]=180 мг/л, [Fe(III)]=10 г/л, [H<sub>2</sub>O<sub>2</sub>]=30%, G(H<sub>2</sub>O<sub>2</sub>)=26 мл/ч, Т:Ж=1:20, τ=3 ч, V<sub>апп</sub>=1 л, перемешивание 1400 об/мин

№ п/п	Реагенты и обработка минералов	Извлечение Cu в раствор, %	Расход O <sub>3</sub> , моль/моль Cu
1	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> + O <sub>2</sub>	33,4	-
2	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> + O <sub>3</sub>	83,3	6,76
3	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> + O <sub>3</sub> + H <sub>2</sub> O <sub>2</sub>	89,6	3,46
4	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> +O <sub>3</sub> + Fe <sup>3+</sup>	87,4	4,35
H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> +O <sub>3</sub> +Fe <sup>3+</sup> механоактивация минералов в ПЦМ			
5	«Мокрая» обработка 4 мин, Т:Ж= 4:1 ш:м=40:1		4,13
6	«Мокрая» обработка 4 мин, Т:Ж=1:1	99,8	2,63
7	«Сухая» обработка 1 мин, ш:м =20:1	99,1	3,31
8	«Сухая» обработка 4 мин, ш:м=40:1	99,5	3,43
H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> + O <sub>3</sub> +Fe <sup>3+</sup> тонкое измельчение минералов 4 мин			
9	«Мокрая» обработка в шаровой мельнице ш:м=40:1, Т:Ж = 1:1	90,1	4,52
10	«Сухая» обработка в виброизмельчителе	89,7	4,59

При взаимодействии озона с ионами железа в сернокислом растворе образуется атомарный кислород, более сильный окислитель, чем озон, ОВП атомарного кислорода в 1,2 раза больше, чем у озона, и ионы трехвалентного, оксидного железа, также являющиеся окислителем сульфидов:



Окисляя сульфидные минералы, ионы оксидного железа переходят в закисную форму и затем снова окисляются озоном в трехвалентную форму с образованием атомарного кислорода - окислители регенерируются. Применение активации озонного выщелачивания ионами железа рационально, так как окислители непрерывно регенерируются озоном, ионы железа могут поступать в раствор при выщелачивании минерального сырья из железосодержащих минералов. Концентрация железа в растворе в процессе выщелачивания возрастает и так как скорость окисления сульфидов зависит от концентрации оксидного железа, то возрастает и скорость растворения минералов.

Экспериментальные исследования озонного выщелачивания при концентрации ионов железа в растворе 10 г/л в начале процесса показали повышение извлечения меди в раствор из сульфидных минералов на 4,1 % и снижение расхода озона на окисление на 36 % (таблица).

Очень эффективно применение для активации озонного выщелачивания предварительной механохимической обработки в планетарной центробежной мельнице (ПЦМ). Скорость озонного выщелачивания металлов из сульфидов повышается, озон используется интенсивнее - концентрация озона на выходе из реактора значительно превышает концентрацию озона при окислении минералов без обработки. Извлечение меди при выщелачивании механоактивированных сульфидных минералов выше, чем без обработки, на 8-12 %, и достигает более 99 % (таблица).

Эффективность озонного выщелачивания повышается, расход озона снижается при уменьшении содержания твердой фазы в процессе «мокрой» механоактивации. Увеличение продолжительности «сухой» обработки и шаровой нагрузки оказывает более глубокое действие на минералы, что показывает изменение скорости выщелачивания металлов озоном, и увеличение извлечения меди, железа и серы из твердой фазы. После «мокрой» механоактивации концентрация озона на выходе из аппарата озонного выщелачивания стабилизируется за 80 мин, после «сухой» - за 140 мин, что свидетельствует об окончании процесса окисления.

Повышение реакционной способности твердых материалов, подвергнутых механической активации, достигается как за счет тонкого измельчения, сопровождающегося ростом поверхности твердой фазы и раскрытием минералов, так и за счет происходящих физико-химических процессов, создания дефектности в кристаллической структуре минералов [5]. Максимальная крупность частиц минералов после 4 мин «сухой» механоактивации снижается с 100 до 20 мкм, а удельная поверхность увеличивается с 1,4 до 4 м<sup>2</sup>/г, в результате «мокрой» механоактивации удельная поверхность минералов увеличивается до 6 м<sup>2</sup>/г. Установлено, в результате механоактивации происходят глубокие фазовые превращения сульфидов, исчезает фаза халькозина, предположительно он превращается в дигенит, превращения минерального состава возрастают при увеличении продолжительности обработки и применении «сухой» обработки.

Применение предварительного тонкого измельчения минералов в шаровой мельнице и в виброизмельчителе менее эффективно активизирует озонное выщелачивание, чем механоактивация, но извлечение меди на 2,3-2,7% выше, чем из не доизмельченных сульфидов за одинаковое время выщелачивания, при этом расход озона на окисление немного возрастает, так как не происходят фазовые превращения минералов.

Экспериментально-теоретические исследования показали возможность значительно повысить скорость озонного выщелачивания металлов из сульфидов, извлечения металлов в раствор и в 2-3 раза снизить расход озона

на окисление посредством применения химической активации за счет непрерывного добавления в процесс пероксида водорода, добавления ионов железа в начале процесса, предварительной механоактивации и тонкого измельчения минералов.

#### *Список литературы*

1. Крылова Л.Н., Селиверстов А.Ф. Особенности растворения и разложения озона в условиях выщелачивания металлов из сульфидов. Материалы Международной научно-технической конференции «Проблемы и перспективы эффективной переработки минерального сырья в 21 веке». (Плаксинские чтения - 2019) Иркутск. 9-14 сентября 2019 г. – С. 338-341.

2. Крылова Л.Н. Интенсификация сернокислотного выщелачивания меди из сульфидных концентратов с применением озона и ионов железа // Известия вузов. Цветная металлургия. – №6. – 2019. – С.4-12.

3. Крылова Л.Н., Селиверстов А.Ф. Влияние ультразвука на выщелачивание меди из сульфидного концентрата с участием озона и пероксида водорода. Материалы XXV Международной научно-технической конференции, проводимой в рамках XVIII Уральской горнопромышленной декады 02-11 апреля 2020 г. Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья. Екатеринбург, 2020. Издательство: Издательство "Форт Диалог-Исеть" (Екатеринбург). – С. 243-246.

4. Крылова Л.Н., Селиверстов А.Ф. Влияние ионизирующего излучения на выщелачивание сульфидного медного концентрата с участием озона. Материалы Международной конференции «Инновационные процессы комплексной переработки природного и техногенного минерального сырья (Плаксинские чтения - 2020)» 21-26 сентября 2020. Апатиты. – С.227-229.

5. Медведев А.С. Выщелачивание и способы его интенсификации. – М.: МИСИС, 2005. – 240 с.

УДК 622.765

## **ВЫБОР И ОПТИМИЗАЦИЯ ТЕМПЕРАТУРНОГО РЕЖИМА ПРОЦЕССА ПЕННОЙ СЕПАРАЦИИ КИМБЕРЛИТОВ**

**Коваленко Е. Г.**

Институт «Якутнипроалмаз» АК «Алроса», г. Мирный, Россия

Применение энергетических воздействий на рудную пульпу и оборотную воду является перспективным направлением совершенствования процесса пенной сепарации алмазосодержащих кимберлитов [1, 2]. Результативность новой технологии пульпоподготовки во многом определяется рациональностью выбранной схемы процесса [3] Задачей настоящих технологических исследований был выбор точки проведения тепловой обработки исходного сырья в схеме подготовительных и технологических операций. Необходимость в проведении таких исследований обусловлена в первую очередь отсутствием достаточной информации о механизме и закономерностях взаимодействия алмазов с флотационными реагентами при повышенных температурах.

При укрупненных технологических исследованиях были испытаны четыре схемы подготовки пробы к флотации. По первой схеме (рис. 1а) исходный продукт – класс крупности -2 мм обрабатывался острым паром, после теплового кондиционирования пульпа сгущалась и обесшламливалась и смешивалась с реагентами. После реагентного кондиционирования проба подавалась на аппарат пенной сепарации, где проводилась флотация алмазов.

Одновременно проводилась бездиафрагменная электрохимическая обработка оборотной воды, которая подавалась в обесшламливание и пенную сепарацию.

Достоинством схемы является наиболее правильная последовательность операций очистки, обесшламливания и реагентной обработки. Недостатком – проведение термообработки пульпы без подачи оборотной воды.

По второй схеме (рис. 1б) первоначально проводилось сгущение и обесшламливание исходного питания перед его подачей в кондиционер, где последовательно проводилась ее тепловая и реагентная обработка.

Достоинством данной схемы является минимальные объемы пульпы в операциях термического и реагентного кондиционирования. Недостатком – сохранение удаленных с алмаза шламовых классов в потоке пульпы.

Одновременно проводилась бездиафрагменная электрохимическая обработка оборотной воды, которая подавалась в операции обесшламливания и пенной сепарации.

По третьей схеме (рис. 1в) первоначально проводилось сгущение и обесшламливание и затем совмещенное с ними тепловое и реагентное кондиционирование исходного питания с последующей подачей его в аппарат пенной сепарации. Одновременно проводилась бездиафрагменная электрохимическая обработка оборотной воды.

Достоинством третьей схемы являются минимальные объемы пульпы в операции термического и реагентного кондиционирования, а также обработка реагентами при повышенной температуре. Недостаток – сохранение удаленных с алмаза шламовых классов в потоке пульпы.

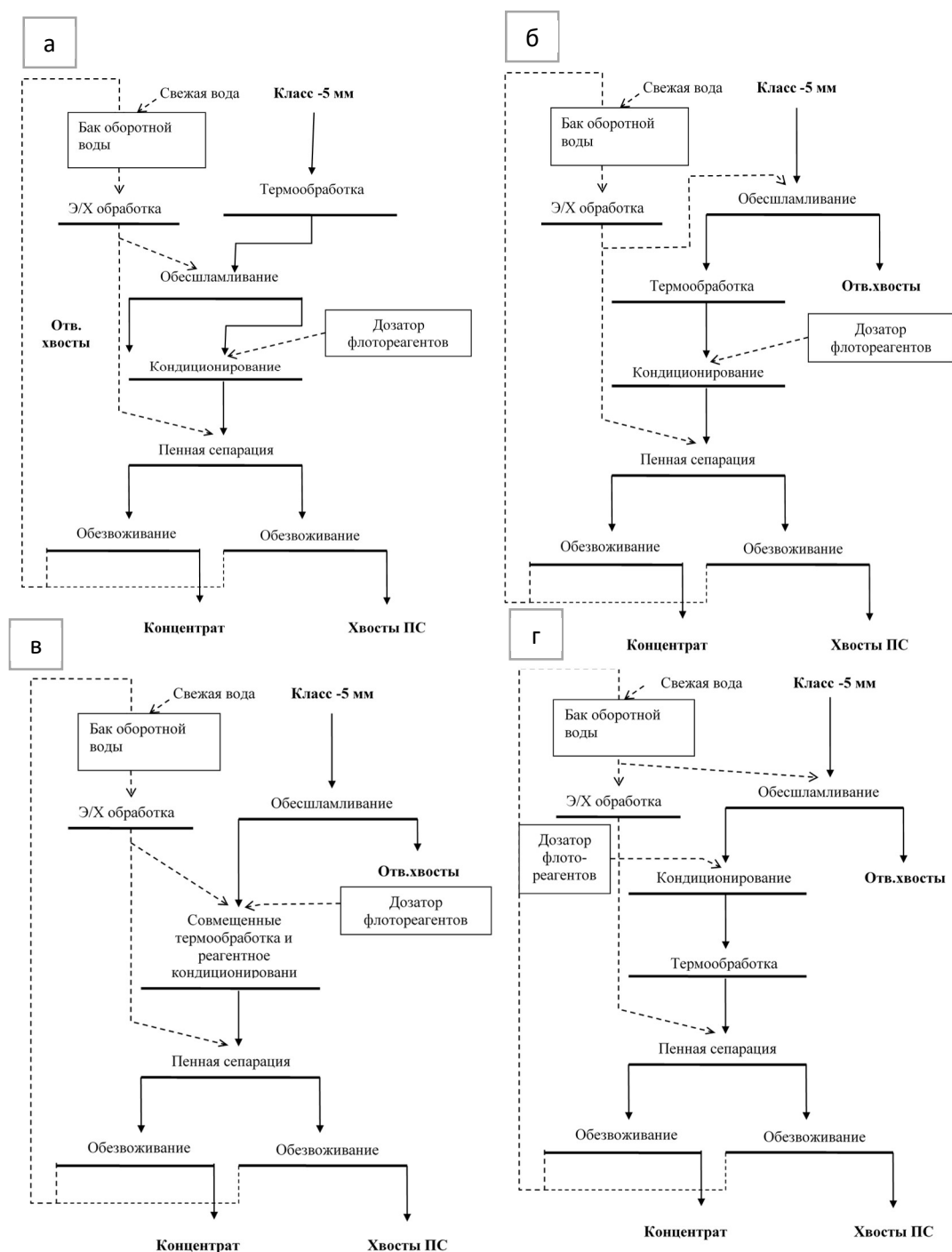
По четвертой схеме (рис. 1г) первоначально проводилась операция сгущения обесшламливания, затем операция реагентного кондиционирования и после нее - операции тепловой обработки. Одновременно проводилась бездиафрагменная электрохимическая обработка оборотной воды.

Достоинством четвертой схемы является минимальные объемы пульпы в операциях термического и реагентного кондиционирования. Недостатком – сохранение удаленных шламовых классов в потоке пульпы.

Электрохимическая обработка оборотной воды проводилась в электролизере ЭКВБ-50 с нерастворимыми электродами ОИРТА. После электрохимического кондиционирования оборотная вода подавалась как в кон-



диционер и во флотационную машину. Прощедшая электрохимическую обработку обратная вода подавалась до и после операции сгущения -обесшламливания и непосредственно в операцию пенной сепарации.



**Рисунок 1 – Принципиальные схемы процесса пенной сепарации:**

- а) с последовательным тепловой обработкой (ТО), сгущением (обесшламливанием) и реагентным кондиционированием (РК) пульпы в комбинации с бездиафрагменной электрохимической обработкой (БЭО) воды; б) - с последовательным сгущением, ТО и РК пульпы в комбинации с БЭО воды; в) - с последовательным сгущением, совмещенной ТО и РК пульпы в комбинации с БЭО воды; г) - с последовательным сгущением, РК и ТО пульпы в комбинации с БЭО воды

Исследования проводились на укрупненной установке пенной сепарации с использованием специальной методики, предполагающей предварительное приготовление «безалмазной» пробы руды, добавление в пробу фиксированной смеси алмазов (50-60 шт.), проведение эксперимента, извлечение алмазов из продуктов флотации, расчет показателей разделения (по весу алмазов), восстановление свойств алмазов, загрузку алмазов в новую «безалмазную» пробу и проведение нового эксперимента [4].

Восстановление свойств алмазов, как и при проведении лабораторных опытов, достигалось высушиванием пробы при температуре не более 80<sup>0</sup>С, отмывкой в четыреххлористом углероде, спирте, дистиллированной воде и в концентрированном растворе соляной кислоты.

Условием достижения максимальной эффективности пенной сепарации достигается при соблюдении оптимального температурного режима основных технологических операций. По имеющимся данным кондиционирование питания с реагентами протекает наилучшим образом при температурах 25-40<sup>0</sup>С, а процесс пенной сепарации – при 18-25<sup>0</sup>С. Как видно из данных, представленных в таблице 1, такой тепловой режим поддерживается при реализации схем 1 и 2.

**Таблица 1 – Температурный режим основных технологических операций цикла пенной сепарации и оборотной воды**

№	Применяемая схема	Температура в операциях, <sup>0</sup> С			
		сгущения-обесшламливания.	кондиционирования с реагентами	пенной сепарации	Оборотной воды
0	С последовательным сгущением и реагентным кондиционированием пульпы (без термообработки)	11,2	12,3	12,9	12,1
1	С тепловым кондиционированием, сгущением и реагентным кондиционированием пульпы.	67,0	35,2	23,5	15,5
2	С последовательным сгущением, тепловым и реагентным кондиционированием пульпы	11,2	40,1	22,0	14,5
3	Со сгущением и совмещенным тепловым и реагентным кондиционированием пульпы	11,2	85,0	24,5	14,0
4	С последовательным сгущением, реагентным и тепловым кондиционированием пульпы	11,2	14,5	28,0	14,0

Результаты флотационных опытов, представленные в табл. 2. показали целесообразность применения разработанной технологии теплового кондиционирования. Сравнение результатов испытаний показали наибольшую технологическую эффективность схем 1 и 2.

**Таблица 2 – Показатели испытаний обогащения пробы кимберлитовой руды при использовании различных режимов предварительной подготовки**

№ №	Применяемая схема	Температура при тепловой обработке, °С	Расход пара м <sup>3</sup> /т	Извлеч. алмазов в конц-т, %
0	С последовательным сгущением и реагентным кондиционированием пульпы (без термообработки)	-	-	90,4
1	С тепловым кондиционированием, сгущением и реагентным кондиционированием пульпы.	70	2,0	96,7
2	С последовательным сгущением, тепловым и реагентным кондиционированием пульпы	80	1,4	96,3
3	Со сгущением и совмещенным тепловым и реагентным кондиционированием пульпы	85	1,5	95,5
4	С последовательным сгущением, реагентным и тепловым кондиционированием пульпы	81	1,3	94,3

Показатели процесса обогащения, достигнутые при использовании схемы 1 характеризуется наибольшим повышением извлечения алмазов (+6,3 %). Однако, такая схема требует применения отдельного аппарата для проведения операции теплового кондиционирования и характеризуется высоким расходом тепла.

Схемы 2, 3 и 4 характеризуются значительным увеличением извлечения алмазов (на 3,9-5,9 %), при этом наименьший расход тепла характерен для схемы 2. Данная схема рекомендуется для промышленных испытаний. Ожидаемый экономического эффекта от дополнительно извлеченных алмазов с учетом затрат и амортизационных отчислений от внедрения разработанной технологии составляет 16,8 млн. руб. в год.

Таким образом, в результате проведенных исследований обоснована и подтверждена эффективность применения теплового кондиционирования питания операции пенной сепарации с целью восстановления гидрофобных свойств поверхности алмазов. Одновременно определена рациональная схема подготовки питания пенной сепарации, включающая с использованием тепловой обработки пульпы и электрохимического кондиционирования оборотной воды для сохранения гидрофобности извлекаемых кристаллов при предварительной подготовке (сгущении, реагентном кондиционировании) промпродуктов схемы обогащения алмазосодержащих кимберлитов к процессу пенной сепарации.

### Список литературы

1. Chanturiya V., Dvoichenkova G., Morozov V., Podkamenny Y., Kovalchuk O. The Mechanism of Formation of Finely Dispersed Minerals on the Surface of Diamonds and the Application of Electrolysis Products of Water Systems for their Destruction // Journal of the Polish Mineral Engineering Society, 2019, 1(43). - Pp. 53-57.
2. Коваленко Е.Г., Двойченкова Г.П., Поливанская В.В. Научное обоснование совместного применения тепловой и электрохимической обработки для повышения эффективности процесса пенной сепарации алмазосодержащего сырья // Научный вестник МГГУ - 2014. - №3. –С.67-80.
3. Авдохин В.М. Основы обогащения полезных ископаемых. М. Горная книга. - 2006. – Т.2. – 407 с.
4. Чантурия В.А., Двойченкова Г.П., Трофимова Э.А. и др. Современные методы интенсификации процессов обогащения и доводки алмазосодержащего сырья класса -5 мм // Горный журнал. – 2011. - № 1. - С. 71- 74.

УДК 622.765

## ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ТЕХНОГЕННОЙ ГИДРОФИЛИЗАЦИИ АЛМАЗОВ В ПРОЦЕССАХ ПЕРЕРАБОТКИ КИМБЕРЛИТОВЫХ РУД

Двойченкова Г. П.<sup>1</sup>, Коваленко Е. Г.<sup>2</sup>, Морозов В. В.<sup>3</sup>

<sup>1</sup>ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр РАН», г. Москва, Россия

<sup>2</sup>Институт «Якутнипроалмаз» АК «Алроса», г. Мирный, Россия

<sup>3</sup>ФГАОУ ВО Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва, Россия

Техногенная гидрофилизация алмазов является существенным негативным фактором, снижающим показатели переработки кимберлитовых руд методами липкостной и пенной сепарации [1].

Прогноз возможности осаждения на поверхности алмаза кальцита предполагает рассмотрении процессов образования (кристаллизации) твердого осадка из водных растворов как с учетом термодинамических критериев, так и кинетических факторов, в т.ч. зависимостей скорости процессов от ионной силы и температуры. Процессы осаждения и растворения минералов, по сути, представляют два противоположных направления одной реакции и поэтому механизм определения их условий одинаков. С позиции классической термодинамики граничные условия растворения минерала соответствуют условиям его образования из тех же ионов [2]. Наиболее простым критерием карбонатного равновесия, нашедшим применение при исследовании устойчивости карбонатных систем в геологии, является степень насыщенности по карбонату, рассчитываемая по коэффициенту насыщенности  $S_1$  по  $CaCO_3$ :

$$S_1 = PP_{CaCO_3} / L_{CaCO_3}, \quad (1)$$

где:  $PP_{CaCO_3}$  – произведение растворимости карбоната кальция в исследуемой воде;

$L_{CaCO_3}$  – термодинамическое произведение растворимости карбоната кальция.

При  $S_l > I$ , термодинамически возможно выпадение осадка карбоната кальция. При  $S_l < I$  раствор недостаточно насыщен растворимыми формами карбоната кальция и выпадение осадка не происходит.

Поиск более эффективных критериев оценки был произведен в смежных отраслях техники, в частности в теплоэнергетике, где эффективность тепловых элементов связана с интенсивностью их зарастания и существенно определяется условиями протекания процессов водоподготовки, которые проходят при повышенных температурах [3]. Другой близкой областью является химия и нефтехимия, где одной из основных проблем является зарастание поверхности трубопроводов минеральными отложениями, образующихся в результате кристаллообразования из пересыщенных водных растворов [4].

В диапазоне рН от 6,4 до 10,3 реакция образования или растворения карбоната кальция весьма чувствительна к рН среды. Поэтому в качестве дополнительных критериев целесообразно использовать рН - ориентированные критерии: индекс насыщения  $JS$  (индекс Ланжелье) и индекс стабильности  $JS_t$  (индекс Ризнера) [5,6]:

$$JS = pH - pH_s \quad (2)$$

$$JS_t = 2 \cdot pH_s - pH \quad (3)$$

Эти критерии сравнивают рН среды с равновесной рН образования карбоната кальция ( $pH_s$ ), рассчитываемой по уравнению [125,128]:

$$pH_s = pK_2 - pPP_{CaCO_3} - \lg[Ca^{2+}] - \lg Щ_о + 2,5\sqrt{I}, \quad (4)$$

где:  $pK_2$  – отрицательный логарифм константы 2-й степени диссоциации угольной кислоты;

$pPP_{CaCO_3}$  – отрицательный логарифм произведения растворимости;

$[Ca^{2+}]$  – концентрация ионов  $Ca^{2+}$ , мг/л;

$Щ_о$  – общая щелочность, мг-экв/л;

$I$  – ионная сила.

Общая щелочность воды ( $Щ_о$ , мг-экв/л) - суммарная концентрация растворенных гидроксидов и анионов слабых кислот  $HCO_3^-$  и  $CO_3^{2-}$  за вычетом концентрации ионов водорода.

При положительных значениях индекса насыщения Лажелье  $JS$  вода обладает тенденцией отлагать осадок карбоната кальция. При этом растворы реально способны выделять осадок карбоната кальция только при  $JS > 0,5 - 0,7$ .

При значениях индекса Ризнера  $JS_t > 8,7$  вода очень агрессивная, осадок  $CaCO_3$  не образуется; при  $8,7 > JS_t > 6,9$  вода среднеагрессивная; при  $6,9 > JS_t > 6,4$  вода стабильная; при  $6,4 > JS_t > 3,7$  вода выделяет осадок  $CaCO_3$ ; при  $3,7 > JS_t$ , вода сильно перенасыщена по  $CaCO_3$ , интенсивно образуется осадок [6].

На практике индекс Ланжелье рассчитывается с использованием адаптированной зависимости для  $pH_s$  (уравнение 4) или с помощью таблиц для экспресс-расчета. Упрощенная формула для расчета равновесной pH образования карбоната кальция ( $pH_s$ ) имеет вид:

$$pH_s = (9.3 + A + B) - (C + D), \quad (4)$$

где:  $A = (\lg[TDS] - 1)/10$ ;  $B = -13,12 \times \lg(°C + 273) + 34,55$ ;  $C = \lg[Ca^{2+}] - 0.4$ ;  $D = \lg[Щ]$ .

В уравнение 4 введены температурные коэффициенты, учитывающее изменение термодинамических констант реакций при изменении температуры в интервале 0-100 °С.

Для обоснования возможности и эффективности использования индексов Ланжелье и Ризнера для оценки технологических свойств оборотной воды были обработаны результаты опытов по осадкообразованию при подщелачивании модельного раствора, близкого по составу к оборотной воде обогатительной фабрики № 3.

Результаты исследований показали, что область быстрого и интенсивного осадкообразования отвечала значениям критерия Ланжелье и Ризнера соответствующим областям насыщенных растворов, склонных в отлаганию карбоната кальция. Область медленного и малоинтенсивного осадкообразования отвечала значениям индексов Ризнера и Ланжелье, соответствующим области нейтральных значений pH (табл. 1).

**Таблица 1 – Результаты опытов по щелочному осадкообразованию в модельной оборотной воде**

№	pH	Концентрация ионов, мг/л		JS	JS <sub>t</sub>	Скорость осаждения	Количества осадка, мг/л
		Ca	HCO <sub>3</sub> <sup>-</sup>				
1	6,6	2125	300	-0,6	7,0	-	-
2	6,9	2125	300	-0,25	6,5	-	-
3	7,3	2100	281	0,1	6,1	медленно	154
4	7,7	1930	154	0,29	5,6	медленно	324
5	8,1	1850	92	0,55	5,0	быстро	488

Полученные результаты подтверждают адекватность рассмотренных критериев (индексов Ризнера и Ланжелье) и обосновывают их применение для оценки свойств жидкой фазы пульпы и оборотной воды при обогащении алмазосодержащих кимберлитов.

Индексы Ризнера и Ланжелъе были использованы для оценки технологических свойств оборотной воды и жидкой фазы пульпы на обогатительной фабрике № 3 Мирнинского ГОКа (табл. 2). Как видно из представленных данных, исследованные водные продукты характеризуются положительными значениями индекса насыщения  $JS$ , т.е. вода обладает тенденцией отлагать осадок карбоната кальция. Наиболее вероятно осаждение карбоната кальция из водной среды в операции пенной сепарации, где концентрации ионов кальция и карбоната в десять раз превышают равновесные значения. Значениями индекса насыщения  $JS_i$  при повышении рН среды с 6,6 до 8,1 снижаются с 7 до 5, т. е. вода с щелочной реакцией среды склонна отлагать осадок карбоната кальция. Наиболее вероятно осаждение карбоната кальция из водной среды в операции пенной сепарации, где концентрации ионов кальция и карбоната в десять раз превышают равновесные значения.

**Таблица 2 – Ионный состав и индексы карбонатного равновесия для исследуемых оборотных и природных вод алмазобогащительной фабрики**

Водная система	рН	Т <sup>0</sup> С	Концентрация ионов, мг/л			Значения критериев				
			Ca <sup>2+</sup>	HCO <sub>3</sub> <sup>-</sup>	CO <sub>3</sub> <sup>2-</sup>	L <sub>CaCO<sub>3</sub></sub> *10 <sup>-9</sup>	PP <sub>CaCO<sub>3</sub></sub> *10 <sup>-9</sup>	S <sub>1</sub>	JS	JS <sub>t</sub>
Оборотная вода обогатит. ф-ки	7,6	4	2389	61,2	0,11	5,25	89,26	17,0	0,54	5,72
Оборотная вода пенной сепарации	7,7	10	2148	64	0,15	5,15	105,66	20,5	0,84	5,02
Слабоминерализованная природная вода	7,8	7	152	251	0,73	4,8	41,53	8,65	0,46	6,47

Значения индексов Ланжелъе и Ризнера (табл. 2) оценивают оборотную воду операции пенной сепарации на ОФ № 3 при рН около 7,5-8,0 как способную к отложению на алмазах гидрофильных соединений. В меньшей мере склонна к отложению карбонатных минералов на алмазах слабоминерализованная природная вода, для которой значения индексов соответствуют области малоинтенсивного карбонатообразования и к нейтральной области.

Условия осаждения гидроксидокарбоната магния при средних концентрациях достигаются при рН больших на 0,25-0,35 чем рН образования карбоната кальция. Поэтому выбранный критерий с запасом отвечает условиям растворения гидроксидокарбоната магния.

Таким образом, проведенными исследованиями показано, что водные среды в операциях подготовки и обогащения кимберлитов характеризуются склонностью к осаждению карбонатных и гидроксидокарбонатных минера-

лов, что объясняет зарастание поверхности алмазов и обосновывает актуальность регулирования ионно-молекулярного используемых водных систем различными способами.

*Список литературы*

1. Чантурия В.А., Двойченкова Г.П., Трофимова Э.А., Чаадаев А.С., Зырянов И.В. Современные методы интенсификации процессов обогащения и доводки алмазосодержащего сырья класса - 5 мм // Горный журнал. – М: «Руда и металлы», 2011. – № 1 – С. 71-74.
2. Карапетьянц, М.Х. Введение в теорию химических процессов. М.: Высшая школа, 1981. – 333 с.
3. Копылов, А.С. Водоподготовка в энергетике. – М.: 2003. – 320 с.
4. Матусевич Л.Н. Кристаллизация из растворов в химической промышленности. М.: Химия, 1968. - 304 с.
5. Dean J.A. Lange's handbook of chemistry. – 1999. – 327 p.
6. Ryznar J.W. A New index for Determining the Amount of Calcium Carbonate Formed by Water // Journal of the American Water Works Association. – 1944. #36. – Pp. 25-29.

**ИЗУЧЕНИЕ ЗАВИСИМОСТЕЙ МЕЖДУ КАЧЕСТВОМ  
ИСХОДНОГО СЫРЬЯ, ВЫХОДОМ ПОЛЕВОШПАТОВЫХ  
КОНЦЕНТРАТОВ И УДЕЛЬНЫМИ РАСХОДАМИ РЕАГЕНТОВ  
ПРИ ПРОМЫШЛЕННОМ ОСВОЕНИИ КЕДРОВОГО  
МЕСТОРОЖДЕНИЯ**

**Кочнев Д. В.**

АО «Малышевское рудоуправление», Россия

АО «Малышевское рудоуправление» (далее по тексту – АО «МРУ») является одним из крупнейших производителей полевошпатových концентратов в России. Параллельно с полевошпатowymi концентратами предприятие выпускает слюдяные и кварцевые концентраты.

За год в цехе обогащения перерабатывается более 700 тыс. т полевошпатového сырья и выпускается примерно 300 тыс. т полевошпатových концентратов, 5-6 тыс. т слюдяных концентратов и 17-23 тыс. т кварцевых концентратов.

В 2018 г. была завершена переработка полевошпатového сырья техногенного месторождения «отвал №12», на котором хранились пегматоидные граниты Квартального месторождения, и начато промышленное освоение полевошпатového сырья Кедрового месторождения.

Особенностями руды Кедрового месторождения стали более низкая массовая доля полевых шпатов по отношению к сырью отвала №12, большая изменчивость состава добываемого сырья и наличие окисленных минералов.



Одной из главных задач при освоении месторождения является установление закономерностей между характеристиками сырья Кедрового месторождения, выходом полевошпатового сырья и расходом реагентов.

Исследования выполнены на основе обобщения и сравнительного анализа качественных характеристик исходного сырья отработанного и нового месторождений. А также, изучения влияния качества сырья нового месторождения на технологические показатели и расход реагентов. При выполнении работы использовались методы математической статистики, теории вероятностей, математического моделирования.

С начала подачи полевошпатового сырья с опытного карьера проводилась системная работа по накоплению, обобщению и анализу информации о качественных характеристиках сырья Кедрового месторождения и их сравнение с характеристиками сырья, отработанного, Квартального месторождения. Выполнялся поиск показателей, позволяющих повысить объективность оценки нового месторождения и качества получаемых концентратов, которые можно использовать в оперативном управлении производством.

По данным технических отчётов о работе цеха обогащения и исследований лабораторий АО «МРУ» приведено сравнение средних данных по качеству полевошпатового сырья с отвала №12 за период с 2012 по 2016 гг. и Кедрового месторождения за период с ноября 2018 г. по ноябрь 2019 г. (таблица 1), а также химический состав монофракций основных минералов (таблица 2).

**Таблица 1 – Сравнение средних качественных характеристик полевошпатового сырья с отработанного и нового месторождений**

Наименование месторождения	Массовая доля минералов в исходном сырье, %				Массовая доля оксидов в исходном сырье, %			
	Полевые шпаты	Мусковит	Гранат	Флогопит	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
Отвал № 12	62,61	4,17	0,28	0,14	14,44	3,79	4,84	0,76
Кедровое	59,87	4,52	0,25	0,71	14,39	3,99	4,39	0,86
Относительные отклонения, %	-4,4	8,4	-10,7	407,1	-0,4	5,3	-9,3	13,2

Сравнение средних качественных характеристик полевошпатового сырья Кедрового месторождения по сравнению с сырьём отвала №12 (таблица 1) показывает, что основные отличия заключаются:

- в меньшей массовой доле полевых шпатов на 4,4 % относительных;
- в большей массовой доле слюды мусковит на 8,4 % относительных и слюды флогопит на 407,1 % относительных, т. е. сумма слюд увеличилась с 4,31 до 5,23 % на 21,3 % относительных;

- в меньшей массовой доле граната на 10,7 % относительных;
- в большей массовой доле общего железа на 13,2 % относительных (в пересчёте на оксид железа Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>).

Сравнение химического состава монофракций минералов обоих месторождений (таблица 2) позволяет выделить следующие особенности:

- в полевых шпатах Кедрового месторождения на 19,6 % относительных больше содержится оксида калия по сравнению с полевыми шпатами отвала № 12;
- в слюде мусковит обоих месторождений присутствует железо;
- на Кедровом месторождении присутствует дополнительная разновидность слюды – биотит [1].

Для выявления закономерностей изменения технологических показателей и расхода реагентов от характеристик полевошпатового сырья нового месторождения была сформирована база месячных данных (таблица 3) за период с ноября 2018 г. по ноябрь 2019 г., между параметрами были рассчитаны коэффициенты корреляции и статистические модели [2, 3].

**Таблица 2 – Химический состав монофракций основных минералов, определённый в лаборатории АО «МРУ»**

Наименование минерала	Массовая доля оксидов, %							
	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O	MnO
Отвал №12								
Сумма полевых шпатов (микроклин, альбит и др. плагиоклазы)	66,0	0,055	19,3	0,29	0,02	5,1	7,1	
Кварц	96,7	0,04	0,5	0,1	0,30	0,4	1,0	
Мусковит	47,0	5,0	30,8	0,4	0,17	9,5	0,4	0,14
Флогопит	42,0	15,0	15,6	20,2		9,7	0,4	
Гранат	33,1	21,3	21,0	4,9				25,7
Амфиболы	54,7	8,1	2,1	24,6	13,8		0,65	
Кедровое месторождение								
Сумма полевых шпатов (микроклин, альбит и др. плагиоклазы)	65,8	0,07	18,85	0,085	0,44	6,1	7,2	
Кварц	97,0	0,02	0,9			0,1	0,1	
Мусковит	44,9	4,1	32,1	0,53	0,21	10,2	0,61	0,14
Магниево-железистые слюды (биотит, флогопит)	40,2	24,65	19,2	4,65		8,15	0,26	
Гранат	39,6	32,7	20,5	4,6	0,41	0,1	0,05	25,7
Амфиболы	54,7	8,1	2,11	24,6	13,8		0,65	0-14

Ниже приведены математические модели с коэффициентами и их краткое описание:

– **Выход полевошпатовых концентратов** ( $\gamma_{пш}$ ):

$$\gamma_{пш} = -16,0595 + 1,1076\alpha_{пш} - 1,4120\alpha_{Ms}, \quad (1)$$

где  $\alpha_{пш}$  – массовая доля полевого шпата в исходном сырье, %;

$\alpha_{Ms}$  – массовая доля слюды мусковит в исходном сырье, %.

**Таблица 3 – База месячных данных с качественно-количественными показателями исходного сырья и полевошпатовых концентратов, расхода реагентов**

Параметры		Показатель				
		Среднее значение	Стандартное отклонение	Коэффициент вариации	Минимальное значение	Максимальное значение
Соотношение горных пород в добываемом сырье, %	Пегматиты	68	23	33,6	25	100
	Граниты	15	16	104,2	0	41
	Окисленные	17	27	162,8	0	70
Массовая доля минералов в сырье, %	ПШ	59,87	0,90	1,5	58,80	61,54
	Мусковит	4,52	0,46	10,3	3,90	5,10
	Гранат	0,25	0,06	23,7	0,15	0,32
	Флогопит	0,71	0,23	31,6	0,37	1,27
Массовая доля оксидов в сырье, %	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	14,39	0,09	0,6	14,19	14,52
	K <sub>2</sub> O	3,99	0,09	2,4	3,84	4,16
	Na <sub>2</sub> O	4,39	0,09	2,0	4,20	4,49
	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,86	0,05	5,9	0,75	0,92
Массовая доля классов в сливе классификаторов, %	+0,63 мм	0,65	0,25	38,3	0,24	1,06
	+0,2 мм	20,75	1,64	7,9	18,94	23,61
	-0,04 мм	29,93	2,16	7,2	27,29	34,07
Полевошпатовые концентраты	Массовая доля полевого шпата, %	90,61	0,73	0,8	89,35	91,50
	Выход, %	43,98	1,47	3,3	42,10	46,50
	Извлечение, %	66,55	1,40	2,1	64,34	69,01
Удельный расход реагентов, кг/т сырья	Талловое масло	0,37	0,06	16,7	0,29	0,53
	Серная кислота	1,27	0,09	7,2	1,16	1,45
	Флон	0,25	0,02	7,4	0,22	0,27
	Плавиновая кислота	2,70	0,21	7,9	2,37	2,98

Коэффициент множественной корреляции (R) равен 0,91, остаточное среднеквадратическое отклонение уравнения (S<sub>y</sub>) составляет 0,68 % абс.

С повышением массовой доли полевого шпата в исходном сырье происходит увеличение выхода полевошпатовых концентратов, массовая доля слюды, наоборот, приводит к снижению выхода.

– Удельный расход таллового масла ( $q_{Тл}$ ):

$$q_{Тл} = -0,0775 + 0,3322\alpha_{Gr} + 0,4054\alpha_{Fe} (R = 0,82, S_y = 0,022 \text{ кг/т руды}), \quad (2)$$

где  $\alpha_{Gr}$  – массовая доля граната в исходной руде, %;

$\alpha_{Fe}$  – массовая доля  $Fe_2O_3$  в исходной руде, %.

С повышением массовой доли граната и оксида железа в исходном сырье происходит увеличение удельного расхода таллового масла.

– Удельный расход флона ( $q_{фл.}$ ):

$$q_{фл.} = 0,0466 + 0,0129\alpha_{Ms} + 0,1729\alpha_{Fe} (R = 0,62, S_y = 0,016 \text{ кг/т руды}), \quad (3)$$

С повышением массовой доли слюды мусковит и оксида железа в исходном сырье происходит увеличение удельного расхода флона.

На основании выполненных исследований были сделаны следующие выводы:

1. Точность полученных математических моделей позволяет адекватно оценивать влияние отдельных характеристик исходного сырья на выход полевошпатовых концентратов и удельный расход основных реагентов.

2. Практически во всех моделях участвует параметр – массовая доля слюды мусковит, что указывает на его большое влияние, на процесс обогащения.

В настоящее время продолжается набор статистических данных для уточнения взаимосвязей и оценки эффективности мероприятий по оптимизации технологии обогащения полевошпатового сырья Кедрового месторождения.

#### *Список литературы*

1. Бетехтин А. Г. Минералогия. – М.: Государственное издательство геологической литературы, 1950. – 956 с.

2. Козин В. З. Экспериментальное моделирование и оптимизация процессов обогащения полезных ископаемых. – М.: Недра, 1984. – 112 с.

3. Цыпин Е. Ф., Морозов Ю. П., Козин В. З. Моделирование обогатительных процессов и схем. Учебник. – Екатеринбург: Изд-во Урал. ун-та, 1996. – 368 с.

УДК 622.7

## **ОБОГАТИМОСТЬ СУЛЬФИДНО-МАГНЕТИТОВЫХ РУД**

**Таланцева А. С.<sup>1</sup>, Мамонов С. В.<sup>1,2</sup>, Волкова С. В.<sup>1</sup>, Ефремова Т. А.<sup>1</sup>**

<sup>1</sup>ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия

<sup>2</sup>НЧОУ ВО «Технический университет УГМК», г. Верхняя Пышма, Россия

В АО «Уралмеханобр» проведены исследования обогатимости сульфидно-магнетитовой руды Западно-Песчанской залежи Песчанского скарново-магнетитового месторождения.

Согласно результатам количественного химического анализа, в сульфидно-магнетитовой руде содержится 0,64 % меди, 35,7 % железа общего, 2,90 % серы общей, 1,2 г/т золота и 2,8 г/т серебра.

Согласно результатам фазового анализа, медь в сульфидно-магнетитовой руде на 65,63 % представлена первичными и на 34,37 % вторичными сульфидами.

Сульфидная сера на 53,48 % ассоциирована с пиритом; с халькопиритом и вторичными минералами меди связано 20,93 % и 4,07 % серы. Сера на 21,52 % связана с пирротинном, его двумя разновидностями – гексагональной и моноклинной, отличающимися структурами кристаллической решётки. При этом 15,12 % пирротина представлено моноклинной модификацией, которая обладает магнитными свойствами, соизмеримыми с магнетитом.

Железо общее на 79,27 % представлено магнетитом, на 15,85 % связано с труднорастворимыми силикатами и на 4,88 % – с карбонатами, пирротинном, гематитом и железом металлическим.

Результаты рационального анализа золота показали, что доля благородного металла в исследуемой руде, извлекаемого цианированием, составляет 30,37 %. Доля золота, находящегося в ассоциации с сульфидами меди и железа составляет 53,34 %, из которых 25,19 % приходится на дисперсное и 28,15 % на крупное золото. Доля золота, связанного с нерудными минералами, составляет 11,10 %. Основная часть серебра – 83,23 %, связана с нерудными минералами; доля серебра, находящегося в ассоциации с пиритом и халькопиритом составляет 16,77 %.

Сульфидно-магнетитовая руда сложена магнетитом – 39 %, пироксенами и амфиболами – 33 %, карбонатами – 10 %, полевым шпатом – 9 %, клинохлором – 5 %, пиритом – 2 %, пирротинном – 1 %, халькопиритом – 1 %.

Исследована возможность предобогащения руды рентгенометрическим методом.

По результатам изучения основных факторов, влияющих на обогатимость предварительного обогащения руды и с учётом особенностей рентгеновских спектров кусков, выбран кумулятивный аналитический параметр, позволяющий выделять 26 % отвалных хвостов с массовой долей меди 0,076 %, железа 9,14 % при потерях с хвостами РРС меди 3,6 %, железа 6,8 %.

Анализ полученных результатов позволяет говорить о возможности предварительного обогащения сульфидно-магнетитовой руды рентгенометрическим методом. Однако, целесообразность РРС руды необходимо подтвердить результатами ОПИ.

Исследована возможность сухой магнитной сепарации руды.

Результаты исследований показали, что из сульфидно-магнетитовой руды по средствам СМС возможно получение магнитного продукта с содержанием железа общего – 59,0 % при извлечении железа общего 86 %, железа магнетитового – 98 %. Содержание меди в магнитном продукте составило

0,64 %, золота – 1,1 г/т, серебра – 2,9 г/т с извлечением, соответственно 57 %, 54 % и 53 %.

Сухая магнитная сепарация сульфидно-магнетитовой руды имеет место быть в технологии ее обогащения. Но при этом будут наблюдаться существенные потери меди и благородных металлов с магнитным продуктом.

Исследована возможность центробежной концентрации благородных металлов. С целью определения возможности выведения золотосодержащего продукта из сульфидно-магнетитовой руды выполнен GRG-тест по методике компании FLSmidth-Knelson.

Результаты GRG-теста сульфидно-магнетитовой руды показали, что центробежной концентрацией возможно вывести золотосодержащий продукт с содержанием золота 29 г/т при извлечении 38,86 %. Дальнейшая доводка тяжелой фракции центробежной концентрации на концентрационном столе показала возможность получения гравитационного золотосодержащего концентрата с содержанием золота 50 г/т при извлечении 27 %.

Проведены исследования обогатимости руды флотацией. По результатам исследований отмечено:

- при измельчении сульфидно-магнетитовой руды в первую очередь раскрываются зёрна халькопирита, а затем магнетита, пирита, пирротина и нерудных минералов;

- увеличение массовой доли раскрытых зерен халькопирита в продукте измельчения способствует повышению извлечения меди в пенный продукт флотации;

- относительно грубый помол руды перед флотационным обогащением позволяет получить пенный продукт с более высокой массовой долей меди в нем;

- максимальное извлечение меди в пенный продукт наблюдается при флотации руды, измельченной до крупности 85 % класса - 0,071 мм;

- оптимальное содержание свободного оксида кальция в жидкой фазе пульпы при флотации сульфидно-магнетитовой руды составляет 224-252 г/м<sup>3</sup> пульпы. При этом содержании свободного оксида кальция в жидкой фазе пульпы наблюдается экстремум в извлечении меди в пенный продукт, равный 96,4 %;

- подача 200 г/т медного купороса в операцию пирротиновой флотации позволяет максимально извлечь магнитный колчедан в пенный продукт пирротиновой флотации и снизить массовую долю серы в хвостах флотации с 2,04 до 0,98 %.

На основании выполненных исследований разработана флотационная схема обогащения сульфидно-магнетитовой руды, позволяющая получить медный концентрат с массовой долей меди 23,71 %, золота – 36,8 г/т и серебра – 80,0 г/т при извлечении, соответственно, 95,59 %, 67,00 % и 63,84 %.

На хвостах флотации выполнено мокрое магнитное обогащение при напряженности магнитного поля 1500 Э. В результате ММС получен магнетитовый концентрат с массовой долей железа 66,5 %, при выходе концентрата 54,1 % (от операции) и извлечении в него железа 89,7 % (от операции). Массовая доля серы в магнетитовом концентрате составила 0,7 %.

На основании проведенных исследований предложена комплексная технология переработки сульфидно-магнетитовой руды Северо-Песчанского месторождения. Разработанная комплексная технология позволит получить:

– гравитационный золотосодержащий концентрат с массовой долей золота 50 г/т при извлечении 27 %;

– медный концентрат с массовой долей 23,71 %, золота – 18,9 г/т и серебра – 60,0 г/т при извлечении, соответственно, 93,6 %, 42,9 % и 54,6 %;

– магнетитовый концентрат с массовой долей железа 66,5 %, серы 0,7 % при извлечении железа общего 76,6 %.

УДК 622.7

## **ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ ПОВЫШЕНИЯ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ОБОГАЩЕНИЯ МЕДНО-ЦИНКОВОЙ РУДЫ ЗАПАДНО- ОЗЕРНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ**

**Сагадиев Р. Р.<sup>1,2</sup>, Газалеева Г. И.<sup>2</sup>, Мамонов С. В.<sup>2</sup>**

<sup>1</sup>АО «Учалинский ГОК», г. Учалы, Россия

<sup>2</sup>НЧОУ ВО «Технический университет УГМК», г. Верхняя Пышма, Россия

Перспективы развития АО «Учалинский ГОК» по выпуску медного и цинкового концентратов, связаны с вовлечением в переработку упорной медно-цинковой руды Западно-Озерного месторождения. Характерной особенностью руд является наличие нескольких разновидностей пирита, в том числе и колломорфного. Для руд характерны весьма сложные сростания сульфидных минералов между собой и нерудными минералами. Получаемые технологические показатели при переработке медно-цинковой руды Западно-Озерного месторождения находились на невысоком уровне, что привело к необходимости разработки новых технологических решений по повышению извлечения ценных компонентов в концентрат.

Медно-цинковая руда Западно-Озерного месторождения содержит: меди – 0,90 %, цинка – 1,27 %, серы – 26,7 %, мышьяка – 0,35%.

Меди на 56,67 % ассоциирована с халькопиритом, на 26,67 % – с блеклыми рудами, на 13,33 % – с вторичными сульфидами. Доля окисленных медных минералов составляет 3,33 %.

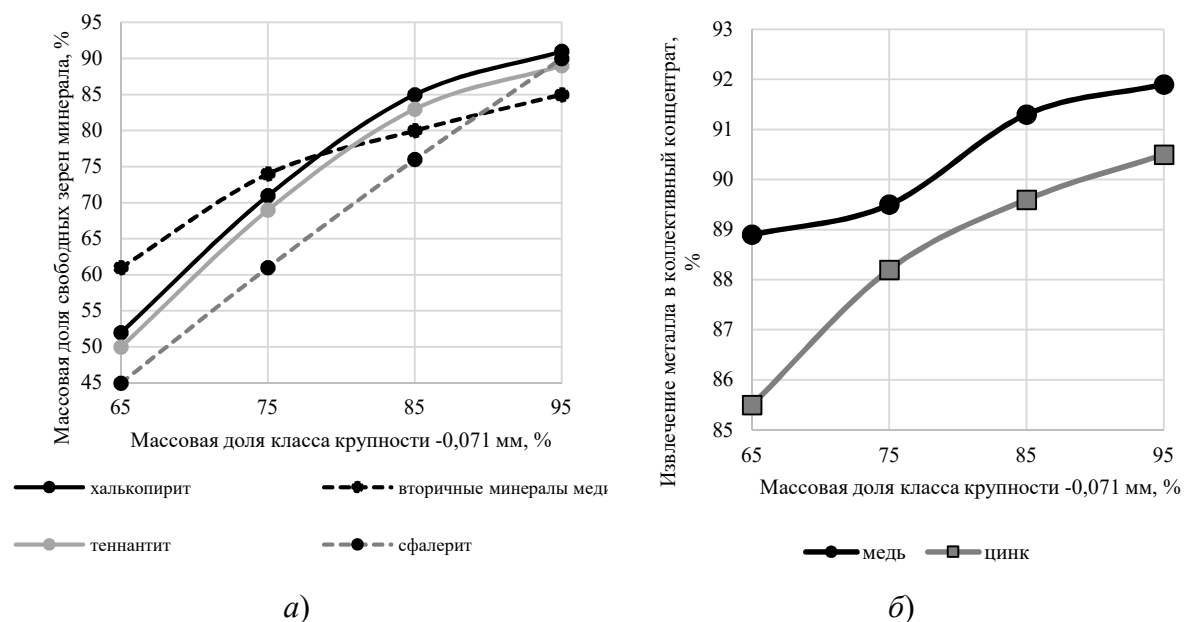
Цинк в медно-цинковой руде на 86,62 % ассоциирован со сфалеритом, на 8,66 % связан с гидроксидами (оксидами) железа и марганца и на 4,72 % представлен окислами.

Медно-цинковая руда Западно-Озерного месторождения сложена следующими минералами, %:

Пирит	48	Кварц	13
Сфалерит	2	Клинохлор	12
Халькопирит	2	Карбонаты	5
Арсенопирит	1	Полевой шпат	5
Теннантит	1	Каолинит	5
Ковеллин, халькозин	1	Мусковит	4
Окислы железа (гематит и гетит)	1	Оливины и пироксены	2

Исследовано влияние тонины помола руды на раскрытие основных рудных ценных минералов и извлечение меди и цинка в коллективный концентрат (рис. 1).

Установлено, что крупность измельчения руды перед флотацией должна составлять не менее 85 % класса  $-0,071$  мм. Потери меди с хвостами коллективной флотации при этом составляют 8,7 %, цинка 10,4 %. При данной крупности измельчения медные минералы раскрыты на 80-85 %, сфалерит на 76 %. Нерудные минералы и пирит находятся в виде свободных зерен на 91-94 %.



**Рисунок 1 – Зависимость массовой доли свободных зерен минералов (а) и извлечения меди и цинка (б) в коллективный концентрат от массовой доли класса крупности  $-0,071$  мм в питании флотации**

При более грубом измельчении потери металлов с отвальными хвостами повышаются. Так, при измельчении руды до крупности 65 % и 75 %



класса -0,071 мм потери меди с отвальными хвостами составляют соответственно 11,1 % и 10,4 %, цинка – 14,55 % и 11,82 %.

При увеличении тонины помола руды до 95 % класса крупности – 0,071 мм, где отмечено наиболее полное раскрытие как сульфидных, так и нерудных минералов, извлечение металлов повышается незначительно относительно измельчения руды до крупности 85 % класса -0,071 мм.

С целью повышения технологических показателей цинкового цикла, в том числе и снижения потерь цинка с медным концентратом, проверена возможность использования реагента – полиметиленафталинсульфоната – ПМНС («Литопласт И»).

Флотационные исследования проведены по отработанному реагентному режиму цикла селекции коллективного медно-цинково-пиритного концентрата. Основные депрессора сфалерита – гидросульфид натрия и цинковый купорос использовали в соотношении 1:3 с суммарным расходом 500 и 1500 г/т, соответственно.

Исследуемый реагент ПМНС дозировали в цикл доизмельчения коллективного концентрата. Первоначально было проверено два реагента ПМНС – 2И и ПМНС – 4И. Расход реагента ПМНС в обоих случаях приняли 80 г/т.

Результаты флотационных исследований показали возможность использования этих реагентов в сочетании с основными депрессорами – гидросульфидом натрия и цинковым купоросом, при их фабричном расходе. Отмечена более глубокая депрессия цинковых минералов при использовании реагента ПМНС – 4И (расход 80 г/т) в сочетании с гидросульфидом натрия и цинковым купоросом при их фабричном расходе (расход, соответственно, 500 и 1500 г/т). При этом отмечено, что потери цинка в медном цикле флотации снизились на 18,4-19,0 %. Однако, извлечение меди в медный цикл также снизилось на 12,0-13,4 %. Использование реагента ПМНС привело к снижению выхода грубого медного концентрата на 3,8 % с повышением его качества с 7,6 до 9,5-10,5 %.

С целью повышения извлечения меди в медный цикл был снижен расход основных депрессоров на 40 % и расход реагента ПМНС – 4И на 60 %. Расход гидросульфида натрия составил 300 г/т и 900 г/т цинкового купороса, а ПМНС – 4И - 30 г/т.

При данном режиме получены более высокие показатели, чем по-фабричному режиму: медный концентрат с массовой долей меди 19,8 % при извлечении меди 78,6 % и цинковый концентрат с массовой долей цинка 50,5 % при извлечении цинка 64,4 %. По базовому фабричному реагентному режиму получали медный концентрат с массовой долей меди 19,3 % при извлечении меди 75,4 % и цинковый концентрат с массовой долей цинка 50,2 % при извлечении цинка 60,8 %.

Проведены лабораторные исследования по влиянию кавитационно-аэрационного воздействия на продукты обогащения обогатительной фабрики с целью повышения извлечения металлов в товарную продукцию. Испытания проведены на модульной установке ПРКВ-2А (рисунок 2) производства ООО «БФК Инжиниринг».

В механоактиваторе заложен принцип гидродинамических воздействий на пульпу, обеспечивающих режим кавитации. При схлопывании внутри камер создается давление до нескольких тысяч атмосфер. Кавитация возникает, когда минимальное давление становится равным давлению насыщенных паров жидкости. При этом происходит схлопывание камер в течение мили- и микросекунд. Так как схлопывания происходят несимметрично, образуются кумулятивные струны, из-за которых возникают ударные волны, которые приводят к высоким давлениям вызывающих разрушение кристаллической решетки материала и обновление его поверхности.

Проведена серия опытов по подбору оптимального количества циркуляционных оборотов пульпы питания цинковой флотации (хвосты контрольной медной флотации) через механоактиватор ПРКВ-2А и расхода воздуха, подаваемого в ПРКВ-2А. Результаты исследований приведены на рисунке 3.

По результатам исследований установлено, что механоактивация позволяет увеличить извлечение цинка в цинковый цикл при двукратной циркуляции пульпы через ПРКВ-2А и расходе воздуха, подаваемого в ПРКВ-2А, равном 630 л/ч.

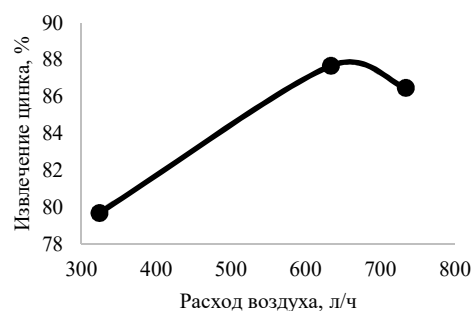
Проведены исследования по влиянию точки подачи медного купороса в цикл цинковой флотации. Рассмотрено три случая: 1) подача медного купороса без обработки пульпы в



**Рисунок 2 – Лабораторный механоактиватор ПРКВ-2А**



а)



б)

**Рисунок 3 – Зависимость извлечения цинка от количества циркуляций**

ПРКВ-2А; 2) с подачей медного купороса в ПРКВ-2А; 3) подача медного купороса в пульпу прошедшую обработку в ПРКВ-2А. Отмечено, что:

1) при подаче медного купороса без обработки пульпы в ПРКВ-2А (базовый опыт) получается грубый цинковый концентрат с массовой долей цинка 26,5 % при извлечении 86,9 %;

2) при подаче медного купороса в ПРКВ-2А получается грубый цинковый концентрат с массовой долей цинка 27,3 % (+0,8 % к базовому опыту) при извлечении 87,7 % (+0,8 % к базовому опыту);

3) при подаче медного купороса в пульпу прошедшую обработку в ПРКВ-2А (в камеру флотомашин) получается грубый цинковый концентрат с массовой долей цинка 28,6 % (+2,1 % к базовому опыту) при извлечении 88,5 % (+1,6 % к базовому опыту).

### **Выводы**

Для повышения технологических показателей обогащения медно-цинковой руды Западно-Озерного месторождения предложены следующие технологические решения:

– крупность измельчения руды перед флотацией должна составлять не менее 85 % класса -0,071 мм;

– в процесс селекции коллективного концентрата необходимо подавать гидросульфида натрия с расходом 300 г/т, цинковый купорос с расходом 900 г/т и ПМНС – 4И с расходом 30 г/т;

– пульпу перед циклом цинковой флотации необходимо обрабатывать в кавитационно-аэрационном механоактиваторе при двукратной циркуляции пульпы через механоактиватор и расходе воздуха, подаваемого механоактиватор, равном 630 л/ч;

– медный купорос необходимо подавать в пульпу цинкового цикла флотации прошедшую предварительную обработку в механоактиваторе.

### *Список литературы*

1. Доброцветов Б.Л. Влияние особенностей состава минералов блеклой руды на технологию их переработки // Цветные металлы. -2009. -№7.

2. Богданов О. С., Максимов И. И., Поднек А. К. и др. Теория и технология флотации руд / Под общ. ред. О. С. Богданова. – М.: Недра, 1980. – 431 с.

3. Соболев Д.С., Фишман М.А. Практика обогащения руд цветных и редких металлов. Том II Обогащение медных руд. Москва, 1960 - с. 350-355.

4. Абрамов А. А. Технология комплексной переработки и обогащения руд и россыпей металлических полезных ископаемых. – М.: МГИ, 1990. – 172 с.

## СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ МЕДНО-ЦИНКОВОЙ РУДЫ УЗЕЛЬГИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Шарафутдинов Т. Н.<sup>1,2</sup>, Газалеева Г. И.<sup>2</sup>, Мамонов С. В.<sup>2</sup>

<sup>1</sup>АО «Учалинский ГОК», г. Учалы, Россия

<sup>2</sup>НЧОУ ВО «Технический университет УГМК», г. Верхняя Пышма, Россия

Руды со сложным вещественным составом и пониженным содержанием ценных компонентов составляют основную часть современной минерально-сырьевой базы уральских месторождений. Типичным примером этого являются сплошные колчеданные руды Узельгинского месторождения – главный источник сырья АО «Учалинский ГОК».

Проблема разделения сульфидных минералов данного типа руд становится трудно решаемой, когда в них наблюдаются:

– непостоянство вещественного состава руд по содержанию первичных, вторичных и окисленных минералов меди, создающее, при отсутствии усреднительных складов и систем автоматизации, значительные трудности при регулировании технологического процесса и управления им на обогатительных фабриках [1];

– повышенное содержание вторичных минералов меди и минералов группы блеклых руд (теннантит и тетраэдрит). Состав и технологические свойства блеклых руд, в особенности теннантита, влияют в значительной степени на изменение флотоактивности минералов, а также на механизм взаимодействия сульфидов меди, цинка и железа, и флотационных реагентов;

– высокая степень окисленности и химической активности минералов определяют специфику выбора способа последовательного селективного выделения разнофлотируемых сульфидов в операциях технологической схемы.

Проблемы разделения сульфидов меди и сфалерита из коллективного концентрата становятся особенно трудно решаемыми, если в массивной медно-цинковой руде одновременно с пиритом, вторичными сульфидами меди, активированным сфалеритом и марматитом, присутствуют минералы блеклых руд. Технологические свойства минералов блеклых руд мало изучены в связи с редким распространением в рудах и невысоким содержанием в большинстве руд цветных металлов.

Проведенные аналитические исследования разделения минералов медно-цинковых руд с повышенным содержанием теннантита не содержат достаточную информацию о практике флотации, которая послужила бы основанием для выбора направлений переработки мышьяковисто-сурьмянистых медно-цинковых руд.

Трудности флотационного разделения минералов также связаны с природной активацией сфалерита, сульфидов железа, наличием разновидностей пирита, сфалерита, минералов меди, что является одной из основных причин потерь металлов с пиритными хвостами и продуктами, в которых сульфиды цветных и благородных металлов находятся в тонких сложных сростках друг с другом, с пиритом, пирротинном, нерудными минералами, а также в виде свободных тонких зерен [2-3].

Часть потерь ценных металлов связана с несовершенством схем и технологических режимов измельчения и флотации. Различные структуры и степень дефектности кристаллической решетки, примесный состав, степень окисления, разная крепость минералов влияют на раскрываемость ценных минералов. Образующиеся при этом вторичные шламы, их окисляемость и флотоактивность определяют низкие показатели извлечения металлов и качество концентратов. Высокое содержание вторичных сульфидов меди и окисленных минералов меди, цинка, корродированные модификации пирита способствуют образованию вторичных шламов в процессах рудоподготовки, также снижая качество концентратов и извлечение в них металлов [4].

Объектом исследований явилась медно-цинковая руда Узельгинского месторождения, содержащая 0,81 % меди, 2,01 % цинка, 46,9 % серы, 0,39 % мышьяка.

Медь в руде на 93,83 % ассоциирована с первичными сульфидными, 18,52 % из которых связано с халькопиритом и 75,31 % с теннантитом и на 6,17 % – вторичными минералами меди (борнит, ковеллин и др.).

Цинк в руде на 93,53 % ассоциирован со сфалеритом, на 3,98 % связан с гидроксидами (оксидами) железа и марганца и на 2,49 % представлен окисленными формами.

Руда содержит 85 % пирита, 5 % силикатов (кварц, полевой шпат, серицит), 5 % карбонатов (доломит, кальцит, сидерит), 3 % сфалерита, 2 % теннантита, менее 1 % халькопирита.

Сфалерит, халькопирит, теннантит заполняют межзерновое пространство пирита, образуя весьма тонкие и тонкодисперсные сростания друг с другом и с сульфидными железными. В сфалерите и пирите отмечается эмульсионная вкрапленность теннантита и халькопирита.

Проведены исследования обогатимости медно-цинковые руды Узельгинского месторождения по фабричной схеме селективно-коллективно-селективной флотации, включающей:

– операции межстадиальной флотации и выведения медной «головки» после измельчения руды до крупности 55 % и 82 % класса -0,071 мм, с последующей перечисткой концентратов; коллективную флотацию I; выделение цинковой «головки» с последующими ее перечистками; коллективную флотацию II;

- доизмельчение коллективного концентрата до крупности 94 % класса -0,044 мм;
- основную и контрольную медные флотации;
- доизмельчение концентрата основной медной флотации до крупности 98 % класса минус 0,044 мм;
- две перечистные флотации доизмельченного концентрата основной медной флотации.

По фабричной технологии получены не высокие показатели обогащения медно-цинковой руды: медный концентрат с массовой долей меди 18 % при извлечении меди 61 % и цинковый концентрат с массовой долей цинка 53,3 % при извлечении цинка 20,6 %.

Проведены исследования по совершенствованию технологии переработки медно-цинковой руды Узельгинского месторождения с целью повышения технологических показателей ее обогащения:

1. Совершенствование реагентного режима в межцикловой флотации. Установлено:

- использовании реагента Aerophine 3418 с расходом 0,6 г/т позволяет повысить массовую долю меди в концентрате медной «головки» с 19,5 до 20,5 % при одновременном повышении извлечения меди на 4,6 % с 77 до 81,6 %;

- совместная подача реагента Aerophine 3418 с расходом 0,6 г/т и пенообразователя Т-92 с расходом 0,5 г/т способствует увеличению извлечения меди в концентрат медной «головки» до 16,0 % при снижении массовой доли меди в нем до 17,8 %.

2. Совершенствование реагентного режима цикла коллективной флотации и селекции коллективного концентрата. Показано:

- содержание свободного оксида кальция в жидкой фазе пульпы в операциях флотации должно составлять: в коллективной флотации – 84-112 г/м<sup>3</sup>, в основной медной флотации - 252 – 280 г/м<sup>3</sup>, в перечистных операциях медного концентрата – 28 – 140 г/м<sup>3</sup>;

- применение реагента-депрессора цинксодержащих минералов – ЛИТОПЛАСТ-4И с расходом 25 г/т позволяет в сравнении с фабричным реагентным режимом повысить извлечение меди в медный концентрат на 4,7 % (с 76 до 80,7 %) при сохранении его качества, а также снизить потери цинка с медным концентратом на 2,3 % (с 8,6 до 6,3 %). При этом отмечается, что подача ЛИТОПЛАСТ-4И в процесс флотации позволяет снизить удельный расход депрессоров (цинк в сульфате цинка технический и гидросульфида натрия).

3. Совершенствование технологического режима цикла цинковой флотации. Отмечено:

- введение системы орошения пенного слоя операции цинковой флотации способствует повышению массовой доли цинка в концентратах за

счет снижения вероятности флотации пустой породы. Так, орошение пенного слоя цинковой флотации способствует повышению массовой доли цинка в цинковом концентрате на 3 % с 47 до 50 % при снижении массовой доли диоксида кремния в цинковом концентрате с 1,23 до 0,78 %.

Особый интерес представляет направление по повышению показателей цинковой флотации за счет использования механоактивации в аппарате ПРКВ-2А.

В основе конструкции механоактиватора ПРКВ-2А лежит создание усиления сдвига с массообменном, использующего высокую энергию контролируемой кавитации для образования мелких пузырьков газа.

Поток газа с большой скоростью в узле механоактивации разбивается на мелкие пузырьки, которые прилипают к мелким частицам, а на выходе из узла механоактивации они коагулируются в пузырьки размера, достаточного для флотации во флотомашинах механического и пневмомеханического типа.

Кавитационный эффект, получающийся в механоактиваторе, воздействуя на минеральные частицы, приводит к обновлению поверхности минеральных частиц и к повышению температуры пульпы на 2-4 °С.

Результаты лабораторных исследований показали, что двукратное прохождение пульпы через механоактиватор ПРКВ-2А способствует повышению извлечения цинка в цинковый цикл флотации на 3,8 % (с 84,6 % по базовому опыту без применения механоактивации до 88,4 % с механоактивацией) при сохранении качества грубого цинкового концентрата.

Опытно-промышленные испытания механоактиватора подтвердили результаты лабораторных исследований. Результаты ОПИ показали, что при применении механоактивации пульпы в цинковом цикле флотации извлечение цинка в готовый цинковый концентрат возрастает на 4,8 % с 34,5 до 39,3 % при сохранении качества цинкового концентрата.

#### *Список литературы*

1. Доброцветов Б.Л. Влияние особенностей состава минералов блеклой руды на технологию их переработки // Цветные металлы. -2009. – № 7.
2. Богданов О. С., Максимов И. И., Поднек А. К. и др. Теория и технология флотации руд / Под общ. ред. О. С. Богданова. – М.: Недра, 1980. – 431 с.
3. Соболев Д.С., Фишман М.А. Практика обогащения руд цветных и редких металлов. Том II Обогащение медных руд. Москва, 1960 – с. 350-355.
4. Абрамов А. А. Технология комплексной переработки и обогащения руд и россыпей металлических полезных ископаемых. – М.: МГИ, 1990. – 172 с.

## ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ ШЛАМОВ НЕЙТРАЛИЗАЦИИ ШАХТНЫХ ВОД

Павлов М. В.<sup>1</sup>, Морозов Ю. П.<sup>2</sup>, Павлов В. Ф.<sup>1</sup>

<sup>1</sup>СКТБ «НАУКА» Красноярского научного центра, г. Красноярск, Россия

<sup>2</sup>ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,  
г. Екатеринбург, Россия

В прудах – отстойниках станций нейтрализации шахтных вод медно-колчеданных месторождений во всем мире накоплено большое количество шламов, содержащих меди до 2 %, цинка до 6 %, железа до 20 %. Из-за высокого содержания в шламах карбонатов в виде известняка и сульфата кальция в виде гипса извлечение ценных компонентов из шламов известными обогатительными и гидрометаллургическими методами затруднительно. Считается, что технологии переработки шламов станций нейтрализации шахтных вод в настоящее время не существует.

В [1, 2] предложена пирометаллургическая технология переработки шламов, включающая восстановительное плавление с разделением расплава на алюмосиликатную и металлическую части с целью практического использования полученных продуктов. На первых стадиях плавления происходит интенсивная возгонка цинка. Полученный в результате конденсации возгонов черновой оксид цинка может быть реализован потребителю или подвергнут химическому растворению и электролизу цинка. При электролизе получается катодный цинк с массовой долей цинка более 99 %.

В металлической части расплава концентрируется медь, железо, частично титан, ванадий, в незначительном количестве сера и фосфор. Химический состав металлической части расплава приведен в таблице 1.

**Таблица 1 – Химический состав металлической части расплава**

Химические элементы	Массовая доля, %	Химические элементы	Массовая доля, %	Химические элементы	Массовая доля, %
C	39,78	Ca	1,64	V	0,13
Fe	31,27	Mn	0,89	K	0,08
Cu	8,51	Al	0,88	Zn	0,07
Si	6,55	Mg	0,47	Cr	0,06
O	5,35	S	0,27	Ni	0,04
Ti	3,78	Co	0,21	P	0,01

Из таблицы следует, что металлическая часть расплава представляет собой сплав низко кремнистого силицида железа с большим содержанием углерода, содержащего в качестве легирующих элементов титан, марганец и значительное количество меди. Особенностью поведения меди в процессе восстановительного плавления является её неоднородное распределение в металле в виде включений, что облегчает её вскрытие при механическом



разрушении. Металлическая часть расплава, содержащая медь вырабатывалась по патенту № 2737110 [3] способом литья по выплавляемым моделям в виде шаров диаметром 4 см, фото полученного изделия показано на рисунке 2. Полученные шары крупностью 40 мм могут быть использованы в качестве мелющих тел для измельчения руд перед флотацией.



**Рисунок 2 – Медьсодержащий шар диаметром 40 мм**

С целью получения мелющих тел для бисерного измельчения получена металлическая дробь крупностью –5 мм путем выработки металлической части расплава через форсунку специальной конструкции вододутьевым способом. Образцы, полученной продукции рассеянные на ситах -6+5; 5+3; -3+2; -2+1 мм показаны на фото рисунке 3.

Из рисунка 3 видно, что дробь имеет круглую и чечевицеобразную формы, что способствует увеличению контакта истираемых поверхностей в случае использования дроби в качестве мелющих тел. Кроме металла в процессе восстановительного плавления получается стабилизированная по химическому составу алюмосиликатная часть расплава, химический состав которой приведён в таблице 2.

Из таблицы видно, что кроме элементов алюмосиликатной системы в состав силикатной части расплава входит титан и незначительное количество ванадия. В силикатной части расплава медь не обнаружена, что свидетельствует о полном переходе меди в металлическую часть расплава. Полученная силикатная часть расплава вырабатывалась подобно металлической части вододутьевым способом через форсунку с получением сфер алюмосиликатного состава. Образцы сфер представлены на рисунке 5.

1) Класс -6+5 мм



2) Класс -5+3 мм



3) Класс -3+2 мм



4) Класс - 2+1 мм



**Рисунок 3 – Фото классов крупности металлической дроби**

**Таблица 2 – Химический состав силикатной части расплава**

Химические элементы	Массовая доля, %	Химические элементы	Массовая доля, %
O	36.01	Mg	3.12
Si	23.60	Fe	0.17
Ca	15.67	S	0.14
C	8.47	Mn	0.05
Al	7.63	V	0.01
Ti	5.13	Cu	н/обн.



**Рисунок 5 – Сферы алюмосиликатного состава. Диаметр сфер 30-100 мкм**

Диаметр сфер зависит от температуры выработки расплава.

В целом предложена технология переработки шламов нейтрализации шахтных вод, обеспечивающая получение товарных продуктов при высоком извлечении в них ценных компонентов.

*Список литературы*

1. Потапов К.О., Рощин В.Е. Селективное восстановление и пирометаллургическое извлечение железа из шламов медеплавильного производства. /Вестник ЮУрГУ, серия «Металлургия» 2014, том 14. №3, С. 25-29

2. Павлов В.Ф., Павлов М.В., Морозов Ю.П., Шабанов А.В. Переработка шламов нейтрализации шахтных вод. /Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: Материалы Международной научно-технической конференции, 23-24 апреля 2014г., проводимой в рамках Уральской горнопромышленной декады 21-30 апреля 2014г., Екатеринбург: изд-во «Форт Диалог-Исеть» 2014. – С.31-34.

3. Способ флотационного обогащения медных руд // Патент РФ № 2737110. 2020. Бюл. № 33 / Морозов Ю.П., Душин А.В., Павлов В.Ф., Павлов М.В., Шевченко А.С.

УДК 622.73

## **ИЗМЕНЕНИЕ СТРУКТУРНЫХ И ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ХАЛЬКОПИРИТА И ПИРРОТИНА В УСЛОВИЯХ ЭЛЕКТРОМАГНИТНЫХ ИМПУЛЬСНЫХ ВОЗДЕЙСТВИЙ**

**Хабарова И. А., Бунин И. Ж.**

ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр РАН», г. Москва, Россия

В сульфидных медно-никелевых рудах месторождений России (Красноярский край – Заполярье, Саянский район; Мурманская область), Канады (Залив Войсис), США (Мокси, Катадин), Австралии (Якабинди), Китая (Хунчилин), ЮАР (Пилансберг), Испании (Агуабланка), Танзании (Кабанга) и других месторождений пирротин является преобладающим минералом, снижающим качество медного и никелевого концентратов и вызывающим необходимость решения проблемы утилизации повышенного содержания диоксида серы в металлургическом переделе [1, 2]. Применение электромагнитных импульсных воздействий (электроразрядных технологий [3–5]) в качестве подготовительных операций, предшествующих процессу флотации, позволяет увеличить эффективность флотационного разделения сульфидных минералов с близкими физико-химическими свойствами за счет направленного (контрастного) изменения фазового состава и физико-химических свойств поверхности сульфидов [5–7].

В работе проведен сравнительный анализ эффективности нетеплового воздействия мощных наносекундных электромагнитных импульсов (МЭМИ [3]) и диэлектрического барьерного разряда (ДБР [8, 9]) в воздухе при атмосферном давлении на структурные, физико-химические и флотационные свойства халькопирита и пирротина.

**Материалы и методики исследований.** Исследования проводили на образцах халькопирита ( $\text{CuFeS}_2$ , Приморский край) и пирротина ( $\text{Fe}_{1-x}\text{S}$ ), выделенного из медно-никелевой пирротинсодержащей руды (НПР), в виде отдельных зерен и плоскопараллельных полированных аншлифов размером  $10 \times 10 \times 4.5$  мм. Химический состав минеральных проб, мас. %:  $\text{CuFeS}_2$  (Cu – 28.55, Fe – 27.53, S – 29.17, Pb – 3.19, Zn – 1.91, Ca – 0.70, Sb – 0.08, Mn – 0.05, Ag – 1700 ppm);  $\text{Fe}_{1-x}\text{S}$  (Fe – 59.75, S – 39.15, Cu – 0.04, Ni – 0.03).

Электромагнитную импульсную обработку минеральных проб проводили на лабораторных установках (ИПКОН РАН; НПП ФОН, Рязань). Параметры электромагнитных импульсных воздействий: МЭМИ ( $\tau \sim 4 - 10$  нс – длительность импульса,  $U \sim 25$  кВ – амплитуда импульса,  $E \sim 10^7$  В·м<sup>-1</sup> – напряженность электрического поля,  $f = 100$  Гц – частота следования импульсов); ДБР (длительность иницирующих разряд импульсов  $\sim 10$  мкс,  $\tau_{\text{front}} \sim 200 - 300$  нс,  $U \sim 20$  кВ); диапазон изменения времени обработки минералов –  $t_{\text{обр.}} = 10 - 100$  с.

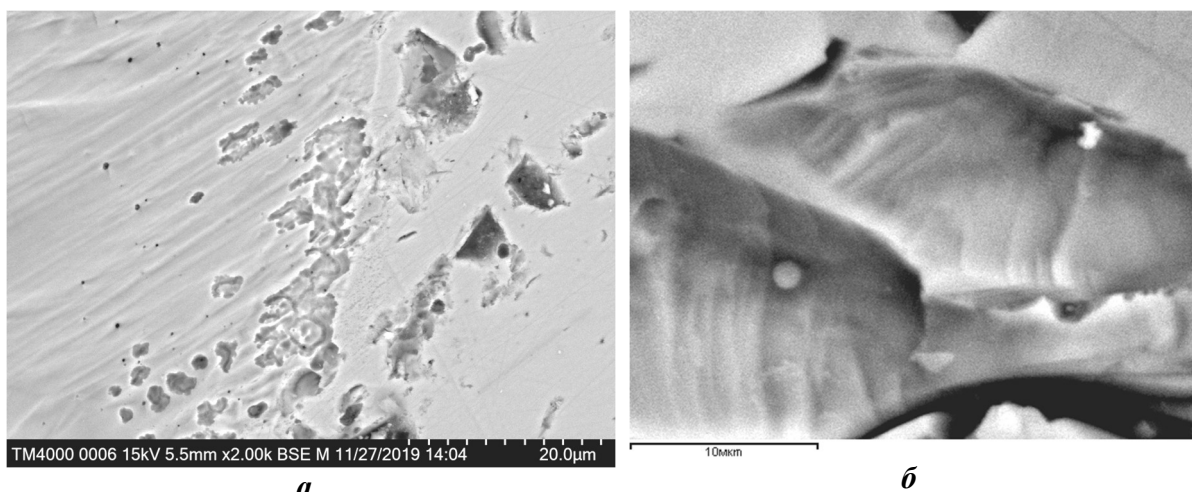
Морфологические особенности поверхности минералов изучали методами аналитической растровой электронной микроскопии (РЭМ–РСМА, микроскопы Hitachi Tabletop Microscope TM4000Plus и LEO 1420VP с анализатором INCA Oxford 350). Микротвердость халькопирита определяли по методу Виккерса (HV, МПа; ГОСТ-2999-75) на микротвердомере ПМТ-3М; нагрузка на индентор составляла 50–100 г, время нагружения – 10-15 °С. Электродный потенциал (Е, мВ) измеряли методом потенциометрического титрования с одновременным контролем потенциала минерала и рН среды (рН 5-12).

Влияние МЭМИ на флотационную активность пирротина и халькопирита оценивали по выходу минералов в пенный продукт в присутствии следующих реагентов: для пирротина – БКс 50 мг/л, диметилдитиокарбамат натрия (ДМДК) 150 мг/л и метилизобутилкарбинол (МИБК) при рН 10.5; халькопирит – БКс (30 мг/л), вспениватель метилизобутилкарбинол (МИБК) при рН 9.5 (СаО). Флотационные опыты проводили в лабораторной флотационной машине с камерой объемом 15 мл на навесках минералов 1 г крупностью  $-100 +63$  мкм. Время агитации с реагентами 1 мин, время флотации 2.5 мин.

**Результаты и их обсуждение.** В результате обработки образцов низкотемпературной плазмой диэлектрического барьерного разряда, характеризующейся высокими электронными температурами и низкой температурой рабочего газа [8], и одновременным действием электрического поля, микрозарядов в ячейке ДБР и образующегося в электрических разрядах озона происходили следующие изменения морфологии поверхности сульфидных минералов. Для пирротина установлен эффект образования микротрещин и каналов электрического пробоя, а также удаление с поверхности образцов микрокристаллических фрагментов минерального вещества (мик-

ровыколок) (рисунок 1а) вследствие массопереноса под действием электрического поля и/или, возможно, пондеромоторных сил. В отличие от пирротина, на поверхности халькопирита образовывались ориентированные в линию микроканалы электрического пробоя и дорожки со сложной сетчатой структурой. В местах микроповреждений поверхности халькопирита наблюдались новообразования в виде частиц правильной сферической формы размером  $\leq 1$  мкм (рисунок 1б), по данным РСМА – микро и нанофаз оксидов и/или гидроксидов металлов.

В целом нетепловое воздействие наносекундных МЭМИ на образцы полупроводниковых рудных минералов вызывает возникновение сквозных искровых разрядов при наличии малого воздушного промежутка между электродом и слоем материала, недостаточно плотно заполняющим межэлектродный промежуток генератора импульсов. В этом случае распределение поля определяется как переносом заряда в слое частиц, так и падением напряжения в канале пробоя изолирующего слоя. В результате генерации импульсно-периодической последовательности наносекундных искровых разрядов в воздушном промежутке между активным электродом и поверхностью обрабатываемых образцов происходит образование озона с концентрацией не менее 0,2 мг/л [6], что вызывает интенсификацию процессов окисления поверхности сульфидов [5-6].



**Рисунок 1 – РЭМ-изображения фрагментов поверхности пирротина (а) и халькопирита (б) после воздействия диэлектрического барьерного разряда в воздухе при атмосферном давлении ( $t_{обр}=30-50$  с). Масштабные линейки: 20 мкм (а), 10 мкм (б)**

На поверхности пирротина после воздействия МЭМИ ( $t_{обр}=10-30$  с) обнаружены новообразования сложной морфологии, которые можно отнести к новообразованиям гидрофобной элементной ( $S^0$ ) и полисульфидной ( $S_n^{2-}$ ) серы, оксидов железа и, предположительно, нерастворимых полисульфидов. На поверхности халькопирита происходило образование низкоразмерных пленок железо-(Me)дефицитных сульфидов, оксидов (гидрокси-

дов). С увеличением продолжительности обработки ( $t_{обр.}=50-100$  с) происходило разрушение пленок, формирование и объединение микроотпечатков (автографов) токовых каналов искрового разряда.

Микроструктурные изменения поверхности сульфидных минералов, вызванные электромагнитными импульсными воздействиями, обуславливали разупрочнение поверхности образцов. Так, в результате обработки аншлифов халькопирита МЭМИ происходило снижение микротвердости минерала с 488.3 до 285.2 МПа в исходном и измененном при  $t_{обр.} = 50$  с состояниями соответственно; относительное изменение (снижение) микротвердости  $\Delta HV$  составило  $\sim 41,6$  %. При воздействии ДБР относительное снижение микротвердости халькопирита оказалось меньшим по сравнению с обработкой минерала МЭМИ и составило 29,7 % (снижение до 343,3 МПа при  $t_{обр.} = 50$  с).

Для улучшения технологий флотационного разделения минералов с близкими физико-химическими свойствами большой интерес представляют данные по изменению электрохимических свойств и гидрофобности поверхности минералов (флотируемости) в результате энергетических воздействий [6]. Электродный потенциал ( $E$ , мВ) является одним из наиболее важных параметров, применяемых для оценки электрохимических свойств поверхности минералов, которые оказывают большое влияние на процесс взаимодействия минеральных частиц с флотационными реагентами [6].

В результате воздействия МЭМИ возрастала положительная величина электродного потенциал халькопирита в среднем на 25 мВ в диапазоне рН 6–10. В щелочной области рН 10–11 для образца, обработанного МЭМИ ( $t_{обр.} = 10$  с), происходило снижение  $E$  в среднем на 20 мВ. По данным УФС, сорбция реагента БКс на поверхности халькопирита после обработки МЭМИ последовательно увеличивалась, достигая максимума (увеличение на 22 %) при  $t_{обр.} = 100$  с. В диапазоне изменения времени электроимпульсной обработки  $t_{обр.} = 5-10$  с, вследствие повышения электродного потенциала и увеличения количества собирателя на поверхности халькопирита установлено увеличение флотируемости минерала с 75 % до 91,5 %.

При кратковременной ( $t_{обр.} = 10$  с) обработке образцов пирротина МЭМИ происходил сдвиг электродного потенциала минерала в направлении отрицательных значений. Максимальная разница значений электродного потенциала до и после обработки составила 73 мВ и достигалась в щелочной среде при рН 10. Минимальная сорбция реагента БКс (снижение на 17 %) на поверхности пирротина обнаружена также при кратковременном режиме импульсного воздействия  $t_{обр.} = 10$  с, что согласуется с данными по влиянию МЭМИ на электродный потенциал минерала: резкий сдвиг  $E$  пирротина в область отрицательных значений вызывал снижение сорбции анионного собирателя на минерале. Предварительная обработка пирротина МЭМИ ( $t_{обр.} = 10$  с) вызывала снижение гидрофобности поверхности и флотируемости минерала в присутствии реагента ДМДК, что соответствует

данным о наиболее высоком содержании окисленного трехвалентного железа на минеральной поверхности.

Воздействие диэлектрического барьерного разряда вызывало повышение положительных значений электродного потенциала пирротина на 10-65 мВ в области изменения рН 5,5-9,6. При рН 9,7-12 наибольшие изменения электродного потенциала установлены для режима кратковременной ( $t_{\text{обр}}=10$  с) обработки минерала: наблюдался сдвиг потенциала в область отрицательных значений ( $E=-60$  мВ), что предопределяет эффект снижения сорбционной и флотационной активности пирротина.

Полученные в данной работе результаты свидетельствуют о преимуществах применения кратковременных ( $t_{\text{обр}}=10-30$  с) электромагнитных импульсных воздействий (ДБР в воздухе при стандартных условиях, МЭМИ) для реализации процесса структурно-химического модифицирования поверхности и направленного (контрастного) изменения электрохимических, сорбционных и флотационных свойств сульфидных минералов с близкими физико-химическими свойствами.

#### *Список литературы*

1. Манцевич М.И., Малинский Р.А., Херсонский М.И. Лапшина Г.А. Поиск путей повышения качества концентратов при обогащении медно-никелевых руд // ГИАБ. – 2008. – № 7. – С. 359–363.
2. Лесникова Л.С., Котенев Д.В., Дациев М.С. и др. Гибкая технология ТОФ — возможность управления качеством никелевого концентрата для решения производственных задач // Цветные металлы. – 2015. – № 6. – С. 21–25. – DOI: 10.17580/tsm.2015.06.04.
3. Бунин И.Ж., Бунина Н.С., Вдовин В.А. и др. Экспериментальное исследование нетеплового воздействия мощных электромагнитных импульсов на упорное золотосодержащее сырье // Известия РАН. Серия. физическая. – 2001. – Т. 65. – № 12. – С. 1788-1792.
4. Курец В.И., Соловьев М.А., Жучков А.И., Барская А.В. Электроразрядные технологии обработки и разрушения материалов. Томск: Изд-во Томского политехнического ун-та, 2012. 272 с.
5. Бунин И.Ж., Рязанцева М.В., Самусев А.Л., Хабарова И.А. Теория и практика применения комбинированных физико-химических и энергетических воздействий на геоматериалы и водные суспензии // Горный журнал. – 2017. – № 11. – С. 77-83.
6. Чантурия В.А., Иванова Т.А., Хабарова И.А. и др. Влияние озона при воздействии наносекундными электромагнитными импульсами на физико-химические и флотационные свойства поверхности пирротина // ФТПРПИ. – 2007. – № 1. – С. 91-99.
7. Chanturiya V.A., Bunin I.Zh., Ryazantseva M.V. XPS Study of Sulfide Minerals Surface Oxidation under High-Voltage Nanosecond Pulses // Minerals Engineering. 2019. Vol. 143. – № 105939.
8. Автаева С.В. Барьерный разряд. Исследование и применение. LAP Lambert Academic Publishing GmbH & Co. KG, Saarbrücken, Germany, 2011.
9. Бунин И.Ж., Чантурия В.А., Рязанцева М.В. и др. Изменение морфологии поверхности, микротвердости и физико-химических свойств природных минералов при воздействии диэлектрического барьерного разряда // Известия РАН. Серия физическая. – 2020. – Т. 84. – № 9. – С. 1355–1358. DOI: 10.31857/S0367676520090094.

## ИЗУЧЕНИЕ УСЛОВИЙ ОБРАЗОВАНИЯ МОРФОЛИНДИТИОКАРБАМАТА МЕДИ НА ПОВЕРХНОСТИ ХАЛЬКОПИРИТА ПРИ ФЛОТАЦИИ ЗОЛОСОДЕРЖАЩИХ РУД

Матвеева Т. Н., Громова Н. К., Минаев В. А.

ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр РАН», г. Москва, Россия

Расширение ассортимента отечественных реагентов избирательного действия является актуальной научной и практической задачей в области флотационного обогащения комплексных золотосодержащих руд. Развитие фундаментальных исследований в данном направлении позволяет формировать научный подход к выбору и обоснованию селективных флотационных реагентов, обеспечивающих повышение качества концентратов по содержанию цветных и благородных металлов.

Выполняемые в ИПКОН РАН исследования в рамках научной школы академика РАН В.А. Чантурия показали эффективность новых реагентов класса дитиокарбаматов (ДЭДТКм, ОПДТК, ДБДТК) для повышения флотационного извлечения золота и цветных металлов на 7-10% при флотации золотосодержащих минералов. В аналитической химии соли дитиокарбамидной кислоты используются для количественного определения различных металлов благодаря их способности к комплексообразованию. В частности, морфолиндитиокарбамат МДТК применяют для фотометрического определения Cu, Co, Ni и Au [1].

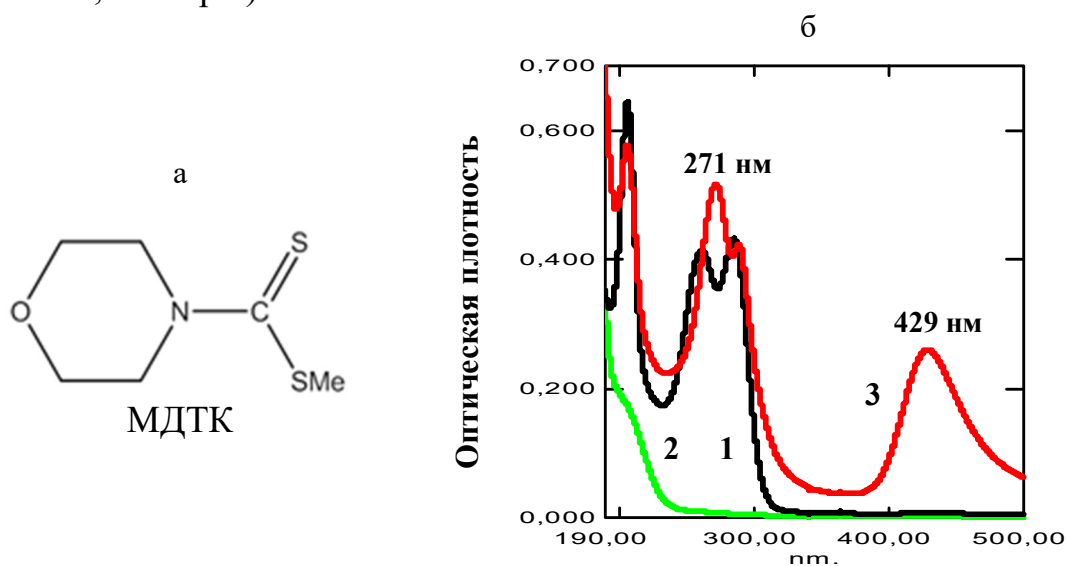
Цель настоящей работы – изучение механизма образования морфолиндитиокарбамата меди (МДТК-Cu) в растворе и на поверхности халькопирита в условиях применения МДТК в качестве реагента-собиравателя при флотации комплексных Au-Cu руд.

Исследования выполнены на природном образце халькопирита (с содержанием 28,54 % Cu, 27,54 % Fe, 29,17 % S) и модельном образце с низкоразмерным золотом, полученном методом восстановительной адсорбции золота на природном минерале из раствора  $H[AuCl_4]$  ( $\lambda_{max} = 219$  и 285 нм) по методике ИПКОН РАН [2]. Экспериментальный образец МДТК синтезирован в лаборатории АО «Волжский оргсинтез», структурная формула реагента представлена на рис. 1а.

Изучение комплексообразования морфолиндитиокарбамата натрия с Cu в водных растворах выполнено методом УФ-спектрофотометрии.



На спектрофотометре Shimadzu UV-1800 сняты УФ-спектры индивидуальных веществ и реакционной смеси (рис. 1). В качестве источника ионов меди использован раствор сульфата меди (пик поглощения при 200 нм, рис. 1б, спектр 2).



**Рисунок 1 – Структурная формула МДТК (а). УФ-спектры (б) растворов МДТК (1), CuSO<sub>4</sub> (2) и реакционной смеси МДТК с Cu (3)**

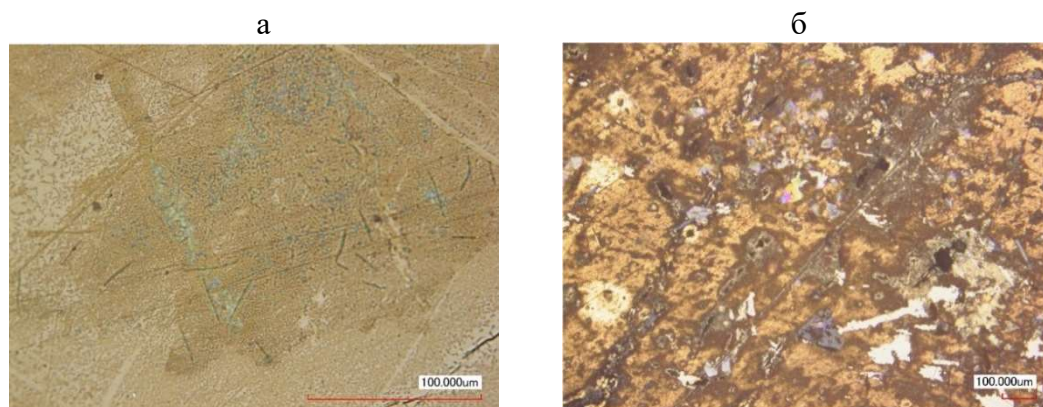
УФ-спектр водного раствора МДТК (рис. 1б, спектр 1) имеет характерные максимумы светопоглощения при 206, 261, 285 нм.

При взаимодействии раствора МДТК с CuSO<sub>4</sub> в мольном соотношении 1:1 в УФ-спектрах реакционной смеси появляются новые ярко выраженные пики при 271, 289 и 429 нм (рис. 1б, спектр 3), которые не наблюдаются в спектрах исходных веществ. Смесь окрашивается в коричневый цвет, при высоких концентрациях компонентов выпадает осадок, что свидетельствует об образовании комплексного соединения МДТК с Cu [1, 3].

Анализ адсорбции МДТК на природном халькопирите и образце с нанесенным золотом выполнен на аншлифах размером 1x1 см. Аншлифы обрабатывали раствором реагента, промывали, высушивали и анализировали на микроскопе. Оценка состояния поверхности до и после контакта с раствором реагента проводилась методами электронной ASEM (LEO 1420VP INCA 350) и лазерной SLM (KEYENCE VK-9700) микроскопии.

Анализ изображений аншлифа халькопирита, после воздействия реагента МДТК, полученных на сканирующем лазерном микроскопе KEYENCE VK-9700, который позволяет анализировать тонкие пленки органического и неорганического происхождения на поверхности минерала, показал закрепление реагента на поверхности минерала в виде дискретных новообразований органической фазы, визуальнo образующих пленку светлo-коричневого цвета (рис. 2а). На халькопирите с низкоразмерным золотом (светлые участки, рис. 2б) отчетливо видны более темные сероватые

участки пленки реагента, преимущественно вокруг золотин. Площадь покрытия реагентом также высокая (более 80 %). Характер изображения свидетельствует о химическом взаимодействии МДТК как с Au, так и с Cu в кристаллической решетке минерала. Способность МДТК образовывать комплексное соединение с золотом (МДТК-Au) была установлена ранее при взаимодействии растворов МДТК с  $H[AuCl_4]$  с появлением в УФ-спектре реакционной смеси максимумов поглощения при 276, 313 нм, которых нет в спектрах исходных веществ [4].



**Рисунок 2 – SLM-снимок аншлифов природного халькопирита (а) и халькопирита с Au (б) после контакта с реагентом МДТК**

Съемку на электронном микроскопе LEO 1420VP INCA 350 проводили с различным увеличением для более четкой идентификации участков, покрытых МДТК, и свободной от реагента поверхности минерала. При небольшом увеличении (метка 500 мкм) и скорости сканирования удалось получить ASEM-снимок участка поверхности (рис. 3б), энергодисперсионный спектр органической фазы реагента на золотине (рис. 3а) и спектр реагента без минеральной подложки (рис. 3в). В спектре (рис. 3а) наблюдаются пики поглощения Au, Cu, Fe, S и C, а в спектре реагента нет пиков Au, Cu, Fe халькопирита, присутствуют только пики C, O, N и S, относящиеся к структуре молекулы реагента.

Поверхность халькопирита в значительной степени изменена под действием МДТК (темно-серые и темные участки, рис. 3б), площадь покрытия реагентом высокая, характер изображения свидетельствует о химическом взаимодействии МДТК как с Au, так и с Cu в кристаллической решетке минерала. Таким образом, МДТК закрепляется на халькопирите с золотом как в форме комплексов с Au, так и комплексов с Cu.

Таким образом, методами сканирующей аналитической электронной и лазерной микроскопии установлен, что МДТК активно адсорбируется на природном халькопирите с образованием МДТК-Cu. Количественная оценка площади покрытия минерала реагентом МДТК с применением авторской методики [5] показала, что адсорбированный реагент занимает 75-

85 % площади аншлифа, что, безусловно, окажет влияние на флотируемость минерала.

а

б

в

**Рисунок 3 – ASEM-снимок (б) и X-гау-спектры (а, в) участков поверхности аншлифа халькопирита с Au после воздействия реагента МДТК**

На основе полученных данных обоснован механизм взаимодействия нового реагента класса дитиокарбаматов МДТК с медью и низкоразмерным золотом на поверхности халькопирита, обуславливающий перспективность его использования для повышения извлечения золота из комплексных руд.

**Выводы**

Спектрофотометрическим методом показана способность морфолиндитиокарбамата к образованию комплексного соединения с Cu в условиях, близких к флотационным. Адсорбция МДТК на халькопирите происходит в результате формирования морфолиндитиокарбамата меди на поверхности минерала. Методами УФ-спектроскопии, SLM и ASEM-микроскопии экспериментально обоснован механизм взаимодействия нового реагента класса дитиокарбаматов МДТК с поверхностью золотосодержащего халькопирита с образованием комбинированного гидрофобного слоя МДТК-Au и МДТК-Cu, способного оказать положительный эффект при флотационном получении Au-Cu концентратов из упорных комплексных руд.

*Список литературы*

1. Бырько В.М. Дитиокарбаматы. — М.: Наука, 1984. — 342 с.
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. Бек М., Надыпал И. Исследование комплексообразования новейшими методами. — М.: Мир, 1989. — 413 с.
4. 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.
5. Матвеева Т.Н., Громова Н.К., Минаев В.А. Количественная оценка адсорбционного слоя комбинированного диэтилдитиокарбамата на халькопирите и арсенипирите методом измерения параметров рельефа поверхности // Цв. металлы. — 2018. — № 7. — С. 27-32.

## РАСЧЁТЫ СТРУКТУРЫ ГИДРАТИРОВАННЫХ ФОРМ МЕТАЛЛОВ, ИЗВЛЕКАЕМЫХ МЕТОДОМ ИОННОЙ ФЛОТАЦИИ

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

ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Россия

В работах Ф. Себбы, А.М. Гольмана, С.Ф. Кузькина, Л.Д. Скрылёва, В.Ф. Сазоновой, Т.Ф. Полтораниной, А.В. Радужева, Т.Г. Лупейко и др. по коллективному и селективному извлечению катионов металлов из техногенных и сточных вод указывается на то, что эффективными формами их выделения являются либо ионная, либо гидроксидная. При этом авторы не учитывают, что в таких минерализованных растворах субстраты металлов гидратированы и находятся в виде аквакатионов и (или) гидроксоаквакатионов, не рассматривают влияние поликомпонентной матрицы растворов, заведомо упрощая теорию процесса извлечения ценных компонентов в соответствии с решаемыми задачами.

В данной работе представлены квантово-химические расчёты гидратированных форм катионов цинка и меди (субстратов), извлекаемых методом ионной флотации из техногенных минеральных вод горных предприятий. Расчёты параметров реакционной способности (ПРС) субстратов проводились с использованием программных пакетов HyperChem 7.5 Pro.

Расчётным путём было установлено, что абсолютная жёсткость молекулы  $Cu(OH)_2$  (11,23 эВ) на 1,64 эВ больше, чем у аквакатионов  $[Cu(H_2O)_6]^{2+}$ , в виде которых ионы меди (II) преимущественно находятся в кислых растворах, что позволяет говорить о большей жёсткости меди (II) в структуре  $Cu(OH)_2$  и, следовательно, о большей эффективности взаимодействия гидроксида меди (II) с органическими реагентами (согласно преимуществу «жёстко-жёсткого» взаимодействия по принципу Пирсона). Подтверждением вышесказанного могут служить рассчитанные индексы локальной электрофильности меди (II) в извлекаемых формах. Так, сравнение индексов локальной электрофильности извлекаемых форм меди показывает, что реакционная способность  $Cu(OH)_2$  выше, чем у  $[Cu(H_2O)_6]^{2+}$ , так как  $I_{E(Cu(OH)_2)}^+$  больше  $I_{E[Cu(H_2O)_6]^{2+}}^+$  на 0,12 эВ. Большие значения индексов локальной электрофильности субстратов (согласно исследованиям R.Parr) свидетельствуют о большей реакционной способности при взаимодействии с нуклеофильными центрами реагентов, следовательно, доминирующей формой извлечения ионов  $Cu^{2+}$  будет гидроксидная.

Для ионов  $Zn^{2+}$ , ввиду их диамагнитных свойств, возможные извлекаемые формы цинка в виде  $Zn(OH)_2$  и  $[Zn(H_2O)_6]^{2+}$  характеризуются близкими значениями абсолютной жёсткости: 11,427 эВ и 11,836 эВ. Однако химический потенциал ионов цинка в аквакатионной форме значительно выше

(15,566 эВ), чем в гидроксидной форме (5,876 эВ), что позволяет прогнозировать и большую реакционную способность  $[Zn(H_2O)_6]^{2+}$  во флотационной системе, нежели  $Zn(OH)_2$ . Это подтверждается и значениями индексов локальной электрофильности цинка в указанных формах:  $I_{E[Zn(H_2O)_6]^{2+}}^+ > I_{E(Zn(OH)_2)}^+$  на 2,3 эВ. Так как  $\chi [Zn(H_2O)_6]^{2+} > \chi [Cu(H_2O)_6]^{2+}$  на 1,6 эВ, следовательно, можно предположить, что активность цинка в аквакатионной форме выше, чем у меди в такой же форме.

Графическое представление проекций ВЗМО (НОМО), НСМО (LUMO), электронной спиновой плотности и МЕР гидроксидных форм субстратов металлов в табл. 1. Анализ представленных молекулярных структур наглядно показывает, что на проекциях электронной спиновой плотности максимальная положительная электронная плотность в субстратах сосредоточена на атомах меди, исключение - цинк (по причине его диамагнетизма). Сравнивая заряды металлов в молекулах гидроксидов, можно отметить, что самый высокий положительный заряд (+0,473) наблюдается у атомов меди, что обуславливает высокую активность  $Cu(OH)_2$  при взаимодействии с реагентами-собирателями во флотационных процессах. На атомах цинка в  $Zn(OH)_2$  положительный заряд ниже (+0,134), и, следовательно, значительно ниже активность его взаимодействия с нуклеофильными центрами органических реагентов. Проекционные карты МЕР  $Zn(OH)_2$  и  $Cu(OH)_2$  (табл. 1) подтверждают, что электрофильная частица  $Cu^{2+}$  создаёт больший электростатический заряд молекулы, чем  $Zn^{2+}$ . Кроме того, по проекционным картам МЕР визуально можно оценить, что местом нуклеофильной атаки со стороны реагента-собирателя является ион  $Me^{n+}$ , характеризующийся наибольшей концентрацией положительного заряда. Структуры двухвалентных соединений  $Zn(OH)_2$ ,  $Cu(OH)_2$  схожи по геометрии.

В табл. 2 представлены результаты квантово-химических расчётов структуры гидратированных форм субстратов  $[Zn(H_2O)_6]^{2+}$  и  $[Cu(H_2O)_6]^{2+}$ , графически представлены проекции ВЗМО, НСМО, электронной спиновой плотности и МЕР.

Таблица 1 – Графическое представление проекций ВЗМО, НСМО, электронной спиновой плотности и МЕР гидроксидных форм субстратов

Формула $Me(OH)_n$ , длина связей $l, \text{Å}$ и заряды на атомах $q, e$	Проекция $Me(OH)_n$ (зелёный – положительный заряд, синий – отрицательный заряд)									
	ВЗМО (НОМО)	НСМО (LUMO)	электронной спиновой плотности	МЕР						
$Zn(OH)_2$ $l_{Zn-O}=1,821$   $l_{OH}=0,949$ <table border="1"> <tr> <td><math>q_{Zn}</math></td> <td><math>q_O</math></td> <td><math>q_H</math></td> </tr> <tr> <td>0,134</td> <td>-0,437</td> <td>0,201</td> </tr> </table>	$q_{Zn}$	$q_O$	$q_H$	0,134	-0,437	0,201			По причине диамагнетизма электронная спиновая плотность для $Zn(OH)_2$ равна нулю.	
$q_{Zn}$	$q_O$	$q_H$								
0,134	-0,437	0,201								
$Cu(OH)_2$ $l_{Cu-O}=1,802$   $l_{O-H}=0,953$ <table border="1"> <tr> <td><math>q_{Cu}</math></td> <td><math>q_O</math></td> <td><math>q_H</math></td> </tr> <tr> <td>0,473</td> <td>-0,253</td> <td>0,186</td> </tr> </table>	$q_{Cu}$	$q_O$	$q_H$	0,473	-0,253	0,186				
$q_{Cu}$	$q_O$	$q_H$								
0,473	-0,253	0,186								

Таблица 2 – Структура и графическое представление проекций ВЗМО, НСМО, электронной спиновой плотности и МЕР гидратированных форм субстратов  $[Zn(H_2O)_6]^{2+}$  и  $[Cu(H_2O)_6]^{2+}$

Структура $[Me(H_2O)_6]^{2+}$ с указанием зарядов на атомах	Структура $[Me(H_2O)_6]^{2+}$ с указанием длины связей $l, \text{Å}$	Проекция аквакатионов $[Me(H_2O)_6]^{2+}$		Проекция МЕР аквакатионов $[Me(H_2O)_6]^{2+}$
		ВЗМО (НОМО)	НСМО (LUMO)	

Первая форма субстрата цинка, наиболее устойчивая, принадлежит к точечной группе симметрии  $C_1$  (имеет 2 внутримолекулярные водородные связи), вторая структура менее устойчивая, но у неё выше по энергии на 2,50 ккал/моль и принадлежит к точечной группе симметрии  $S_2$ . На обеих структурах заметно проявление динамического эффекта Яна-Теллера, отражающееся в виде аксиального удлинения двух связей С-О. Анализ проекции МЕР  $[Zn(H_2O)_6]^{2+}$  позволяет выделить четыре активных центра хемосорбции. Тогда при взаимодействии гексааквакатиона цинка (II) с реагентами-собираателями возможно замещение до четырех молекул воды.

### Выводы

1. Абсолютная жёсткость молекулы  $Cu(OH)_2$  (11,23 эВ) больше, чем у иона  $[Cu(H_2O)_6]^{2+}$  (9,59 эВ), на 1,64 эВ и индекс локальной электрофильности  $Cu(OH)_2$  выше, чем у  $[Cu(H_2O)_6]^{2+}$  на 0,12 эВ, что позволяет говорить о большей реакционной способности гидроксида меди (II) по отношению к нуклеофильным центрам хемосорбции реагентов.

2. Для ионов  $Zn^{2+}$ , ввиду их диамагнитных свойств, извлекаемые формы  $Zn(OH)_2$  и  $[Zn(H_2O)_6]^{2+}$  характеризуются близкими значениями абсолютной жёсткости (11,427 эВ и 11,836 эВ, соответственно). Однако при взаимодействии с нуклеофильными центрами реагентов преимущество имеет гидратированная структура цинка.

3. Анализ проекции молекулярного электростатического потенциала  $[Zn(H_2O)_6]^{2+}$  позволяет выделить четыре активных центра хемосорбции. Следовательно, возможно замещение четырех молекул воды аквакатиона на лиганды реагента-собираателя. В устойчивую структуру флотационного комплекса «цинк – реагент» будут входить симметричные комплексные ионы состава  $[Zn(H_2O)_4]^{2+}$  и  $[Zn(H_2O)_2]^{2+}$ .

4. На проекциях молекулярного электростатического потенциала  $[Cu(H_2O)_6]^{2+}$  наблюдаются два активных и два менее активных центров замещения молекул воды на лиганды реагента-собираателя, следовательно, при взаимодействии с реагентами-собираателями возможно замещение до четырех молекул воды и в структуру флотационного комплекса «медь – реагент» могут входить симметричные устойчивые ионы  $[Cu(H_2O)_2]^{2+}$  или  $[Cu(H_2O)_4]^{2+}$  в зависимости от вида реагента-собираателя.

### Список литературы

1. Медяник Н. Л., Мишурина О. А., Муллина Э. Р., Смирнова А. В., Зайцева Е. В. Технология комплексной переработки гидротехногенных образований горных предприятий медноколчеданного профиля // Вестник МГТУ им. Г. И. Носова. – 2019. – Т. 17. – № 4. – С. 10-17.

## КОМПЬЮТЕРНАЯ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ СПЕКАНИЯ НЕФЕЛИНОВОЙ ШИХТЫ С ТЕХНОГЕННЫМИ ДОБАВКАМИ

Головных Н. В.<sup>1</sup>, Бычинский В. А.<sup>1</sup>, Шепелев И. И.<sup>2</sup>

<sup>1</sup>ФГБУН Институт геохимии им. А.П. Виноградова СО РАН, г. Иркутск, Россия

<sup>2</sup>НИО ООО «ЭКО-Инжиниринг», г. Ачинск, Россия

Целью настоящей работы являлось моделирование физико-химических превращений при добавке в процесс спекания известняково-нефелиновой шихты на Ачинском глиноземном комбинате (АГК) техногенного высокоглиноземистого шлака - отхода ферротитанового производства, образующегося в результате алюминотермического восстановления ильменитовых концентратов на ОАО «Ключевский завод ферросплавов» [1, 2]. С учетом поставленной задачи представительная технологическая проба опытной глиноземной шихты включала руду Кия-Шалтырского нефелинового рудника, известняк Мазульского месторождения, оборотный шлак (от обескремнивания алюминатных растворов) и добавку шлака.

С учетом возможных структурных изменений в ходе компьютерного моделирования процессов спекания введены условные модельные фазы, соответствующие исходным видам сырья и топлива, контролируемым химическим и спектральным анализом. Нагрев и проплавка шихты по мере прохождения материала в зонах печи, включая кристаллизацию и охлаждение спека, имитировались с помощью системы перемещения модельных фаз по схеме проточных термодинамических резервуаров [3]. Компьютерное моделирование проводилось методом минимизации свободной энергии Гиббса в базовой подсистеме [4], сформированной из модельных компонентов программного комплекса «Селектор» (Институт геохимии СО РАН, г. Иркутск). Приближение к  $\min G(x)$  в исследуемых подсистемах (резервуарах) достигалось методом расчета математических поправок (методом внутренних точек – МВТ) при соблюдении баланса между суммой изобарно-изотермических потенциалов искомым (зависимым) компонентов –  $\Sigma(g_j x_j)$  и суммой химических потенциалов (парциальных энергий Гиббса) заданных независимых (химических элементов) компонентов –  $\Sigma(b_i u_i)$ . Критерием корректности расчетов служила степень невязки баланса масс между числом молей независимых компонентов и количеством рассчитанных соединений. В целом, компьютерная физико-химическая модель включала отдельные составные части – подсистемы, необходимые для контроля исходного сырья и физико-химических превращений в процессе спекания. В подсистемах произведены расчеты термодинамических зависимостей (функций) фазового и компонентного состава полученных продуктов от исходного химического состава шихтовых материалов и топлива, а также температурного режима,



динамики перемещения и соотношения конденсированных и газообразных веществ. Большинство рассчитанных фаз представляло собой твердый или расплавленный минеральный раствор, состоящий из отдельных системных минералов (миналов) и примесей, в равновесии может находиться газовая фаза из отдельных газов. В таблицах 1-3 приведены результаты модельных расчетов в исследуемых подсистемах.

**Таблица 1 – Модельная подсистема исходного шлака ферротитанового производства**

Фаза	Соединения и примеси (в мольных соотношениях)
Корунд	$Al_2O_3$ (0,44 моль) - $Al(OH)_3$ (0,04 моль)
Алюмогетит	$Al_2O_3 \cdot H_2O$ (0,004 моль) - $Al_2O_3 \cdot 3H_2O$ (0,003 моль) - $FeOOH$ (0,005 моль)
Алюминат натрия	$NaAlO_2$ (0,014 моль)
Гидрогроссуляр	$Ca_3Al_2(SiO_4)_2(OH)_4$ (0,0013 моль) - $Ca_3Al_2Si_3O_{12}$ (0,003 моль)
Монтмориллонит	$NaAl_7Si_{11}O_{30}(OH)_6$ (0,001 моль) - $NaAlSi_2O_6 \cdot H_2O$ (0,003 моль)
Геленит	$Ca_2Al_2SiO_7$ (0,004 моль)
Портландит	$Ca(OH)_2$ (0,141 моль) – $CaCO_3$ (0,003 моль)
Рутил	$TiO_2$ (0,116 моль) – $CaTiO_3$ (0,026 моль)
Шпинель	$MgAl_2O_4$ (0,044 моль) – $FeAl_2O_4$ (0,021 моль)
Апатит	Апатит: $Ca_5(PO_4)_3(OH)$ (0,006 моль)
Ильменит	$FeTiO_3$ (0,006 моль) – $MgTiO_3$ (0,007 моль)
Гипс	$CaSO_4 \cdot 2H_2O$ (0,004 моль)

**Таблица 2 – Модельная подсистема спекаемых материалов шихты при 950 °С**

Фаза	Соединения и примеси (в мольных соотношениях)
Газовая фаза	$CO_2$ (5,293 моль) - $H_2O$ (2,08 моль)
Известь	$CaO$ (3,911 моль)
Нефелин	$NaAlSiO_4$ (0,608 моль)
Глинозем	$Al_2O_3$ (0,494 моль)
Оксид натрия	$Na_2O$ (0,507 моль)
Рутил	$TiO_2$ (0,026 моль)
Перовскит	$CaTiO_3$ (0,015 моль)
Периклаз	$MgO$ (0,007 моль)
Гематит	$Fe_2O_3$ (0,001 моль)
Фосфат кальция	$Ca_3P_2O_8$ (0,001 моль)
Ангидрит	$CaSO_4$ (0,001 моль)
Расплав (Melt):	$NaAlSi_3O_8$ (0,005 моль) - $Fe_2SiO_4$ (0,001 моль) - $CaAl_2Si_2O_8$ (0,006 моль) – $SiO_2$ (1,3 моль) - $Mg_2Si_2O_6$ (0,003 моль) - $Al_2SiO_5$ (0,007 моль)

**Таблица 3 – Модельная подсистема спекаемых материалов шихты при 1250 °С**

Фаза	Соединения и примеси (в мольных соотношениях)
Газовая фаза	CO <sub>2</sub> (5,293 моль) – H <sub>2</sub> O (2,08 моль)
Ларнит	Ca <sub>2</sub> SiO <sub>4</sub> (1,919 моль)
Алюминат натрия	NaAlO <sub>2</sub> (1,605 моль) – NaFeO <sub>2</sub> (0,002 моль)
Перовскит	CaTiO <sub>3</sub> (0,031 моль) - TiO <sub>2</sub> (0,002 моль)
Известь	CaO (0,044 моль)
Гранат	Ca <sub>3</sub> Al <sub>2</sub> Si <sub>3</sub> O <sub>12</sub> (0,002 моль) - Ca <sub>3</sub> Fe <sub>2</sub> Si <sub>3</sub> O <sub>12</sub> (0,001 моль) – Mg <sub>3</sub> Al <sub>2</sub> Si <sub>3</sub> O <sub>12</sub> (0,001 моль)
Пироксен	NaAlSi <sub>2</sub> O <sub>6</sub> (0,002 моль) - CaMgSi <sub>2</sub> O <sub>6</sub> (0,001 моль) – Ca <sub>2</sub> Al <sub>2</sub> SiO <sub>7</sub> (0,003 моль) - MgO (0,009 моль)
Плагиоклаз	CaAl <sub>2</sub> Si <sub>2</sub> O <sub>8</sub> (0,003 моль) - NaAlSi <sub>3</sub> O <sub>8</sub> (0,002 моль)
Титанат натрия	Na <sub>2</sub> TiO <sub>3</sub> (0,008 моль)
Фосфат кальция	Ca <sub>3</sub> P <sub>2</sub> O <sub>8</sub> (0,001 моль)
Ангидрит	CaSO <sub>4</sub> (0,001 моль)

Модельно-расчетный состав ферротитанового шлака в целом согласуется с данными его структурных методов анализа, при этом он позволяет существенно уточнить особенности фазового и компонентного состава шлака. Основной глиноземной фазой выявлен корунд, который и обуславливает повышенную твердость шлака. Другие примеси (алюмогель, алюминат натрия, бемит, гиббсит) «перекрывают» корунд, делая его плохо видимой фазой для кристаллооптических и рентгенофазовых методик. Из других фаз в составе шлака, выделяются портландит, рутил и шпинелидная фаза (герцинит вместе с MgAl<sub>2</sub>O<sub>4</sub>), что подтверждается инструментальными методами. Установлено, что возможные потери глинозема при спекании могут быть связаны со шпинелидами и гидрогроссуляром. Что касается фазы со структурой монтмориллонита и анальцима, то ее реальное содержание незначительно, и они существенно не повлияют на структуру образования спека. Оставшиеся соединения и компоненты имеют незначительные термодинамические вклады в структуру шлака, что и предопределяет их количественные «малые» соотношения, а также их нахождение в качестве изоморфных примесей в составе основных породообразующих фаз спека.

Было установлено, что снижение качества нефелиновых руд часто связано с уменьшением содержания основного минерала – NaAlSiO<sub>4</sub> (алюминиевый модуль M<sub>Al</sub> или мольное соотношение Al/Si = 1) [5]. При разубоживании нефелиновой руды альбитом NaAlSi<sub>3</sub>O<sub>8</sub> от 20 до 75% масс. содержание ценных компонентов существенно снижается (в т.ч. Na<sub>2</sub>O от 20 до 14 %, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> от 33 до 23 %), а кремнезема SiO<sub>2</sub> возрастает от 47 до 62 %. Из-за снижения M<sub>Al</sub> руды требуется увеличивать ввод в шихту известняка (задаваемый известняковый модуль M<sub>и</sub> = 2). При снижении соотношения NaAlSiO<sub>4</sub>/NaAlSi<sub>3</sub>O<sub>8</sub> значение M<sub>Al</sub> постепенно падает, что ведет к ухудшению технологических показателей. Это требует алюминиевых добавок, в

первую очередь глиноземного шлака, а также корректировка щелочного модуля  $M_{щ}$  ( $M_{и} = 1$ ) путем введения в шихту добавочного количества соды ( $Na_2CO_3$ ).

В модельных расчетах был имитирован нагрев расчетной композиции (всего 744,9 г), состоящей из 236,0 г нефелиновой руды (75%  $NaAlSiO_4$  + 25%  $NaAlSi_3O_8$ ), 386,7 г известняка ( $CaCO_3$ ) и 17,7 г шлака ферротитанового производства с добавкой 94,7 г топливно-воздушной смеси (ТВС) и 9,9 г соды ( $Na_2CO_3$ ). В соответствии с данными [6], моделирование процесса спекания опытной шихты контролировалось на этапе высокотемпературного нагрева, включая образование жидкой фазы расплава Melt и синтез основных фаз.

Термодинамический расчет процесса спекания на основе метода минимизации свободной энергии выявил ряд характерных особенностей. Было отмечено, что в ходе нагрева модельной шихты до 850 °С произошло разложение гидратированных соединений и основной массы карбонатов. В результате разложения кальцита и портландита равновесные составы содержат газообразные компоненты -  $H_2O$  и  $CO_2$ . Выше 900 °С начинается инконгруэнтное плавление нефелина с выделением расплава - модельной фазы Melt, состоящей из растворенных компонентов. Сам расплав, основным компонентом которого является кремнезем  $SiO_2$ , сосуществует с остатками нефелина и вновь образованными оксидами Ca, Na, Al, Mg и Fe. Дальнейшие процессы минералообразования происходят благодаря тому, что промежуточные компоненты преобразуются в более устойчивую подсистему, а ее свободная энергия ниже  $\Delta G$  нагретых исходных компонентов.

Происходящее в интервале температур от 950 °С до 1250 °С химическое взаимодействие полученного при нагреве расплава Melt с промежуточными соединениями – оксидами Ca, Al, Na и Si приводят к синтезу основных продуктов ( $NaAlO_2$ ,  $Ca_2SiO_4$ ), имеющих вместе с газообразными компонентами более низкую по сравнению с исходными минералами ( $NaAlSiO_4$ ,  $CaCO_3$ ) свободную энергию. В зависимости от технологических добавок в шихту и корректировки щелочного и известнякового модуля содержание в спека алюмината натрия достигает 25-28 %, а двухкальциевого силиката 67-70 %. Благодаря добавке шлака полученный спек отличается повышенным содержанием оксида кальция CaO, а также перовскита  $CaTiO_3$ , титаната натрия  $Na_2TiO_3$  и рутила  $TiO_2$ . Железо и магний формируют феррит натрия  $NaFeO_2$  и минерал периклаз MgO, которые могут входить в виде изоморфных примесей в состав основных и побочных фаз. Многие характерные фазы имеют кристаллическую структуру силикатов, в состав которых входят такие ценные элементы, как алюминий, кальций и натрий. Среди ортосиликатов наиболее устойчивая фаза представлена твердым раствором, включая минералы гроссуляра  $Ca_3Al_2Si_3O_{12}$  - андрадит  $Fe_3Al_2Si_3O_{12}$  и отчасти пироп  $Mg_3Al_2Si_3O_{12}$ . Среди метасиликатов выделяется фаза пироксенов – изоморфного раствора диопсида  $CaMgSi_2O_6$ , жадеита  $NaAlSi_2O_6$  и геленита

$\text{Ca}_2\text{Al}_2\text{SiO}_7$ . Недоизвлечение глинозема и натрия может быть также связано с образованием каркасно-структурного алюмосиликата плагиоклаза – твердого раствора анортита  $\text{CaAl}_2\text{Si}_2\text{O}_8$  и альбита  $\text{NaAlSi}_3\text{O}_8$ . Малые примеси – фосфор и сера реализуются в виде ортофосфата кальция  $\text{Ca}_3\text{P}_2\text{O}_8$  и ангидрита  $\text{CaSO}_4$ . Избыток кальция и натрия в системе приводит к переходу первоначальных оксидов шлака (герцинита, рутила) в более устойчивые силикаты и титанаты. Шпинелиды сохраняются только при добавках шлака свыше 10 %, переходя в высокотемпературную фазу.

Таким образом, на основании результатов моделирования процессов спекания нефелиновой шихты было установлено, что добавляемый в шихту шлак ферротитанового производства содержит несколько видов алюминиевых минералов, которые в условиях спекания подвергаются конверсии и вместе с нефелином преобразовываются в алюминат натрия  $\text{NaAlO}_2$ . В процессе спекания содержащийся в исходных минералах кремнезем связывается в двухкальциевый силикат  $\text{Ca}_2\text{SiO}_4$ . За счет расплава Melt начальные температуры образования  $\text{NaAlO}_2$  и  $\text{Ca}_2\text{SiO}_4$  могут быть снижены (теоретически на 30-60 °С, в ходе экспериментов при добавке 5 % шлака - на 20 °С). Соединения Ti, Mg и Fe сконцентрируются в виде нерастворимой фазы на основе  $\text{Ca}_2\text{SiO}_4$ . Потери ценных компонентов – глинозема и щелочи могут быть связаны с образованием пироксенов, гранатов и плагиоклаза, а при добавках шлака – с вторичными шпинелидами. Для оптимизации состава получаемого спека одновременно с вводом техногенных добавок требуется проводить корректировку щелочного и известнякового модуля шихты.

#### *Список литературы*

1. Шепелев И.И. Исследование твердофазных процессов при спекании известняково-нефелиновой шихты с техногенными добавками / И.И.Шепелев, А.М.Жижаев, А.Ю.Сахачев, Н.К.Алгебраистова // Вестник ИрГТУ – 2018. – Т. 22, № 3. – С. 220-233.
2. Перепелицын В.А., Рытвин В.М., Гильварг С.И. и др. Ферросплавные алюмотермические шлаки. Екатеринбург: Уральский рабочий. – 2014. – 368 с.
3. N.V. Golovnykh, V.A. Vychinsky, A.A. Tupitsin, K.V. Chudnenko, and I.I. Shepelev. Optimization of the Technology of Cement Production on the Basis of Alumina Process Waste Using a Physicochemical Model. - ISSN 1067-8212, Russian Journal of Non-Ferrous Metals, 2010, Vol. 51, No. 3, pp. 222–226. © Allerton Press, Inc., 2010.
4. Чудненко К.В. Термодинамическое моделирование в геохимии: теория, алгоритмы, программное обеспечение, приложения / К.В. Чудненко, отв. ред. В.Н. Шарапов; СО РАН, Институт геохимии имени А.П. Виноградова. – Новосибирск, Академическое издательство «Гео», 2010. – 287 с.
5. Абрамов В.Я. Комплексная переработка нефелино-апатитового сырья / В.Я.Абрамов, А.И.Алексеев., Х.А.Бадалянц. – М., Металлургия, 1990. – 392 с.

6. Шепелев И.И. Технологические испытания процессов спекания и выщелачивания нефелиновых шихт со шлаком ферротитанового производства / И.И.Шепелев, А.Ю.Сахачев, А.В.Александров, Н.В.Головных, А.М.Жижаев, Н.К.Алгебраистова // Журнал «Естественные и технические науки». 2017. № 10. – С. 80-84.

УДК 669.71

## **ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ПЕРЕРАБОТКИ ТЕХНОГЕННОГО АЛЮМИНИЕВОГО СЫРЬЯ ПО СПОСОБУ СПЕКАНИЯ В СОСТАВЕ НЕФЕЛИНОВОЙ ШИХТЫ**

**Головных Н. В.<sup>1</sup>, Жижаев А. М.<sup>2</sup>, Шепелев И. И.<sup>3</sup>**

<sup>1</sup>ФГБУН Институт геохимии им. А.П. Виноградова СО РАН, г. Иркутск, Россия

<sup>2</sup>Институт химии и химической технологии СО РАН, г. Красноярск, Россия

<sup>3</sup>НИО ООО «ЭКО-Инжиниринг», г. Ачинск, Россия

Опробованный в производстве глинозема шлак ферротитанового производства от ОАО «Ключевский завод ферросплавов» (КЗФ) представляет собой вторичное техногенное сырье и при сравнении с сырьевой базой Ачинского глиноземного комбината (АГК) – рудой Кия-Шалтырского нефелинового рудника отличается повышенным содержанием оксида алюминия, при явно низком содержании кремнезема. Из примесей шлака выделяются оксиды кальция и титана (относительно мало оксида железа, чуть больше MgO, фосфатов и сульфатов), крайне высок дефицит щелочей [1, 2]. Являясь отходом алюминотермического восстановления ильменитовых концентратов (FeTiO<sub>3</sub>), шлак обогащен техногенной фазой альфа глинозема (~ 55-65 % α-Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>), что обуславливает повышенную твердость шлака. Согласно РФА, другие алюминиевые соединения в пробе шлака представляют: гидросульфат Ca<sub>3</sub>Al<sub>2</sub>(SiO<sub>4</sub>)<sub>2</sub>(OH)<sub>4</sub>, герцинит FeAl<sub>2</sub>O<sub>4</sub> (вместе с MgAl<sub>2</sub>O<sub>4</sub>), монтмориллонит (Al(OH)<sub>2</sub>)<sub>0.33</sub>Al<sub>2</sub>(Si<sub>3.67</sub>Al<sub>0.33</sub>O<sub>10</sub>)(OH)<sub>2</sub>, анальцит NaAlSi<sub>2</sub>O<sub>6</sub>(H<sub>2</sub>O) и соединение, которое следует отнести к редкому природному минералу - дяюодаоиту NaAl<sub>11</sub>O<sub>17</sub>. Вероятно, эти соединения «перекрывают» корунд, делая его плохо видимой фазой для кристаллооптических и рентгенофазовых методик [3]. Из фаз, не содержащих алюминий, выделяются портландит Ca(OH)<sub>2</sub>, рутил TiO<sub>2</sub> и фосфат кальция - брушит CaPO<sub>3</sub>(OH)(2H<sub>2</sub>O) [4]. Потери глинозема при переработке шлака могут быть обусловлены трудно-вскрываемыми шпинелидами и гидросульфатом, в меньшей степени - монтмориллонитом и анальцитом.

Согласно РФА, процесс спекания кондиционной нефелиновой шихты начинается от 950-1000°C (на дифрактограмме почти нет сформированных фаз кроме оксида кальция CaO) и заканчивается температурами 1250-1300°C, когда образовавшийся расплав взаимодействует с оксидами. Это приводит к синтезу алюмината натрия NaAlO<sub>2</sub> и двухкальциевого силиката

$\text{Ca}_2\text{SiO}_4$ , прослеживаемых на электронных снимках [3] в виде темных включений  $\gamma\text{-NaAlO}_2$  и светло-серых образований  $\text{Ca}_2\text{SiO}_4$  (ларнита). Благодаря действию расплава температуры образования основных фаз спека снижаются на 30-60°C, содержание алюмината достигает 25-28 %, а ларнита 67-70 %.

Переработка некондиционных нефелиновых руд, связанная с уменьшением содержания основного минерала – нефелина  $\text{NaAlSi}_3\text{O}_8$  (алюминиевый модуль  $M_{\text{Al}} - \text{Al/Si} = 1$ ), ведет к неполному извлечению ценных компонентов при переработке спека [5]. Согласно анализу, ухудшение технологических показателей происходит в результате образования при спекании следующих твердых растворов: 1) гроссуляра  $\text{Ca}_3\text{Al}_2\text{Si}_3\text{O}_{12}$  – андрагита  $\text{Fe}_3\text{Al}_2\text{Si}_3\text{O}_{12}$  – пиропса  $\text{Mg}_3\text{Al}_2\text{Si}_3\text{O}_{12}$ ; 2) диопсида  $\text{CaMgSi}_2\text{O}_6$  – жадеита  $\text{NaAlSi}_2\text{O}_6$  – геленита  $\text{Ca}_2\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_7$ ; 3) анортита  $\text{CaAl}_2\text{Si}_2\text{O}_8$  – альбита  $\text{NaAlSi}_3\text{O}_8$ . Чтобы снизить степень образования нерастворимых фаз требуется вводить минеральные добавки, повышающие содержание в шихте  $\text{Al}_2\text{O}_3$  ( $M_{\text{Al}}$ ). Одновременно необходимо проводить корректировку известнякового модуля  $M_{\text{И}}$  ( $M_{\text{И}} = 2 \pm \Delta M_{\text{И}}$ ) и щелочного модуля  $M_{\text{Щ}}$  ( $M_{\text{Щ}} = 1 \pm \Delta M_{\text{Щ}}$ ) путем добавки в шихту известняка и соды.

При добавках шлака ферротитанового производства происходит повышение содержания в нефелиновой шихте глинозема (в т.ч.  $\alpha\text{-Al}_2\text{O}_3$ ), что при соответствующей добавке соды (а также  $\text{CaCO}_3$ ) способствует в процессе спекания не только синтезу  $\text{NaAlO}_2$ , что, ведет согласно результатам стандартного выщелачивания, к повышению степени извлечения ценных компонентов. Монотонность роста степени их извлечения при добавках в шихту шлака свыше 15-20 % нарушается, что можно объяснить повышенным содержанием в спеке несбалансированных оксидов, включая  $\text{CaO}$ , перовскит  $\text{CaTiO}_3$ , титанат натрия  $\text{Na}_2\text{TiO}_3$  и  $\text{TiO}_2$ . Возросшее количество железа и магния, представленных в составе спека изоморфными примесями (ферритом натрия  $\text{NaFeO}_2$ , периклазом  $\text{MgO}$ ), теперь в большей мере остаются в форме высокотемпературных шпинелидов. Рост концентрации нерастворимых оксидов, несмотря на повышение в спеке содержания  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , не позволяет увеличить степень извлечения глинозема и не способствует обороту щелочи.

Согласно РФА, состав продуктов спекания шихты на основе шлака ферротитанового производства характеризуется слабым проявлением основных фаз  $\gamma\text{-NaAlO}_2$  и  $\text{Ca}_2\text{SiO}_4$ , что вызвано недостатком кремнезема и щелочей. Из-за избытка  $\text{CaO}$  портландит сохраняется до начала образования спека. Несмотря на появление  $\gamma\text{-NaAlO}_2$ ,  $\text{NaAl}_{11}\text{O}_{17}$ , сохраняют свое положение. Фаза герцинита проявляется благодаря переходу в высокотемпературную форму  $(\text{Mg}, \text{Fe})\text{Al}_2\text{O}_4$ , которая ассоциирует с метафосфатом  $\text{NaCa}(\text{PO}_3)_3$ . На дифрактограммах минералы титана экранируются силикатами и алюмосиликатами, имеющими с титанатами близкие рефлексы. На

электронных снимках тех же образцов [3] заметен рутил (с примесью псевдобрукита  $\text{Fe}_2\text{TiO}_4$ , ильменита  $\text{FeTiO}_3$  и акагениита  $\text{FeOOH}$ ). Наряду с  $\text{TiO}_2$  наблюдается  $\text{CaTiO}_3$ , что заметно на микрофотографиях спека шихты со значительной добавкой шлака.

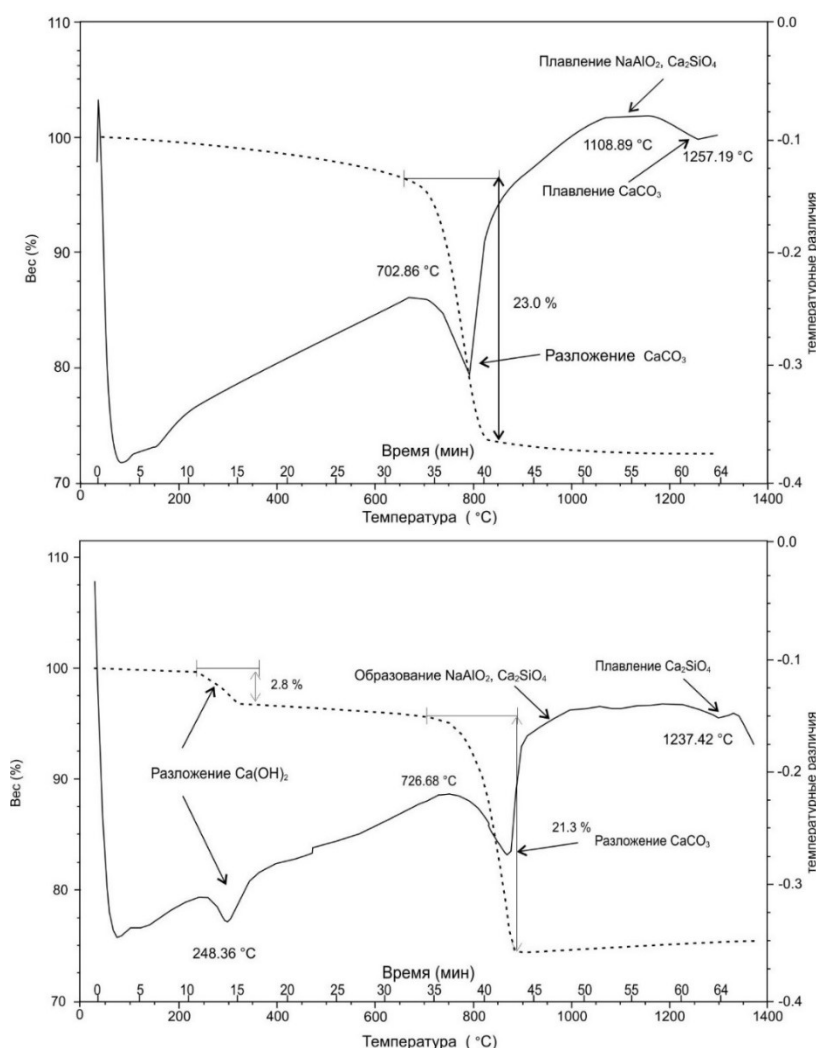
На термограмме нагрева рядовой нефелиновой шихты (рис. 1а), отмечается эндоэффект при  $810^\circ\text{C}$ , который связан с разложением кальцита до оксида кальция и сопровождается потерей массы образца ( $\Delta m = 23,6\%$  от навески), что соответствует удалению диоксида углерода  $\text{CO}_2$ . Более высокотемпературные эндоэффекты деформированы обратными эндоэффектами от оплавления синтезированных фаз. Эндоэффект при  $1110^\circ\text{C}$  соответствует структурной трансформации от  $\text{NaAl}_{11}\text{O}_{17}$  до  $\gamma\text{-NaAlO}_2$ , а эндоэффект при  $1257^\circ\text{C}$  завершает процесс спекания образованием  $\text{Ca}_2\text{SiO}_4$ .

На ДТА-кривой нагрева шихты ферротитанового шлака с добавлением известняка и соды (рис. 1б) отмечается эндоэффект при  $280^\circ\text{C}$ , сопровождаемый потерей  $3\%$  массы образца (разложение  $\text{Ca(OH)}_2$  и удаление воды). Эндоэффект при  $830^\circ\text{C}$  обусловлен разложением  $\text{CaCO}_3$  до оксида кальция (удаление  $\text{CO}_2$ ,  $\Delta m = 21,3\%$  навески). Помимо  $\text{CaO}$  присутствует минеральная форма, спекаемая выше  $950^\circ\text{C}$ . Эндоэффект около  $1138^\circ\text{C}$  соответствует перитектике спекаемые алюминатов и  $\text{Ca}_2\text{SiO}_4$ , температура плавления шлаковой шихты на  $20\text{-}30^\circ\text{C}$  ниже, чем нефелиновой шихты.

Сравнение термограмм свидетельствует, что оптимальной температурой спекания шихты без добавки шлака следует считать температуру  $1260^\circ\text{C}$ , а шихты с добавкой  $5\%$  шлака –  $1240^\circ\text{C}$ . Поскольку на ДТА-кривых нагрева нефелиновой шихты с добавкой шлака нет эндоэффектов, отличающихся от кривой нагрева рядовой шихты, эти различия могут быть объяснены меньшими затратами энергии на расплавление шихты в присутствии вносимых со шлаком соединений. Продукты нагрева нефелиновой шихты и шихты с малыми добавками шлака проплавляются в условиях анализа полностью и стекают на дно керамического тигля, формируя плотные сплавленные стекловидные остатки [6]. Нефелиновые шихты с большими добавками шлака ( $> 10\%$ ) и шлаковые шихты без нефелина образуют объемные пористые остатки, тем более объемные, чем больше доля шлака в шихте. Вероятно, это происходит в результате перекристаллизации и выделения из техногенной породы большего количества легко отделяемых компонентов ( $\text{H}_2\text{O}$ ,  $\text{CO}_2$ ,  $\text{SO}_2$  и др.), что приводит к формированию пористой структуры образца при нагревании.

Отсюда следует, что степень извлечения глинозема и щелочи из нефелиновых спеков со значительной добавкой шлака, а также из шлаковых спеков без нефелина – будет ограничена вносимой долей свободного глинозема ( $\alpha\text{-Al}_2\text{O}_3$ ), связанного со щелочью в алюминат, в то время, как другая доля, связанная с образованием алюмосиликатов (титанатов) и особенно  $(\text{Mg}, \text{Fe})\text{Al}_2\text{O}_4$  ведет к снижению извлечения ценных компонентов. Для высокого

извлечения ценных компонентов требуется, очевидно, концентрация силикатов (в т.ч.  $\text{NaAlSiO}_4$ ), что и требует подшихтовки нефелина для связывания  $\text{FeO}$ ,  $\text{MgO}$ ,  $\text{TiO}_2$  в нерастворимый шлак.



**Рисунок 1 – Дериватогаммы сравниваемых шихт**

А – текущей нефелиново-известняковой шихты АО «РУСАЛ Ачинск»,

Б – шихты ферротитанового шлака с добавлением  $\text{CaCO}_3$  и  $\text{Na}_2\text{CO}_3$

Таким образом, добавляемый в нефелиновую шихту шлак ферротитанового производства содержит несколько видов алюминиевых минералов, поведение которых оказывает существенное влияние на степень извлечения ценных компонентов. Было установлено, что в процессе спекания необходимо соблюдать условия, чтобы мешающие извлечению соединения  $\text{Ti}$ ,  $\text{Mg}$  и  $\text{Fe}$  были максимально переведены в нерастворимый шлак вместе с  $\text{Ca}_2\text{SiO}_4$ . Перевод в растворимую форму ( $\text{NaAlO}_2$ ) добавляемых со шлаком алюминиевых минералов требует дополнительного ввода соды и корректировки известнякового модуля шихты. Другими особенностями является более низкая температура спекообразования нефелиновой шихты со шлаком



(с добавкой 5 % шлака – 1240°C), чем спекание шихты без добавок (1260°C), а также повышенная пористость спека при добавках шлака.

Отсюда, исходя из последствий образования при спекании нерастворимых соединений алюминия, ограничивающих рост степени извлечения глинозема при добавках шлака в нефелиновую шихту свыше 15-20 %, вытекает техническое решение. Для АГК - крупнейшего предприятия по переработке нефелинового сырья с ограниченными качественными запасами, это может означать создание резервной сырьевой базы путем приготовления минеральных концентратов из некондиционных нефелиновых резервов (вскрыша, непродуктивные участки, доразведка) и приобретенного вторичного техногенного сырья. Учитывая, что запасы некондиционной руды в Кия-Шалтырском нефелиновом руднике оцениваются в 90 млн. т, а шлака ферротитанового производства ОАО «КЗФ» ~ 30 млн.т, соотношение в концентратах руды и шлака составит 3/1. Технология приготовления и использования сырьевых концентратов на АГК достигается в результате расширения сырьевого цеха и дозирования в процесс шихтоподготовки до необходимой степени извлечения ценных компонентов (потребуется система контроля на основе средств физико-химического моделирования).

*Список литературы*

1. Шепелев И.И., Сахачев А.Ю., Александров А.В. и др. Альтернативные направления переработки некондиционного нефелинового сырья. Сб. материалов «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья», 19-20 апреля 2017 г. - Екатеринбург, УГГУ, ООО «Таилс», 2017. – С. 244-249.
2. Перепелицын В.А., В.М.Рытвин, С.И. Гильварг и др. Ферросплавные алюмотермические шлаки. - Екатеринбург: Уральский рабочий, 2014. – 368 с.
3. Шепелев И.И. Исследование твердофазных процессов при спекании известняково-нефелиновой шихты с техногенными добавками / И.И.Шепелев, А.М.Жижаев, А.Ю.Сахачев, Н.К.Алгебраистова // Вестник ИрГТУ, 2018. т. 22, № 3, - С. 220-233.
4. N.V. Golovnykh, V.A. Bychinsky, A.A. Tupitsin, K.V. Chudnenko, and I.I. Shepelev. Optimization of the Technology of Cement Production on the Basis of Alumina Process Waste Using a Physicochemical Model. - ISSN 1067-8212, Russian Journal of Non-Ferrous Metals, 2010, Vol. 51, No. 3, pp. 222–226. © Allerton Press, Inc., 2010.
5. Ни Л.П., Райзман В.Л. Комбинированные способы переработки низкокачественного алюминиевого сырья. - Алма-Ата. Наука, 1988. – 255 с.
6. Шепелев И.И. Технологические испытания процессов спекания и выщелачивания нефелиновых шихт со шлаком ферротитанового производства / И.И.Шепелев, А.Ю.Сахачев, А.В.Александров, Н.В.Головных, А.М.Жижаев, Н.К.Алгебраистова // Журнал «Естественные и технические науки». 2017, № 10. – С. 80-84.

## МОЛЕКУЛЯРНОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ДИЭТИЛДИТИОАРСЕНОВОЙ КИСЛОТЫ $(C_2H_5)_2AsSSH$ И ЕЁ ПРОИЗВОДНЫЕ Se, Te С АТОМОМ МЫШЬЯКА

Соложенкин П. М.

ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр РАН», г. Москва, Россия

**Введение.** Сульфгидрильные собиратели содержат связи: ксантогенаты ROC-SS, диалкилдитиофосфаты  $(RO)_2P$ -SS, диалкилдитиофосфинаты  $(R)_2P$ -SS, диалкилдитиокарбаматы  $(R)_2N$ -CSS, и диметилдитиоарсената калия  $R_2As$ -SSK. 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. 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.

Изучены методом ЭПР комплексообразования Mo(V), V(IV), Mn(II), Cr(III) с диметилдитиоарсенатом калия [1, 2], а также комплексообразование  $(CH_3)_2AsSSK$  с диэтилдитиокарбаматным нитрозильным комплексом хрома(I) [3].

Изучение методом ЭПР комплексообразования Mo(V), V(IV), Mn(II), Cr(III) с диметилдитиоарсенатом калия, ЭПР смешенного комплекса оксиданадия (IV) с диметилдитиоарсенатом лигандом [4].

Были синтезированы и испытаны O, O-диизопропилдиселенофосфат  $(i-C_3H_7)_2PSeSeK$ , а также алкилселеноксантогенаты и диалкилдиселеноккарбаматы и продукты их окисления. Все испытанные новые реагенты-собиратели извлекали в пенный продукт галенит, халькопирит и As, Bi-Со-минералы. Некоторые из них по собирательным свойствам превосходили ксантогенаты и карбаматы [5].

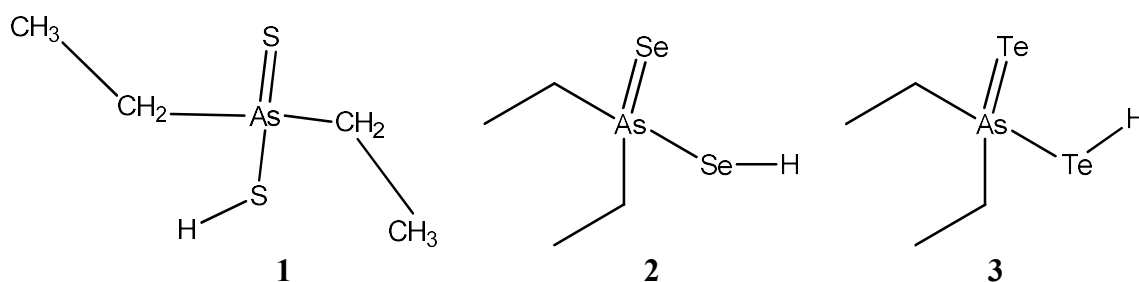
Прогноз оценки активности собирателя (ПОАС) – взаимодействия собирателя с атомом кластера минерала – определяли в виде разницы общей энергии комплекса и суммы энергии кластера и энергии собирателя, определяемый по выражению:

$$\Delta E = E \text{ комплекса} - (E \text{ кластера} + E \text{ собирателя}), \text{ эВ (ПОАС)}$$

Предварительно получали сведения об энергии компонентов комплекса (молекулы).

Чем меньше величина ПОАС, тем более предпочтительно взаимодействие собирателя с атомом кластера минерала.

**Модели кислот.** На рис. 1 представлены модели  $(C_2H_5)_2AsSSH$  (1),  $(C_2H_5)_2AsSeSeH$  (2),  $(C_2H_5)_2AsTeTeH$  (3).



**Рисунок 1 – Модели  $(C_2H_5)_2AsSSH$ ,  $(C_2H_5)_2AsSeSeH$ ,  $(C_2H_5)_2AsTeTeH$**

В табл. 1 представлены атомные заряды, орбитальные энергии, заселенность электронами s, p, d-Pop (population) орбиталей данных кислот.

**Таблица 1 – Атомные заряды, орбитальные энергии, заселенность электронами s, p, d-Pop (population) орбиталей кислот**

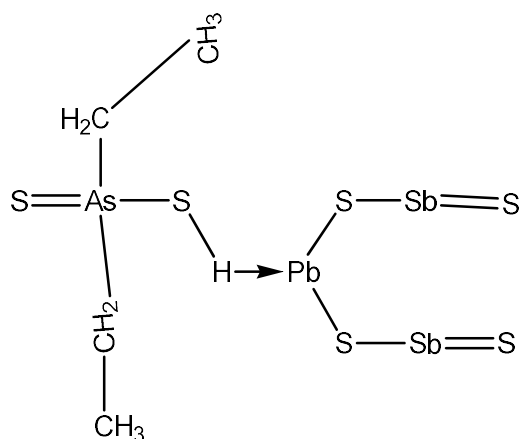
$(C_2H_5)_2AsSSH$						
АТОМ	тип	Заряд	Количество	s-Pop	p-Pop	d-Pop
1	As	0.231408	4.7686	1.71149	2.79107	0.26603
2	S	-0.151163	6.1512	1.90988	4.12519	0.11610
3	S	-0.160495	6.1605	1.89327	4.10787	0.15936
$(C_2H_5)_2AsSeSeH$						
1	As	0.141214	4.8588	1.72867	2.88001	0.25010
2	Se	-0.068932	6.0689	1.97173	4.09720	
3	Se	-0.023062	6.0231	1.95881	4.06426	
$(C_2H_5)_2AsTeTeH$						
1	As	0.185233	4.8148	1.73458	2.66046	0.41973
2	Te	-0.078287	6.0783	1.73480	4.34348	
3	Te	-0.123101	6.1231	1.86890	4.25420	

Атомы SS, SeSe, TeTe несут отрицательный заряд разной величины. Сумма зарядов серы составляет 0.311658, e, селена – 0,091994 и теллура-0,201388, e. Наибольший заряд мышьяка у  $(C_2H_5)_2AsSSH$  и соответствует 0.231408, e.

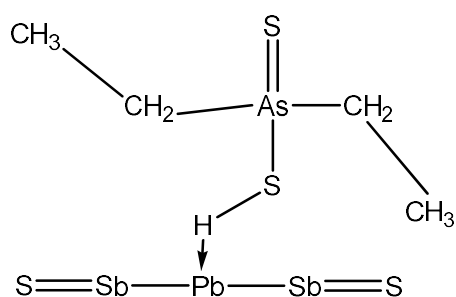
На рис. 2 показан ПОАС и докинг активированного антимонита типа  $PbSb_2S_4$  с диэтилдитиоарсиновой кислотой (б) и типа  $S_2Sb_2Pb$  с диэтилдитиоарсиновой кислотой (в).

Флотированность антимонита типа  $S_2Sb_2Pb$  должна лучше, чем форма типа  $PbSb_2S_4$ .

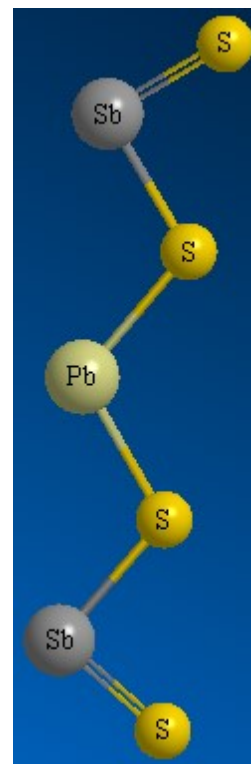
Был осуществлен расчет ПОАС докинга ряда минералов с собирателями (табл. 2).



б) ПОАС-0,88442, эВ



в) ПОАС -1,54646, эВ



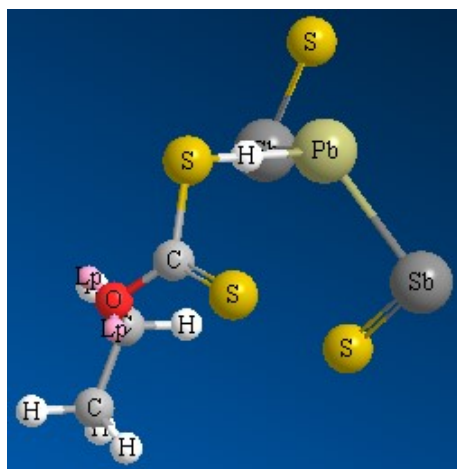
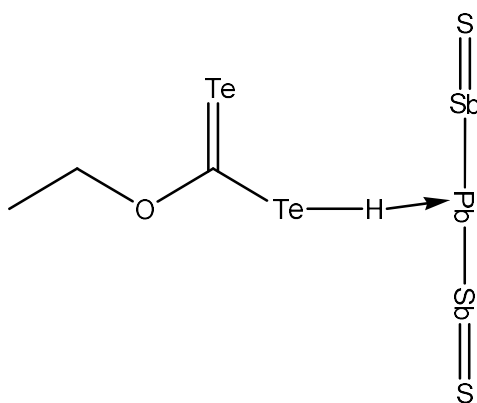
а)

Рисунок 2 – Докинг активированного антимонита  $PbSb_2S_4$  с диэтилдитиоарсиновой кислотой (б) ПОАС -0,88442, эВ и  $S_2Sb_2Pb$  с диэтилдитиоарсиновой кислотой (в) ПОАС -1,54646, эВ

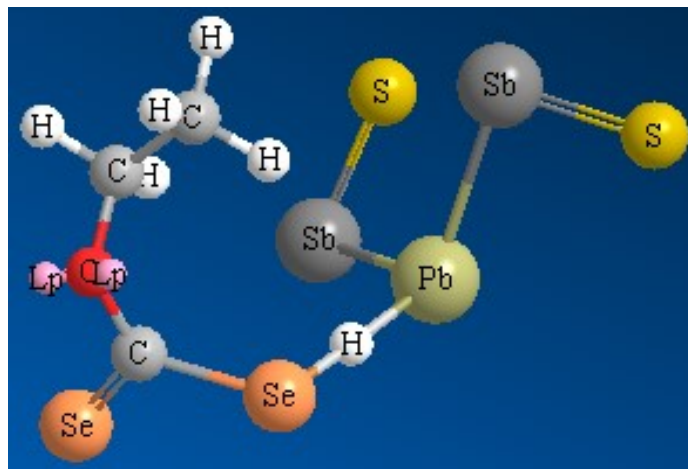
Таблица 2 – Расчет ПОАС комплексов минералов с собирателями

Энергия (1)	Комплекс (2)	Минерал (3)	Собиратель (4)	Сумма 4 $\Sigma$ (3+4)	ПОАС, эВ $\Delta E$ (2)-(3+4)
		ПОАС-0,88442, эВ			
		ПОАС, -1,54646, эВ			
		ПОАС -7,11571, эВ			
		ПОАС, -2,68147, эВ			
		ПОАС, -8,88507, эВ			
		ПОАС - 5,19746, эВ			
		ПОАС -6,01712, эВ			
		ПОАС +2,50204, эВ			
		ПОАС, -3,37442 эВ			
		(C2H5)2AsTeTeH StrSSbPBSbS-4.mop			
	-2021,98834	1045,79532 <b>(687,47552)</b>	-1280,97762, эВ	2326,77294 (1968,45314)	+304,7846 (-53,5352)
		ПОАС, эВ-3,82714, Pb			
		ПОАС -3,80825, эВ			
		ПОАС -0.65406, эВ			
		ПОАС, -5,90547, эВ			
		ПОАС, -33,9278, эВ			

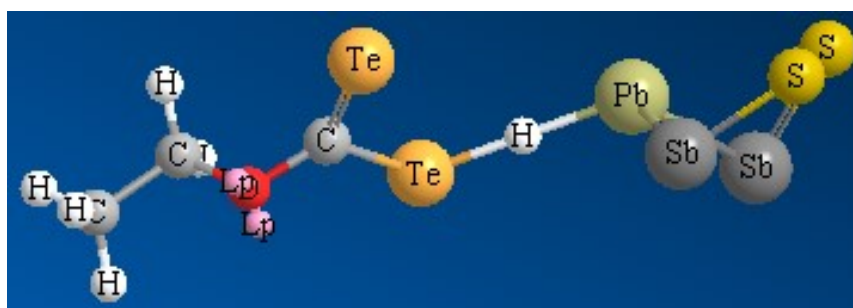
На рис. 3 приводится модель докинга  $C_2H_5OCTeTeHStrSSbPbSbS$  ПОАС -33,9278, эВ.



ПОАС = -0,65406, эВ (а)



ПОАС = -5,90547, эВ (б)



ПОАС = -33,9278, эВ (в)

Рисунок 3 – Докинг активированного антимонита  $PbSb_2S_4$  к этиловому Кх (а) и  $S_2Sb_2Pb$  к селеноксантогенату (б) и к теллуридксантогенату (в)

Селеноксантогенат более эффективен, чем этиловый ксантогенат.

Были показаны атомные заряды, орбитальные энергии, заселенность электронами  $s$ ,  $p$ ,  $d$ -Pop (population) орбиталей этилового Кх  $C_2H_5OCSSHStrSSbPbSbS$ ,  $C_2H_5OCSeSeHStrSSbPbSbS$ ,  $C_2H_5OCTeTeHStrSSbPbSbS$  к активированному антимониту.

Изучали докинг свинца с диэтилдитиоарсиновой кислотой и меди с диэтилдитиоарсиновой кислотой.

Для  $Pb+2(Butyl)_2AsSS$  ПОАС = -3,37442, эВ.

Для  $Cu+(Butyl)_2AsSS$  ПОАС, -6,01712, эВ.

ALPHA SOMO LUMO (эВ) = -8.762 -3.018

BETA SOMO LUMO (эВ) = -8.762 -1.131

Для  $Cu+2(C_2H_5)_2AsSS$  ПОАС -7,11571, эВ. ALPHA SOMO LUMO (эВ) = -7.903 -1.517, BETA SOMO LUMO (эВ) = -8.193 -1.515, эВ

Только для медных комплексов обнаружено SOMO (second occupied molecular orbital), которая указывает на возможность электронов меди переходить на лиганды, а не наоборот.

Для  $C_2H_5OCSeSeHStrSSbPbSbS$  ПОАС, -5,90547, эВ

В табл. 3 приводится расчет ПОАСа для различных соединений Pb с SS, SeSe, AsSS.

**Таблица 3 – Расчет ПОАСа для различных соединений Pb с SS, SeSe, AsSS**

$Pb C_2H_5OCSSPbSSCoC_2H_5$	ПОАС	-3,82714
$Pb C_2H_5OCSeSePbSeSeCOC_2H_5$	ПОАС	-3,80825
$Pb+2(Butyl)_2AsSS$	ПОАС	-3,37442
$Pb+2(C_2H_5)AsSS$	ПОАС	-2,68147эВ

Исследовали докинг активированного антимонита с  $(C_2H_5)_2 AsSeSeH$  и с  $(C_2H_5)_2 AsTeTeH$ .

Для  $(C_2H_5)_2-AsSeSeHStrSSbPbSbS$  ПОАС, +2,50204, эВ.

**Выводы.** Анализируются возможные благоприятные условия для взаимодействия с собирателем на основе селена, теллура и гидрофобизации поверхности минералов.

Синтезированы диэтилдитиоарсенатные кислоты  $(C_2H_5)_2AsSSH$ , а также наряду с тиольной и тионной серой с различной длиной углеводородного радикала, также с селен и теллурсодержащими производными. Осуществлен докинг диэтилдитиоарсенатной кислоты к различным моделям минералов, отдельных атомов и определены величины ПОАС. ПОАС для активированного антимонита со структурой типа  $PbSb_2S_4$ ,  $PbSb_2S_2$  и  $Sb$  изменяется от ПОАС-0,88442, эВ, ПОАС -1,54646, эВ, ПОАС, -8,88507, эВ соответственно. Флотиремость сурьмы отвечает данному ряду

ПОАС для комплекса Cu с  $(C_2H_5)_2AsSSH$  и  $(C_4H_9)_2AsSSH$  практически одинаков ПОАС, эВ-7,11571, а для Pb изменяется от ПОАС -3,82714, эВ для  $(C_2H_5)_2AsSSH$  и ПОАС -3,80825, эВ для  $(C_4H_9)_2AsSSH$  соответственно. Для модели  $Bi(C_2H_5)_2AsSSH$  ПОАС равен -5,19746, эВ.

На основании величин ПОАС можно считать, что исследованные диэтилдитиоарсенатные кислоты потенциально перспективные собиратели. Технология извлечения селена и теллура из шламов электролиза медных концентратов освоена в промышленном масштабе и эти металлы во флота-

ционном собиратели будут извлечены при попутной переработке сырья. Собиратель с координирующим атомом мышьяка возможно применять при флотации мышьяксодержащих руд и руд золота.

УДК 622.765

## **ПРИМЕНЕНИЕ МОДИФИЦИРОВАННЫХ КРАХМАЛОВ\* В КАЧЕСТВЕ ДЕПРЕССОРА СИЛИКАТОВ ПРИ ФЛОТАЦИИ МАЛОСУЛЬФИДНОЙ ПЛАТИНОМЕТАЛЛЬНОЙ РУДЫ**

**Лавриненко А. А.<sup>1</sup>, Кузнецова И. Н.<sup>1</sup>, Саркисова Л. М.<sup>1</sup>,  
Шрадер Э. А.<sup>1</sup>, Копыльцов А. А.<sup>2</sup>**

<sup>1</sup>ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр РАН», г. Москва, Россия

<sup>2</sup>ВНИИ крахмалопродуктов – филиал ФНЦ пищевых систем им. В. М. Горбатова РАН,  
Московская обл., Россия

*\*Образцы предоставлены зав. отделом ВНИИ Крахмалопродуктов Коптеловой Е.К.*

При обогащении платинометалльных медно-никелевых руд существенные трудности связаны с присутствием в них талька и других флотоактивных силикатов. Эффективным методом снижения содержания минералов пустой породы в коллективном концентрате является применение депрессоров, из которых более глубокую депрессию талька обеспечивают натуральные полимеры (полисахариды) – гуаровые смолы, карбоксиметилцеллюлоза, декстрин [1]. Для обеспечения растворения и придания необходимых свойств исходное сырье модифицируют. Наиболее распространенным является замещение гидроксильной группы макромолекулы полимера карбоксиметильной группой [2].

Из природных полисахаридов наиболее доступным, дешевым и имеющим ежегодно воспроизводимый источник получения являются крахмалопродукты. Они производятся за рубежом и в России и находят применение в нефтедобывающей, текстильной, бумажной, пищевой, фармацевтической промышленности и др. [2].

Цель исследований состояла в изучении депрессирующей способности и селективности действия модифицированных крахмалов, и сравнение их с традиционно применяемым депрессором при флотации медно-никелевой руды – КМЦ.

Исследования проводились на пробе платинометалльной медно-никелевой руде, характеризующейся тонкой вкрапленностью сульфидов и минералов ЭПГ от сотых долей до 1-2 мм, невысоким содержанием ценных компонентов - порядка 0,9 г/т Pd; 0,16 г/т Pt; 0,3 г/т Au; 0,48 % Ni; 0,2 % Cu; 0,016 % Co, 1 % S, 12,3 % Mg, 6,6 % Fe, наличием силикатов (до 10 % талька, 38 % форстерита, 45 % пироксена и др.), преимущественным нахождением ЭПГ в виде примесей в сульфидах.

Пробу руды дробили в КИД-100 до крупности  $-1,6 \text{ мм}+0$ . Навески по 300 г подвергали мокрому измельчению в шаровой мельнице до 80 % класса  $-71 \text{ мкм}$ . Порции пульпы с содержанием 50 г твердого флотировали в лабораторной флотационной машине института Механобр ФМ-2М с объемом камеры  $150 \text{ см}^3$ .

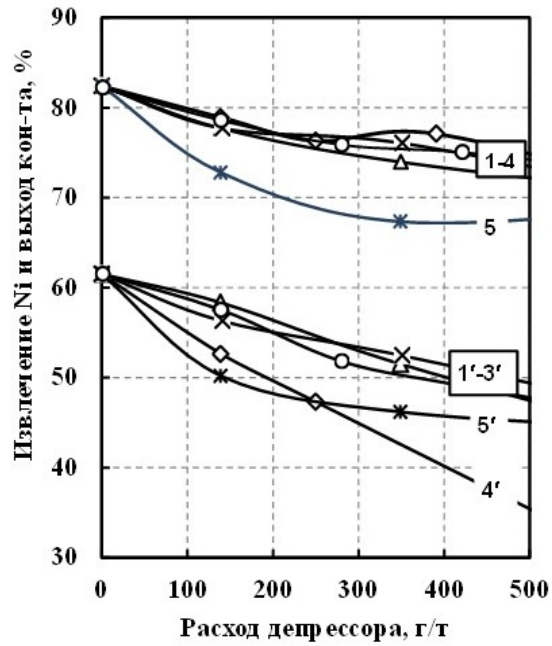
В качестве депрессоров испытывались декстрин (расщепленный кукурузный крахмал) и образцы модифицированных кукурузных крахмалов: карбоксиметилированного (КМК) с вязкостью 3 % клейстера на приборе Гепплера 770 мПа.с и подвергнутых гидротермической обработке крахмалов - набухающего (НKK) и экструзионного (ЭКК). Депрессирующее действие крахмалопродуктов сравнивалось с действием КМЦ – реагентом Depramin 347 компании AkzoNobel (степень замещения – 0,54, вязкость 2 % раствора при  $25 \text{ }^\circ\text{C}$  по Брукфилду - 91 мПа.с), изученным ранее [3].

Измельченную руду флотировали композицией Aerophine 3416 и бутилового ксантогената в соотношении 1:1 при суммарном расходе в основную и контрольную операции 84 г/т с применением в качестве депрессора указанных выше реагентов. Результаты флотации показали, что НKK, ЭКК и декстрин в меньшей степени снижали выход концентрата и извлечение в него кремния по сравнению с КМК и Depramin 347 (рис.1). Извлечение Ni и Cu при флотации с НKK и ЭКК близко к полученному с Depramin 347. Депрессирующее действие КМК на силикаты сравнимо с Depramin 347. Они обеспечивали наибольшее снижение силы отрыва пузырька воздуха от шлифа талька в присутствии комбинации Aerophine 3416 и бутилового ксантогената (1:1) с общей концентрацией 30 мг/л (рис. 2).

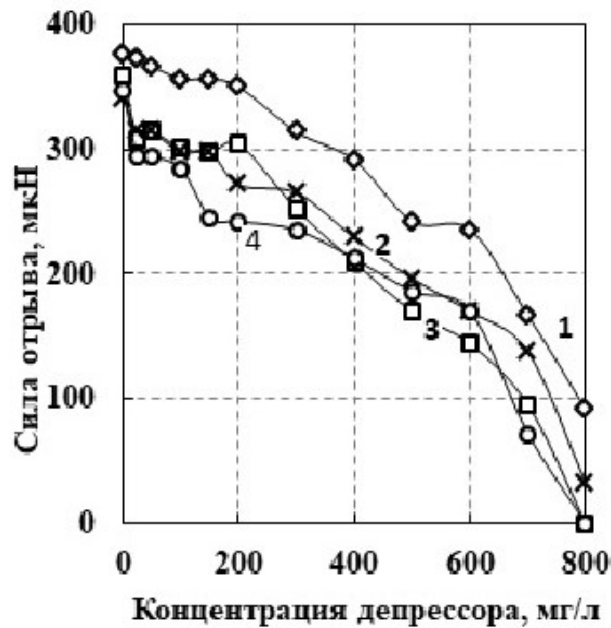
Очевидно, присутствие карбоксильной группы в макромолекулах КМК и Depramin 347 способствует усилению смачиваемости талька и, следовательно, депрессирующего действия на него. Роль карбоксильных групп в увеличении смачиваемости и снижении флотирруемости талька прослеживалась при сравнении депрессирующего действия анионного (содержащего карбоксильные группы) и неионогенного ПАА [1] и карбоксиметилированного и обычного декстрина. Было установлено, что карбоксиметилированный декстрин занимает почти всю поверхность талька, образует пленку большей толщины и сильнее снижает краевой угол смачивания поверхности талька [4].

Однако КМК оказался менее селективным депрессором силикатов по сравнению с Depramin 347, о чем свидетельствовало большее снижение извлечения Ni при флотации платинометалльной руды (рис. 2) и результаты измерения силы отрыва от шлифов пирротина и пентландита в присутствии смеси (1:1) Aerophine 3416 и бутилового ксантогената с суммарной концентрацией 30 мг/л (рис. 3).

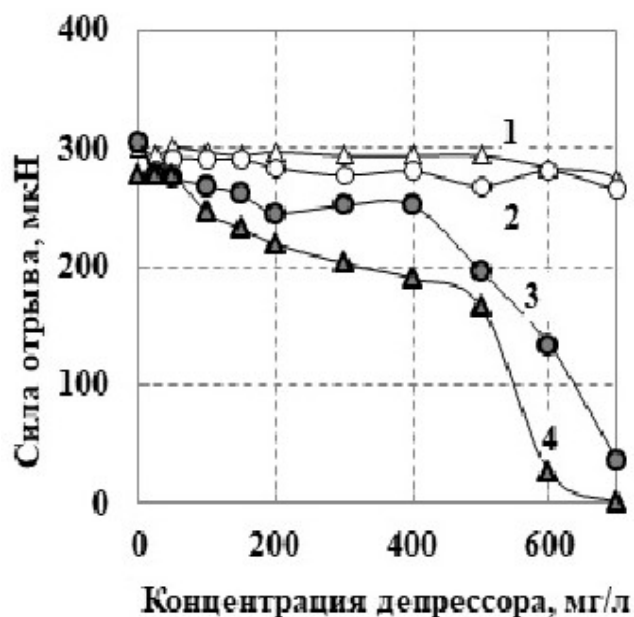




**Рисунок 1 – Флотация платинометалльной руды комбинацией Aerophine 3416 и бутилового ксантогената в зависимости от расхода депрессора:**  
 1-5 –извлечение Ni, 1'-5' выход концентрата, 1,1' - декстрин, 2,2' – НКК, 3,3' - ЭКК, 4,4' - Depramin 347, 5,5' - КМК



**Рисунок 2 – Влияние концентрации депрессора на силу отрыва пузырька воздуха от шлифа талька в присутствии комбинации Aerophine 3416 и бутилового ксантогената:**  
 1- ЭКК, 2 - НКК, 3 – КМК, 4 – Depramin 347



**Рисунок 3 – Влияние концентрации Depramin 347 (1, 2) и КМК (3, 4) на силу отрыва пузырька воздуха от шлифа пирротина (1, 4) и пентландита (2, 3) в присутствии комбинации Aerophine 3416 и бутилового ксантогената**

Таким образом, установлено, что наибольшее депрессирующее действие на флотоактивные силикаты, сопоставимое с Depramin 347 оказывает карбоксиметилированный крахмал КМК

#### *Список литературы*

1. Morris G.E. The adsorption characteristics of polymeric depressant at the talc-water interface. Thesis submitted for the degree of doctor of philosophy, University of South Australia, 1996.
2. Željko Stojanović, Katarina Jeremić, Slobodan Jovanović. Molecular structure of carboxymethyl starch in dilute aqueous sodium chloride solutions // Starch/Stärke. – 2013, V. 65. – P. 902-911. <https://doi.org/10.1002/star.201200225>.
3. Кузнецова И.Н., Лавриненко А.А., Шрадер Э.А., Саркисова Л.М. Снижение извлечения флотоактивных силикатов в коллективный концентрат при флотации мало-сульфидной платинометалльной руды // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2019. – № 5. – С. 200-208. DOI: 10.25018/0236-1493-2019-05-0-200-208.
4. Mierczynska-Vasilev A, Ralston J. and. Beattie D.A. Adsorption of Modified Dextrins on Talc: Effect of Surface Coverage and Hydration Water on Hydrophobicity Reduction/ Langmuir 2008, 24 (12). – P. 6121-6127.

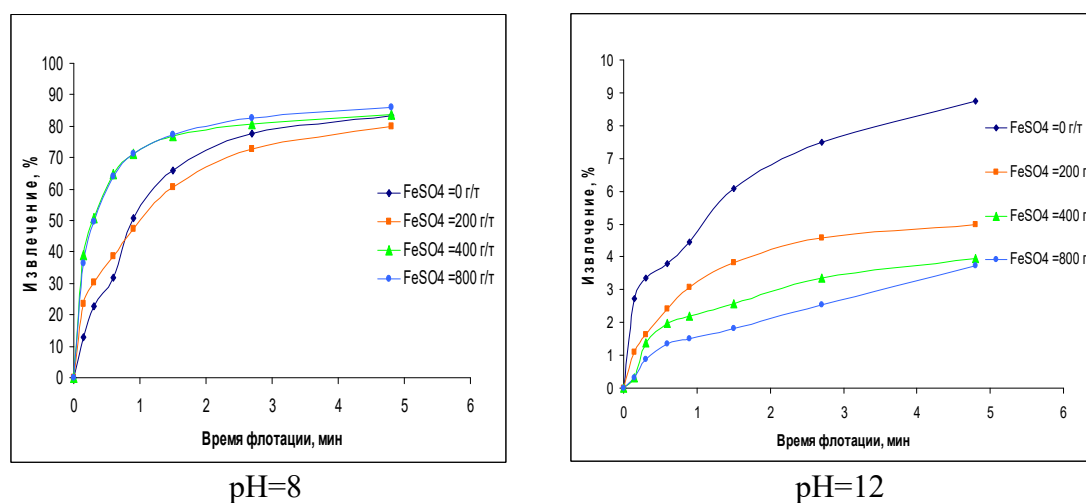
## ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ СУЛЬФАТА ЖЕЛЕЗА И СЕРНИСТОГО НАТРИЯ НА КИНЕТИКУ ФЛОТАЦИИ СФАЛЕРИТА

Горячев Б. Е., Николаев А. А., Чжо Зай Яа

ФГАОУ ВО Национальный исследовательский технологический университет  
«МИСиС», г. Москва, Россия

В работе проведены исследования кинетики флотации сфалерита флотационной крупности при использовании сульфата железа (II) и сернистого натрия. Пенную флотацию проводили в лабораторной флотационной машине механического типа ФЛ-189 с объемом камеры 100 см<sup>3</sup>. Флотацию проводили в щелочной среде (рН = 8-12), для создания которой использовали известь, с порционным съемом пенного продукта за разные промежутки времени. Собиратель – бутиловый ксантогенат калия, а пенообразователь – метил изобутил карбинол. Расход сульфата железа (II) и сернистого натрия составлял 200-800 г/т.

На рисунке 1 показана кинетика флотации сфалерита при использовании сульфата железа (II).



**Рисунок 1 – Кинетика флотации сфалерита в присутствии сульфата железа (II)**

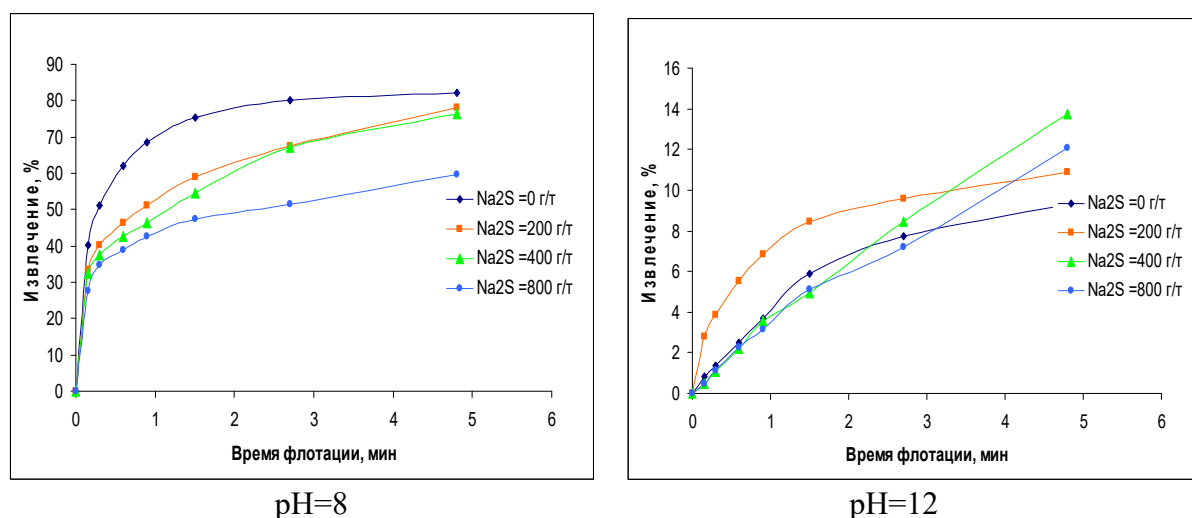
Результаты флотации показали, что в слабощелочной среде флотирuemость сфалерита слабо зависела от присутствия в жидкой фазе железного купороса. Так, извлечение сфалерита в пенный продукт в отсутствие сульфата железа составило 83,32 %, а при его добавлении находилось в диапазоне 79,9-86,0 %.

Анализ кинетических кривых показал, что в слабощелочной среде при высоких расходах сульфата железа извлечение минерала в пенный продукт

повышалось значительно в первые две минуты по сравнению с его флотацией только собирателем или при малых расходах сульфата железа.

В сильнощелочной среде наблюдалась депрессия флотации сфалерита при его флотации только собирателем или в присутствии сульфата железа. При этом, присутствие сульфата железа еще больше подавляло флотацию сфалерита, о чем свидетельствует его низкое извлечение в пенный продукт 3,7-5,0 %.

На рисунке 2 показана кинетика флотации сфалерита в присутствии сернистого натрия.



**Рисунок 2 – Кинетика флотации сфалерита в присутствии сернистого натрия**

Кинетика флотации сфалерита в присутствии сернистого натрия показала, что в слабощелочной среде в отсутствие сернистого натрия наблюдалась высокая флотоактивность сфалерита, о чем свидетельствует его высокое извлечение в первые минуты флотации. Добавление сернистого натрия в жидкую фазу пульпы приводило не только к снижению суммарного извлечения сфалерита в пенный продукт, но и меняло вид кинетических кривых, значительно снижая интенсивность флотации в первые минуты. При максимальном расходе сернистого натрия в опыте суммарное извлечение сфалерита снизилось на 22 %.

В сильнощелочной среде происходила депрессия флотации сфалерита, при этом суммарное извлечение минерала не превышало 14%, а вид кинетических кривых свидетельствует о низкой интенсивности флотации в течение всего времени флотации.

Таким образом, в слабощелочной среде высокие расходы сульфата железа могут приводить к активации, а в сильнощелочной к депрессии флотации сфалерита. При активации сфалерита наблюдалось изменение вида кинетических кривых, свидетельствующих о повышении интенсивности флотации минерала в первые минуты флотации. Действие сульфида натрия

проявилось в снижении флотации сфалерита в слабощелочной среде и депрессией флотации в сильнощелочной, при этом интенсивность флотации сфалерита снижалась.

УДК 622.7

## ИССЛЕДОВАНИЕ СОВМЕСТНОГО ДЕЙСТВИЯ СУЛЬФАТА ЖЕЛЕЗА И СЕРНИСТОГО НАТРИЯ НА КИНЕТИКУ ФЛОТАЦИИ СФАЛЕРИТА

Горячев Б.Е., Николаев А.А., Чжо Зай Я

ФГАОУ ВО Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва, Россия

В работе проведены исследования кинетики флотации сфалерита флотационной крупности при совместном использовании сульфата железа (II) и сернистого натрия. Пенную флотацию проводили в лабораторной флотационной машине механического типа ФЛ-189 с объемом камеры 100 см<sup>3</sup>. Флотацию проводили в щелочной среде (pH = 8-12), для создания которой использовали известь, с порционным съемом пенного продукта за разные промежутки времени. Собиратель – бутиловый ксантогенат калия, а пенообразователь – метил изобутил карбинол. Для изучения совместного действия сульфата железа (II) и сернистого натрия на флотацию сфалерита в пульпу добавляли рабочие растворы сульфата железа (II) и сернистого натрия при их расходах 200-800 г/т.

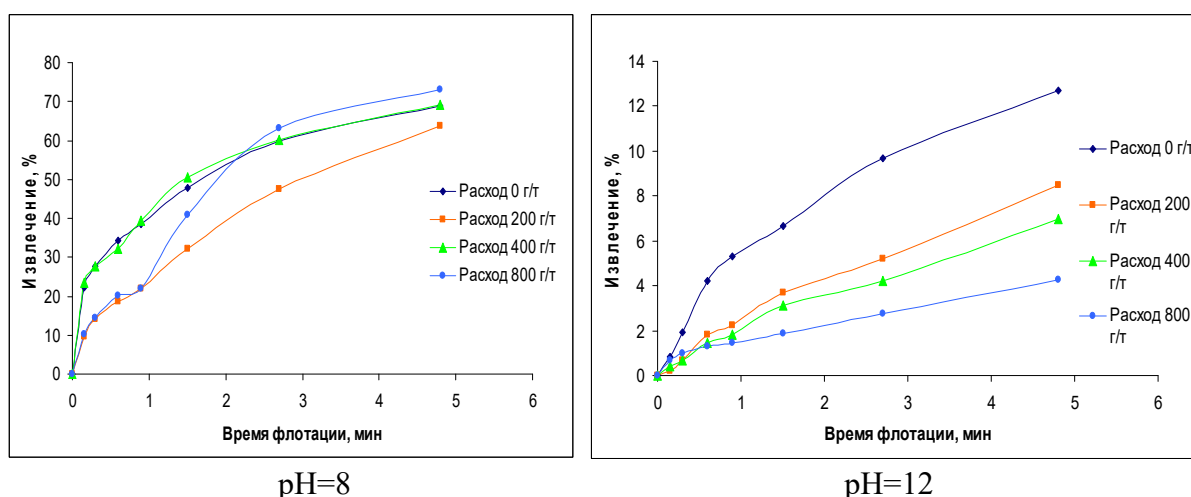


Рисунок 1 – Кинетика флотации сфалерита при совместном действии сульфата железа и сернистого натрия

В слабощелочной среде совместное действие сульфата железа и сернистого натрия слабо влияло на суммарное извлечение сфалерита в пенный продукт, которое находилось в диапазоне 64,0-73,0 %, при этом кинетика

флотации имела вид с тенденцией ее выполаживания с первых минут, что свидетельствует о низкой интенсивности флотации, а также о постоянной скорости флотации в течение процесса.

В сильнощелочной среде происходила депрессия флотации сфалерита, а вид кинетических кривых становился прямолинейным, что свидетельствует о низкой и постоянной скорости процесса флотации при совместном использовании сульфата железа и сернистого натрия в щелочной среде.

Изучение совместного действия сульфата железа и сернистого натрия на флотацию сфалерита будет продолжено в дальнейших исследованиях.

УДК 622.75

## **ТЕХНОЛОГИЯ ДЛЯ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО РАЗДЕЛЕНИЯ И РАЗУПРОЧНЕНИЯ БЕДНОЙ СУЛЬФИДНОЙ РУДЫ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ РЕНТГЕНОРАДИОМЕТРИЧЕСКОГО И ЭЛЕКТРОИНДУКЦИОННОГО СЕПАРАТОРОВ**

**Афанасьев А. И., Потапов В. Я., Морозов Ю. П., Потапов В. В.,  
Стожков Д. С., Чиркова А. А.**

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

Экономическая эффективность работы горно-обогажительного производства тесно связана с разработкой и совершенствованием оборудования для подготовки горной массы к обогащению, т.е. предварительному обогащению. Это может быть реализовано комбинированной технологией предварительного разделения руд, включающей несколько различных аппаратов [1-4].

Забалансовые медно-цинковые руды Южного Урала содержат большое количество практически полностью пустой породы, которая в первую очередь должна быть удалена в хвосты.

В настоящее время, в связи с ростом объемов переработки бедных руд, существенно повышаются энергозатраты и ухудшаются экономические показатели горно-обогажительных предприятий [1-4]. Для решения этой проблемы необходимо совершенствование технологических процессов и конструкции оборудования. В УГГУ были проведены исследования по обоснованию параметров оборудования для переработки забалансовых медно-цинковых руд Южного и Среднего Урала с содержанием меди до 0,6 % [5-6].

Указанные руды характеризуются весьма низкими содержаниями меди и цинка. В основном состоят из пустой породы с редкой вкрапленностью сульфидов, иногда встречаются сплошные куски пирита. Рудные минералы составляют около 5 %, главным образом представлены пиритом,

незначительными скоплениями халькопирита и сфалерита. Из нерудных минералов наиболее распространены хлорит, амфибол, кварц, полевой шпат, серицит.

Исследования проводили на пробах крупностью -50+25 мм. Для расчета показателей контрастности измеряли массу куска и содержание в нем полезных компонентов. Высокое значение показателей контрастности (табл. 1) указывало на потенциально легкую обогатимость руд в кусковом виде [5-7].

Задачей исследований являлась разработка способа идентификации кусков, содержащих сульфиды и механизма удаления в хвосты пустой породы. Решение этой задачи обеспечит существенное снижение объемов перерабатываемой горной массы, уменьшение энергозатрат на дробление и измельчение [1-4].

**Таблица 1 – Значения показателей контрастности металлов, класса - 50 +25 мм**

Проба	Показатель контрастности, о.е.		
	Меди	Цинка	Серы
Первая	1,25	1,16	0,80
Вторая	1,52	1,37	0,96

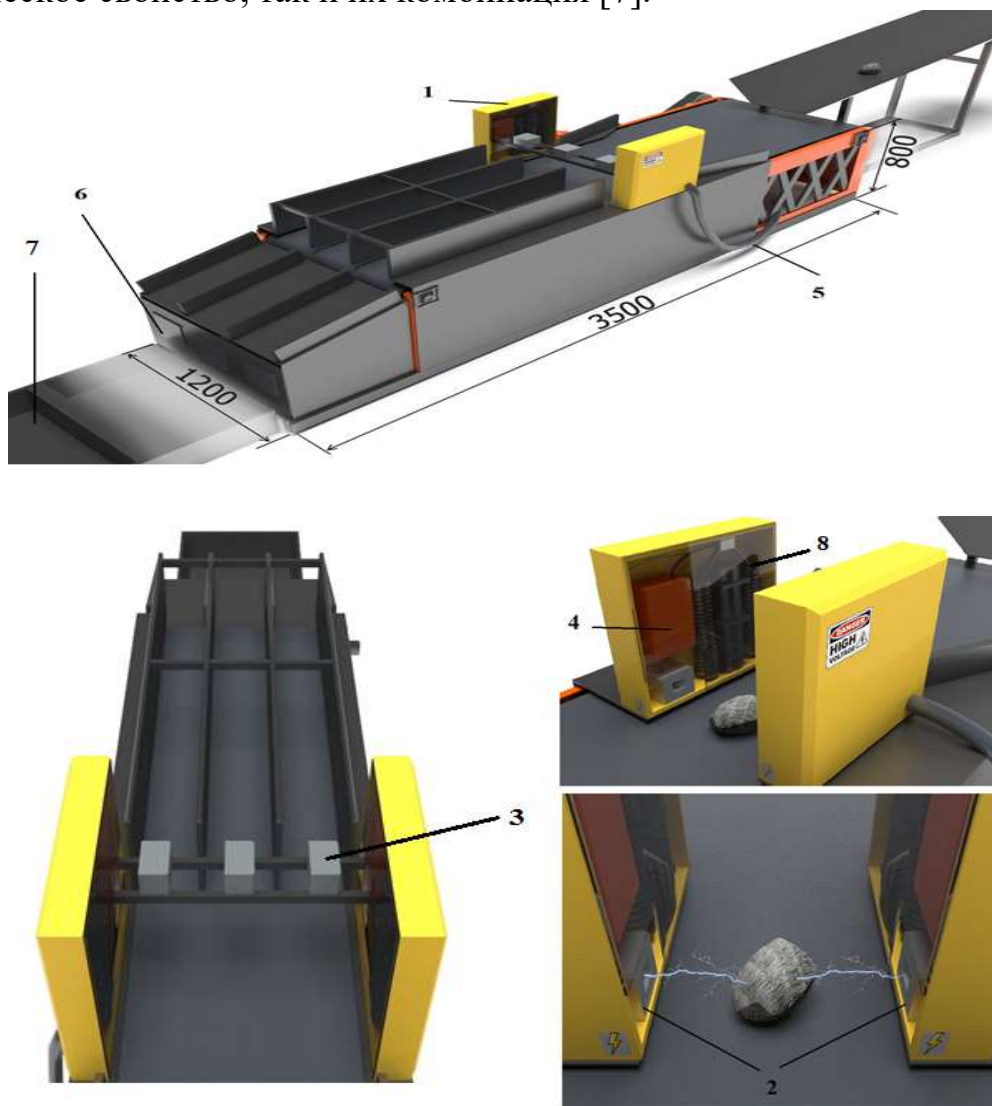
В данной работе рассматриваются результаты исследований возможности предварительной концентрации забалансовых медных руд, электроиндукционным и рентгенорадиометрическими методами, на основе кускового анализа содержаний полезных компонентов и определения физических свойств проб [1-13].

Одним их эффективных признаков предварительной сортировки бедных сульфидных руд является электропроводность [1-13]. В результате экспериментов установлено, что необходимое напряжение пробоя куска зависит не только от содержания сульфидов, но и его размеров, что подтверждают сведения, приведенные в работе [13]. Получено уравнение, которое позволяет определить величину максимального напряжения, необходимого для пробоя кусков крупностью +20-80 мм бедной руды с различным содержанием сульфидов. При содержании сульфидов в кусках породы меньше 0,1, она становится практически изолятором, что позволяет удалять из исходного материала практически всю пустую породу. Установлено, что электрообработка бедной медно-цинковой руды приводит к существенному возрастанию при измельчении выхода мелких классов, в которых, как правило, находятся сульфиды. В частности, выход класса -0,15 мм возрос на 18,4 % при сокращении выхода класса +5мм на 28,3 %.

На основании исследований установлено, что удельная проводимость позволяет разработать сепаратор для бедных сульфидных руд с одновременным разупрочнением кусков, содержащих полезные компоненты, что в

дальнейшем уменьшит энергоемкость дробления-измельчения. Конструкция сепаратора, который использовался в технологии для сортировки хвостов электроиндукционным методом (ЭИМ) представлена на (рис. 1) [13].

Примененный для предварительной концентрации руд рентгенорадиометрический метод основан на возбуждении атомов анализируемых элементов с помощью первичного рентгеновского или гамма-излучения и последующей регистрации специальной ядернофизической аппаратурой вторичного характеристического излучения элементов. При рентгенорадиометрической сепарации разделительным признаком может быть как отдельное физическое свойство, так и их комбинация [7].



**Рисунок 1 – Разработанный электроиндукционный сепаратор для бедных сульфидных руд с одновременным разупрочнением кусков, содержащих полезные компоненты:**

1 – электроиндукционная камера; 2 – электроды; 3 – фотоэлементы; 4 – источник питания фотоэлементов; 5 – высоковольтный источник питания; 6 – исполнительный механизм; 7 – приемники продуктов разделения, 8 – генератор импульсов



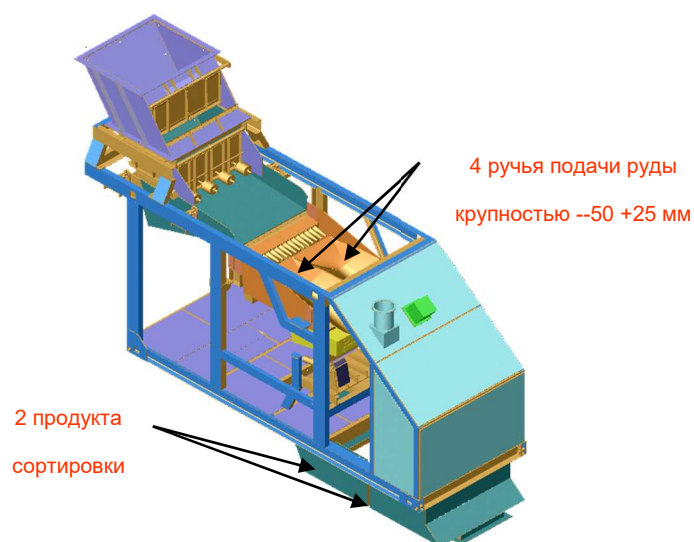
Для исследуемой руды за признак разделения принимали отношение интенсивности вторичного характеристического рентгеновского излучения анализируемых элементов к рассеянному излучению источника.

На основании данных расчета разделительного признака и путем имитации процесса сортировки при различных граничных значениях разделительного признака (в предположении идеальной сепарационной характеристики) определяли теоретические показатели предварительной концентрации с учетом ограничений на потери меди с отвальными хвостами (табл. 2).

Испытания рентгенометрического метода разделения забалансовой руды проводили на макете четырехканального сепаратора РРС-50 на предприятии ЗАО «НПК «Техноген» (рис. 2).

**Таблица 2 – Теоретические показатели предварительной концентрации забалансовой руды рентгенометрическим методом, %**

Проба	Признак разделения	Выход хвостов к сортируемому классу	Содержание меди	
			в хвостах	в концентрате
Первая	$I_{Cu}$	55,42	0,06	0,31
	$I_{Zn}$	65,61	0,05	0,39
	$I_{Cu+Zn}$	66,00	0,06	0,53
	$I_{Cu+Zn+Fe}$	41,60	0,08	0,23
Вторая	$I_{Cu}$	86,50	0,10	2,80
	$I_{Cu+Zn}$	88,90	0,11	3,36
	$I_{Cu+Zn+Fe}$	79,00	0,12	1,78



**Рисунок 2 – Сепаратор рентгенометрический СРФ 4-50**

### ТЕХНИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА СЕПАРАТОРА

Производительность	12-15 т/ч
Крупность сортируемого материала	-50+25 мм
Источник первичного рентгеновского излучения	Рентгеновская трубка 5 БХВ-6 с вольфрамовым анодом
Напряжение на аноде рентгеновской трубки	25 кВ
Напряжение питания счетчика СИ—И—Р-3	1400 В
Тип исполнительного устройства	Электропневматический
Расход воздуха	50 м <sup>3</sup> /т
Быстродействие исполнительного устройства	35 Гц
Надежность отбора кусков крупностью - 50+25 мм	Не менее 95 %
Аналитический параметр	Спектральное отношение вторичного характеристического рентгеновского излучения контролируемых элементов (7,4—10,2 кэВ) к рассеянному рентгеновскому излучению источника (20—25 кэВ).

Перед сепарацией сортируемый класс - 50+25 мм отделяли (промывкой) от шламов.

Рентгенорадиометрическая сепарация включала последовательное выделение фракций проб при различных значениях порога разделения. Результаты испытаний (табл. 1) показали, что рентгенорадиометрической сепарацией (РРС) можно удалить 75 % хвостов (по отношению к сортируемому классу) с отвальным содержанием меди 0,18 %. Хвосты после разделения рентгенорадиометрическим методом подвергались повторной сепарации электроиндукционным методом (ЭИМ) с помощью резисторного датчика на сепараторе (см. рис. 1)

В таблице 3 показатели разделения представлены в виде концентрата ЭИМ.

**Таблица 3 – Результаты сепарации забалансовой медной руды на рентгенорадиометрическом сепараторе**

Продукт	Выход		Содержание			Извлечение		
	к классу, %	к руде, %	Меди, %	Цинка, %	Серы, %	Меди, %	Цинка, %	Серы, %
Концентрат РРС	11,99	8,39	1,57	0,96	11,14	32,80	38,47	13,78
Концентрат ЭИМ	13,01	9,11	0,41	0,13	7,94	9,31	5,66	10,66
Хвосты сепарации	75,00	52,50	0,18	0,08	5,27	23,53	20,05	40,80
Итого: класс -50+25 мм	100,00	77,00	0,38	0,19	6,32	65,64	64,18	65,24

Анализ результатов разделения забалансовых медных руд (табл.3) свидетельствует о том, что применение технологии, предусматривающей предварительную концентрацию рентгенорадиометрическим методом, позволит получать кондиционный медный концентрат с высоким сквозным извлечением меди; содержание меди и цинка в хвостах предварительного обогащения не превышает содержания этих металлов в хвостах флотации.

#### *Список литературы*

1. Ревнивцев В.И. Современные направления совершенствования развития рудоподготовки. - Совершенствование рудоподготовки, Ленинград, 1980, с. 3-7.
2. Ревнивцев В.И., Гапонов Г.В., Загорский ЛГ1. и др. Селективное разрушение минералов. - М.: Недра, 1988, 256 с.
3. Чантурия В, А. Перспективы устойчивого развития горно - перерабатывающей индустрии России. Москва, Горный журнал, №2,2007, стр. 2-9
4. Ананьев П.П., Гончаров С.А. и др. Тангаев И.А. Энергоемкость процессов добычи и переработки полезных ископаемых. - М.: Недра, 1986. - 231 с.
5. Цыпин Е. Ф., Потапов В. Я., Троп В. А. Прогноз радиометрической обогатимости медно-цинковых руд на основе априорной информации// Изв. вузов. Горный журнал. - 1990. - №. - С. 110 - 115.
6. Обоснование информативности признаков для подготовки медно-цинковых руд к разделению / В. Я. Потапов, А. И. Афанасьев, В. В. Потапов, Д. С. Стожков, В. А. Троп // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2019. № 5. (специальный выпуск 9). - С. 55-63.
7. Мокроусов В. А., Лилеев В. А. Радиометрическое обогащение нерадиоактивных руд. – М.: Недра, 1979. – 192 с.
8. Ржевский В.В., Новик Г.Я. Основы физики горных пород. М.: Недра, 1978. С.359.
9. Ржевский В.В., Протасов Ю.И. Электрическое разрушения горных пород. М.: Недра.1972. 205 с.
10. Емелин М.А., Морозов В.Н., Новиков Н.П. Новые методы разрушения горных пород: Учебное пособие для Вузов. М.: Недра, 1990, 240с.
11. Новик Г.Я., Зильбершмидт М.Г. Управление свойствами горных пород в процессах горного производства. М.: Недра, 1994, 224с.
12. Дмитриев А.П., Зильбершмидт М.Г. Физические принципы управления технологическими параметрами горных пород. М.: МГГУ, 1989, 94с.
13. Основные факторы, определяющие параметры оборудования для сортировки бедных сульфидных руд / А. И. Афанасьев, Д. С. Стожков, В. Я. Потапов, В. В. Потапов // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2017. № 10. С. 30-35.

## **КОРРЕКТИРОВКА ТОВАРНОГО БАЛАНСА ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ**

**Комлев А. С.**

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

Товарный баланс представляет собой технологический отчет о работе обогатительной фабрики за месяц. Товарный баланс содержит сведения о поступлении на обогатительную фабрику руды, об отгрузке товарных концентратов и о выпуске отвальных хвостов, а также о накоплении руды и концентратов на складах и в емкостях [1, 2, 3].

На обогатительной фабрике составляется ежемесячный товарный баланс по извлекаемым ценным компонентам, который формируется на основе справок о поступлении руды и отгрузке товарных концентратов, а также технологического баланса обогатительной фабрики и определения масс ценного компонента в бункерах руды, сгустителях и складах на начало и конец отчетного месяца [3].

На обогатительной фабрике составляется посменно технологический баланс с накоплением масс извлекаемых ценных компонентов нарастающим итогом с получением итоговых за месяц масс ценных компонентов в руде, концентратах и отвальных хвостах [4].

При условии расчета в технологическом балансе накопленных масс ценных компонентов во всех входящих и выходящих продуктах, имеется возможность составления полного товарного баланса с расчетом фактических невязок по всем извлекаемым ценным компонентам.

Исходными данными для составления товарного баланса являются величины, полученные по результатам прямых измерений и опробования:

- массы продуктов обогащения;
- массовые доли ценных компонентов в продуктах обогащения;
- влажность продуктов обогащения.

На первый взгляд, очевидным является тот факт, что для обогатительной фабрики масса ценного компонента в поступившей на переработку руде должна равняться массе ценного компонента в продуктах обогащения [3, 5, 6]. Тем не менее, на практике такое равенство является практически недостижимым. Причиной являются погрешности определения указанных выше величин [1, 2, 3, 5, 6, 7, 8, 9]. В результате масса поступающего на обогатительную фабрику ценного компонента с рудой не будет равна массе ценного компонента, выходящего с товарными концентратами и отвальными хвостами. Разность масс ценного компонента в поступающей руде и выходящих продуктах носит название невязки товарного баланса [2, 3, 6]. Невязка

товарного баланса рассчитывается с учетом остатков продуктов в фактических и условных емкостях обогатительной фабрики – в бункерах, в сгустителях, на складах.

Основные правила составления товарного баланса устанавливаются двумя действующими нормативными документами [1, 2]:

- ПБ 07-601-03. «Правила охраны недр» (с изменениями от 30 июня 2009 г., утверждены 06.06.2003 г.);

- «Типовая инструкция по составлению товарного баланса металлов на обогатительных фабриках Министерства цветной металлургии СССР» (введена в действие в 1968 г.).

Как правило, товарный баланс составляется по результатам работы обогатительной фабрики за один календарный месяц [3, 6].

Следует отметить, что товарный баланс является внутренним документом обогатительной фабрики, никак не связанным с поставщиками сырья и потребителями товарной продукции. По этой причине в товарный баланс не следует включать результаты измерения массы и опробования сырья и товарной продукции у поставщиков и потребителей. Сведения, связанные с определениями масс, массовых долей и влажности соответствующих продуктов поставщиками и потребителями следует вносить и использовать в документах, не имеющих отношения к товарному балансу обогатительной фабрики и влияния на его показатели. В таких документах допускаются изменения по результатам опробования и измерений масс у поставщиков и потребителей. Но такой составленный баланс не должен быть основанием для исправления товарного баланса обогатительной фабрики. Это необходимо потому, что товарный баланс в его правильном, независимом исполнении позволяет оценить состояние работы обогатительной фабрики и качество опробования продуктов обогащения непосредственно по результатам работы самой обогатительной фабрики [3, 6, 9, 10, 11, 12, 13]. При этом бессмысленно с помощью поправок или корректировок пытаться достичь какого-либо «компромиссного» товарного баланса, так как такой товарный баланс теряет свой технологический смысл, как показатель состояния технологии обогащения и показатель качества опробования.

По состоянию на сегодняшний день на обогатительных фабриках товарный баланс зачастую составляется с отступлениями от требований указанных нормативных документов, или с прямыми их нарушениями [2, 3, 6, 7, 13]. Одной из причин указанных отступлений (нарушений) являются сложившиеся современные финансово-экономические условия, в которых ведут деятельность горно-обогатительные предприятия [13, 14, 15]. Согласно этим условиям, в частности, обязательным является закрытие финансовой отчетности с балансом товарно-денежных потоков, сведенным к нулю. Такой подход, оправданный с экономической точки зрения для предприятия в целом, как для пользователя недр, не учитывает особенностей независимого

товарного баланса обогатительной фабрики, обусловленных погрешностями результата опробования. В сложившихся условиях товарный баланс вынужденно корректируется до приемлемых значений невязки, установленных ПБ 07-601-03 на уровне 2 – 3 % [1, 3]. В некоторых случаях алгоритм составления товарного баланса автоматически предусматривает получение нулевой невязки, что делает такой баланс неинформативным. Также существует множество допущений и упрощенных подходов к составлению товарного баланса, которые исключают существующие индивидуальные особенности и очевидные недостатки системы опробования обогатительной фабрики [1, 3, 6, 9, 16, 17, 18, 19]. Некоторые примеры нарушения требований нормативных документов при составлении товарных балансов перечислены ниже:

- корректировка массы ценного компонента в отгруженных товарных концентратах по результатам опробования у потребителя;
- использование для товарного баланса массы переработанной руды, без учета массы руды, которая поставлена на обогатительную фабрику, но не направлена в переработку на момент составления товарного баланса;
- корректировка результатов взвешивания продукта на весах по результатам взвешивания этого же продукта на других весах (например, у потребителя товарного концентрата);
- определение массы ценного компонента в отвальных хвостах путем вычитания массы ценного компонента в товарных концентратах из массы ценного компонента в исходной руде;
- использование в товарном балансе результатов опробования технологических хвостов обогатительной фабрики вместо результата опробования общих отвальных хвостов;
- определение массы продукта в емкости (в бункере или на складе) по разнице накопленных показаний весов на входе и выходе емкости;
- корректировка массы ценного компонента в продуктах в пределах погрешности аттестованной методики измерений данного компонента;
- определение массы ценного компонента в отвальных хвостах на основании анализа накопленной пробы за декаду или за месяц.

Перечисленные нарушения могут приводить к систематическим погрешностям определения величины невязки товарного баланса [3, 6, 16, 18].

Часть перечисленных пунктов не имеют характера прямых нарушений требований, но заключают в себе основу для значимого изменения показателей работы обогатительной фабрики. Это происходит за счет высоких случайных и вероятных систематических погрешностей расчетных величин [3, 13, 16]. В результате на многих обогатительных фабриках товарный баланс, как технологический отчетный документ обогатительного передела, приобретает исключительно формальный характер и зачастую составляется финансово-экономическими службами предприятия. Само название товар-

ного баланса также может быть иным: «Баланс металлов», «Справка о движении продуктов по обогательному производству», «Отчет о переработке и отгрузке» и т. п. Такой товарный баланс не позволяет выполнять объективную оценку функционирования системы опробования и технологии обогащения. Истинные значения невязок по извлекаемым ценным компонентам в существующих товарных балансах, как правило, отсутствуют по причине их целенаправленного приведения к нулевому значению.

В связи с изложенным возможно рекомендовать выполнение следующих мероприятий, направленных на повышение технологической информативности товарного баланса и исключение систематической погрешности невязки:

- отказ от выполнения расчета масс по разности поступивших и вышедших продуктов;
- исключение каких-либо искусственных корректировок измеренных на обогатительной фабрике величин;
- исключение любых изменений в исходных документах товарного баланса, а также в самом товарном балансе, связанных с результатами приема партий товарных концентратов потребителями и результатами определения показателей по отгрузке со стороны поставщиков руды;
- составление товарного баланса на 01 число каждого календарного месяца по сведенным и закрытым на 01 число первичным документам;
- составление товарного баланса в форме отдельного документа с приложением всех первичных справок и актов, содержащих измеренные на обогатительной фабрике величины, с расчетом невязок по всем извлекаемым ценным компонентам;
- выполнение корректировки массы ценных компонентов в руде или отвальных хвостах только после расчета невязок в соответствии с требованиями ПБ 07-601-03, после чего возможно будет предоставлять скорректированные сведения для составления общего баланса ценных компонентов по предприятию;
- поступление на обогатительную фабрику руды и отгрузка товарных концентратов фиксировать отдельными документами, прилагаемыми к товарному балансу, при этом корректировка данных документов является недопустимой;
- порядок согласования величины массовых долей ценных компонентов и масс ценных компонентов между поставщиками руды, обогатительной фабрикой и потребителями товарных концентратов должен устанавливаться договором поставки (соглашением о поставке), а также иными документами, на основании которых выполняются финансовые расчеты (например, списание потеряннго после отгрузки товарного концентрата);

- для учета ненормативных потерь в невязке товарного баланса выполнять опробование общих отвальных хвостов обогатительной фабрики;

- определение массы ценных компонентов в отвальных хвостах через сухую массу отвальных хвостов и средневзвешенное значение массовой доли ценного компонента в отвальных хвостах, определенное посменным накопленным итогом в технологическом балансе обогатительной фабрики.

Корректировку товарного баланса следует проводить только по невязкам в соответствии с требованиями ПБ 07-601-03 [1]:

1. Избыток ценного компонента (положительная невязка до 2-3 %) относится целиком на повышение его массовой доли в руде.

2. Недостаток ценного компонента (отрицательная невязка до 2-3 %), относится пропорционально его массам на снижение массовой доли в руде и на повышение массовой доли в отвальных хвостах.

3. Корректировка товарных балансов за месяц по сведениям потребителей товарных концентратов не предусмотрена.

4. Исключить корректировку массы ценных компонентов в продуктах в пределах погрешностей методики измерения этого компонента (в таком случае накопленные значения массы за месяц, характеризующиеся сравнительно невысокой случайной погрешностью определения, корректируются в пределах значительно большей по величине погрешности за смену).

Аналогичные требования содержатся в Типовой инструкции по составлению товарного баланса металлов на обогатительных фабриках Министерства цветной металлургии СССР. В указанной Типовой инструкции предел невязки, допускающий корректировку, ограничен величиной  $\pm 2\%$ . При превышении такого предела и сохранении знака невязки в течение трех месяцев подряд и более для выявления причин ее возникновения и поиска путей устранения должна быть создана специальная комиссия. Руководствуясь действующими документами, товарный баланс обогатительной фабрики корректируется в пределах невязки при превышении ее установленного предела, при этом должна быть выяснена причина превышения. Таким образом, предписанная Типовой инструкцией корректировка масс и массовых долей ценных компонентов не имеет практической ценности, так как сводится по большей части только к изменению массовой доли в руде (изменение в отвальных хвостах незначительно), концентраты по массовой доле не корректируются, также не корректируются и массы ценного компонента в емкостях (эти массы могут быть определены со значительными погрешностями нескольких видов).

Отрицательная невязка может быть вызвана потерями концентрата или неучтенными механическими потерями, некачественным опробованием емкостей, а уменьшать, несмотря ни на что, приходится массовую долю в руде.



Положительная невязка, как принято считать, может появиться только случайным образом [3, 5, 6]. Тем не менее, существует достаточно причин ее неслучайного появления: недостоверный учет ценного компонента в емкостях (особенно, если масса продукта в емкостях определяется по разности показаний весов), переработка неучтенного сырья или хвостов, а также специфические погрешности опробования (вероятная систематическая и методическая), не учтенные указанными действующими нормативными документами [10, 11, 13]. В Правилах и Типовой инструкции такие отдельные позиции неслучайного появления положительной невязки не учтены: специфические погрешности опробования и измерений массы на момент составления указанных документов изучены в достаточной степени не были.

Отсюда можно сделать вывод, что корректировка массовой доли ценного компонента и массы продуктов возможна, но не должна быть обязательной вне зависимости от величины невязки. Фактически, в Типовой инструкции присутствует подтверждение данного тезиса – при превышении величины невязки  $\pm 2\%$  следует выяснять причины превышения и устранять их, а не просто соглашаться с величиной невязки и выполнять корректировку.

Важно, что корректируется не товарный баланс и не сама величина невязки, а только массы ценного компонента в руде и отвальных хвостах с целью общей отчетности о работе предприятия, включая взаимодействие с поставщиками и потребителями. Корректировка составленного товарного баланса и величины невязки приводит к дополнительному неверному пониманию показателей процесса обогащения и качества выполнения опробования. Дополнительно может сложиться ситуация, когда необнаруженные случайные потери руды или товарного концентрата напрямую в худшую сторону исказят существующие приемлемые показатели работы обогатительной фабрики.

На основании изложенного можно сделать следующие основные выводы:

1. Рекомендованный к составлению товарный баланс обогатительной фабрики следует выполнять в форме отдельного документа, включающего сводные сведения за месяц о приеме руды, отгрузке товарных концентратов, выпуске отвальных хвостов, а также справки об опробовании продуктов в бункерах руды, в сгустителях и на складах товарных концентратов. Товарный баланс составляется только по измеряемым на обогатительной фабрике показателям.

2. Учет и согласование расхождений с поставщиками руды и потребителями товарных концентратов по массам ценных компонентов должны отражаться в отдельных документах и учитываться в финансовой документации предприятия. Бухгалтерский учет ценных компонентов в руде и товарной продукции не может являться основанием для исправления товарного баланса обогатительной фабрики.

3. Предписанная нормативными документами корректировка масс и массовых долей ценных компонентов может не иметь практической ценности, так как она напрямую изменяет массовые доли ценных компонентов в руде и отвальных хвостах, при этом не устраняя причины, по которым невязка приобрела имеющуюся величину.

4. Корректировка массовой доли ценных компонентов и масс продуктов в общем балансе ценных компонентов по предприятию возможна, но не должна быть обязательной вне зависимости от величины невязки. Предпочтение нужно отдавать анализу причин появления большой величины невязки или ее постоянного знака, и устранению указанных причин.

#### *Список литературы*

1. ПБ 07-601-03. Правила охраны недр (с изменениями от 30 июня 2009 г.). Утверждены 06.06.2003 г.
2. Типовая инструкция по составлению товарного баланса металлов на обогатительных фабриках Министерства цветной металлургии СССР. 1968 г.
3. Козин В. З. Товарный баланс обогатительных фабрик: научная монография. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2014. – 133 с.
4. Козин В. З. Технологический баланс обогатительных фабрик. Научная монография. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2017. 150 с.
5. Локонов М. Ф. Опробование на обогатительных фабриках. – М.: Госгортехиздат, 1961. – 276 с.
6. Карпенко Н. В. К оцениванию невязки и корректировке товарного баланса металлов на обогатительных фабриках // Обогащение руд. 1992. № 1. С. 13 – 20.
7. Pitard F. Correct sampling systems and statistical tools for metallurgical processes // XXVII International Mineral Processing Congress. Santiago, Chile, 2014. Chap. 15. P. 1.
8. Козин В. З., Комлев А. С. Экспериментальное определение случайных погрешностей опробования на обогатительных фабриках // Обогащение руд. 2017, № 2, С. 44-48.
9. Крылов Г. В. Упрощение обработки разведочных проб. Материалы совещания 5-7 октября 1960 г. Вопросы методики опробования рудных месторождений при разведке и эксплуатации. – М.: Госгеолтехиздат, 1962. – С. 27 – 35.
10. ГОСТ 14180-80. Руды и концентраты цветных металлов. Методы отбора и подготовки проб для химического анализа и определения влаги. М.: Издательство стандартов. – 27 с.
11. ОСТ 48-276–86. Руды и концентраты цветных металлов с попутным содержанием благородных металлов. Отбор и подготовка проб для определения содержания благородных металлов и влаги.
12. Типовые методические указания по определению, учету, экономической оценке и нормированию потерь твердых полезных ископаемых и содержащихся в них компонентов при переработке минерального сырья. М.: Отраслевой стандарт СССР. – 97 с.

13. Комлев А. С. Комбинированный способ отбора и сокращения проб минеральных продуктов: научная монография. – ООО «Таилс КО», Екатеринбург: Изд-во «Форт Диалог-Исеть», 2020. 216 с.
14. Уткина С. И. Экономика горного предприятия. Учебное пособие для вузов. – М.: МГГУ, 2003. – 262 с.
15. Остапенко П. Е., Остапенко С. П. Оценка качества минерального сырья. – М.: Недра, 2002. – 157 с.
16. Козин В. З., Комлев А. С. Ураганные пробы и их учет // Обогащение руд. 2015. № 4. С. 39 – 43.
17. Козин В. З. О погрешностях измерения масс, массовых долей и масс ценных компонентов на обогатительных фабриках // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: Материалы XXI Международной научно-технической конференции. Екатеринбург: Изд-во «Форт Диалог-Исеть», 2016. С. 3 – 6.
18. ГОСТ 12166-66. Руды цветных металлов. Нормы точности определения массы.
19. Крылов Г. В. Упрощение обработки разведочных проб. Материалы совещания 5-7 октября 1960 г. Вопросы методики опробования рудных месторождений при разведке и эксплуатации. – М.: Госгеолтехиздат, 1962. – С. 27 – 35.

УДК 622.7

## **ВЛИЯНИЕ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ОБОГАЩЕНИЯ РЕНТГЕНРАДИОМЕТРИЧЕСКИМ МЕТОДОМ НА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ ФЛОТАЦИИ РУДЫ НОВО-ШЕМУРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ**

**Зиятдинов С. В.<sup>1</sup>, Овчинникова Т. Ю.<sup>2</sup>, Задорин В. С.<sup>2</sup>**

<sup>1</sup>ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия

<sup>2</sup>ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,  
г. Екатеринбург, Россия

В последние годы заметна тенденция снижения качества руд, поступающих на обогащение, при этом наблюдается рост энергозатрат, в связи с чем прослеживается потребность в изменении подходов к организации горно-обогатительного производства. Повышение качества руд можно ожидать от совершенствования технологий обогащения, а именно, переноса ряда обогатительных операций в стадии рудоподготовки путём внедрения предварительной концентрации [1, 2, 3].

Совершенствование технологий обогащения часто осуществляется с помощью информационных методов обогащения. Их специфика обуславливает дополнительные возможности в распространении новых принципов построения технологий обогащения для различных видов руд, рост технологической и экономической эффективности обогащения, снижение себестоимости переработки сырья и уменьшение негативного воздействия на окружающую среду при хранении хвостов. Поскольку обогащение в стадиях рудо-

подготовки производится чаще в крупности, не обеспечивающей значительного раскрытия минеральных фаз, особое внимание при разработке технологий должно отводиться изучению обогатимости сырья для данных условий. При этом также требуется оценка технологических, экономических и экологических последствий применения предварительного обогащения, в том числе с учётом влияния на последующее глубокое обогащение. Многообразие применяемых в стадиях рудоподготовки методов, оборудования и технологических схем обогащения позволяет рассчитывать на расширение примеров использования такого подхода при переработке многих видов минерального сырья [4, 5, 6, 7], в том числе и при переработке руд цветных [8] и чёрных [9] металлов, золото- [5], урансодержащих [9, 10], изумрудно-бериллиевых [11] и алмазных [12] руд.

Для определения целесообразности применения рентгенометрической сепарации (РРС) при обогащении руды Ново-Шемурского месторождения были проведены исследования на пробе медной руды крупностью менее 100 мм. Наиболее распространённым минералом в пробе является пирит. Промышленными минералами в пробе являются халькопирит, ковеллин и халькозин, также в небольших количествах присутствует сфалерит. Из нерудных минералов встречаются клинохлор, кварц, полевые шпаты, амфиболы и пироксены.

Исследования проводили в два этапа: на первом этапе проводили обогащение рентгенометрическим методом с выделением нескольких фракций, а на втором этапе полученные фракции служили исходным питанием для флотационных опытов.

Для проведения исследований по рентгенометрической обогатимости из исходной пробы было выделено два класса крупности: -100+50 и -50+25 мм.

Также на этом этапе была получена сепарационная характеристика рентгенометрического сепаратора. Для этого динамическом режиме работы сепаратора каждый из кусков, взятых на исследование, был трижды пропущен через измерительную систему сепаратора с последующим изменением и усреднением аналитического параметра.

В качестве аналитического параметра использовано спектральное отношение числа импульсов в спектральной области меди  $N_{Cu}$  к числу импульсов в области рассеянного излучения  $N_s$ :

$$H_{Cu} = N_{Cu} / N_s.$$

Далее куски были отсортированы в порядке возрастания аналитического параметра и пронумерованы. Выполнение виртуального фракционирования проведено по границам аналитического параметра, 0,2; 0,3; 0,5; 1 отн. ед.

Для получения сепарационной характеристики все куски исходной пробы были пропущены через сепаратор, настроенный на границу разделения 0,2 отн. ед. с фиксацией попадания каждого куска в концентрат или хвосты.

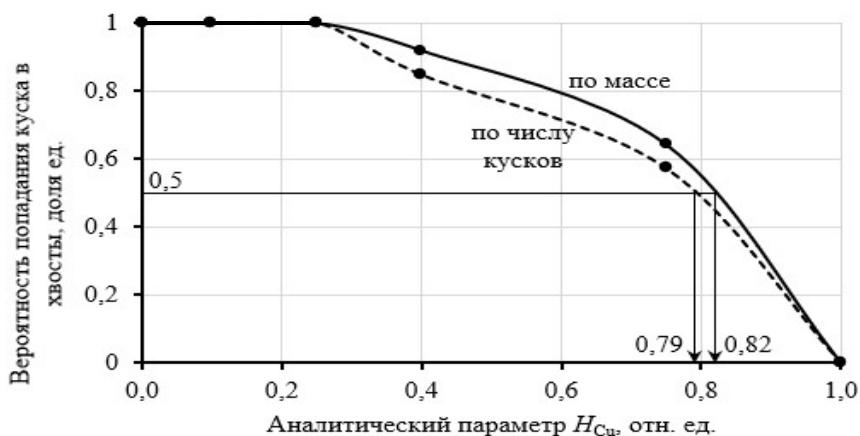
Затем для хвостового продукта куски были виртуально расфракционированы по тем же границам, что и исходный материал.

В таблице 1 приведён расчёт сепарационной характеристики по хвостам как по числу кусков, так и по массе.

**Таблица 1 – Результаты расчёта сепарационной характеристики (по хвостам)**

Границы фракций, отн. ед.	Количество кусков, шт.		Масса фракции хвостов, г		Вероятность попадания куска в хвосты, доли ед.	
	в исходном	в хвостах	в исходном	в хвостах	по числу кусков	по массе
<0,2	18	18	7625,6	7625,6	1,00	1,00
0,2-0,3	14	14	3475,9	3475,9	1,00	1,00
0,3-0,5	13	11	5502,2	5052,8	0,85	0,92
0,5-1	21	12	11096,0	7126,2	0,57	0,64
>1	27	0	12996,8	0,0	0,00	0,00

По результатам разделения были построены сепарационные характеристики по массе фракций и по количеству кусков, приведённые на рисунке 1.



**Рисунок 1 – Сепарационная характеристика (по хвостам) сепаратора СРФ-100Л**

Граница разделения для сепарационной характеристики по массе составила 0,82 отн. ед., а по числу кусков – 0,79 отн. ед.

Среднее вероятное отклонение сепарационной характеристики рассчитано как

$$E_{pm} = \frac{|H_{Cu0,75} - H_{Cu0,25}|}{2},$$

где  $H_{Cu0,75}$ ,  $H_{Cu0,25}$  – значение аналитического параметра при значении вероятности попадания куска в хвосты 0,75 и 0,25 соответственно, отн. ед.

Среднее вероятное отклонение сепарационной характеристики по массе составило 0,165 отн. ед., а по числу кусков 0,175 отн. ед.

Сравнивая  $E_{рт}$  и границы разделения для сепарационных характеристик по массе и числу кусков можно отметить, что они отличаются незначительно, поэтому для возможной дальнейшей оценки эффективности работы сепаратора возможно использовать и ту, и другую характеристику, при значительном общем количестве кусков (50-100 шт.) целесообразно использовать сепарационную характеристику по массе.

На втором этапе было изучено влияние предварительного обогащения медной руды на результаты последующей флотации. Для этого была проведена серия флотационных опытов на разных фракциях, полученных на первом этапе исследований.

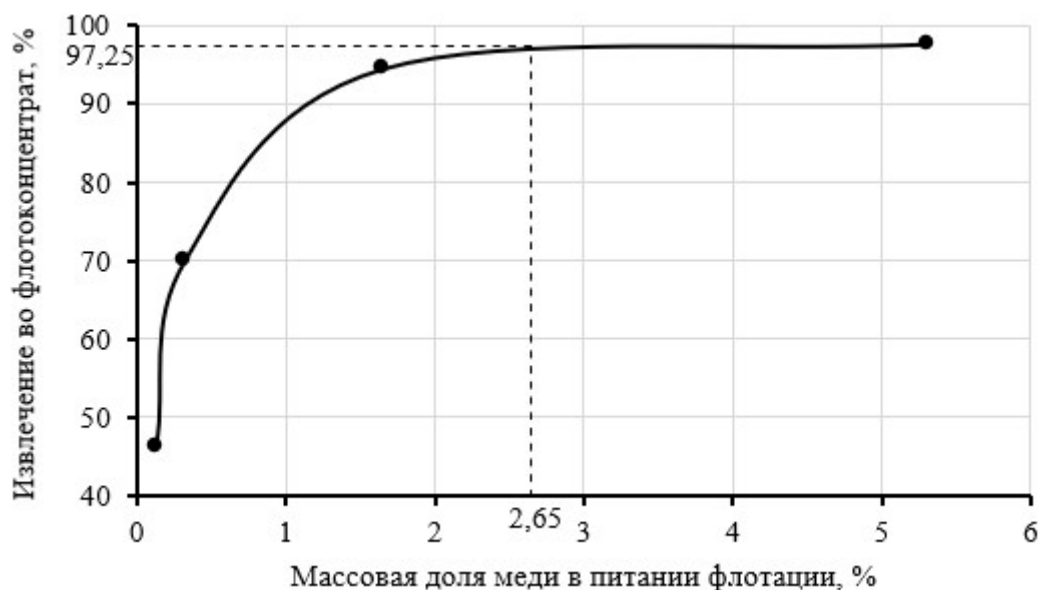
В таблице 2 приведены результаты флотационного обогащения отдельных фракций РРС исследованной пробы медной руды Ново-Шемурского месторождения. На рисунке 2 показана зависимость извлечения меди в концентрат от массовой доли меди в питании флотации.

**Таблица 2 – Результаты флотационного обогащения отдельных фракций РРС**

Питание флотации	Продукты флотации	Технологические показатели, %		
		выход	массовая доля	извлечение
Фракция менее 0,2 отн. ед.	Концентрат	4,99	1,21	46,40
	Хвосты	95,01	0,075	53,60
	Исходный	100,00	0,13	100,0
Фракция 0,5-1,0 отн. ед.	Концентрат	9,24	2,40	69,95
	Хвосты	90,76	0,11	30,05
	Исходный	100,00	0,32	100,00
Фракция более 1 отн. ед.	Концентрат	43,94	11,81	97,62
	Хвосты	56,06	0,23	2,38
	Исходный	100,00	5,31	100,00
Исходная руда	Концентрат	13,28	11,72	94,47
	Хвосты	86,72	0,11	5,53
	Исходный	100,00	1,65	100,00

Как показывают данные таблицы 2 и рисунка 2 извлечение меди во флотационный концентрат из исходной руды составляет 94,47 % при массовой доле меди в питании 1,65 %. Для исходного питания, представляющего собой концентрат РРС, массовая доля меди в питании флотации составляет 2,65 % при равенстве содержания меди в сортируемом и несортируемом классах, а извлечение во флотационный концентрат составляет 97,25 %.

Сквозное извлечение рассчитано как произведение флотационного извлечения, достигнутого при использовании сепарации, и извлечения в концентрат рудосортировочного комплекса и составило 94,94 %.



**Рисунок 2 – Зависимость извлечения меди в концентрат от массовой доли меди в питании флотации**

Таким образом, введение в технологическую схему операции предварительного обогащения на стадии рудоподготовки не уменьшит в целом сквозное извлечение меди. Этот же факт указывает на уменьшение экономических затрат на дальнейшую переработку руды благодаря снижению транспортных расходов, эксплуатационных расходов на дробление, измельчение и глубокое обогащение, которые связаны со значительным снижением объёмов перевозок руды на обогатительную фабрику и переработки в глубоком обогащении.

#### *Список литературы*

1. Цыпин Е. Ф. Обогащение в стадиях рудоподготовки: научн. монография – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2015. 303 с.
2. Gleeson D. Preceding processing // International Mining. March, 2019. P. 82-87.
3. Максимов И. И. XXVII Международный конгресс по обогащению полезных ископаемых (часть 1) // Обогащение руд. 2015. № 3. С. 3-11.
4. Tsypin E. F., Entaltsev E.V., Shemyakin V.S., Skopov S.V., Fedorov Y.O., Pestov V.V. Enrichment by X-ray radiometric separation // Steel in translation. 2009. №6. P. 521-524.
5. Санакулов К. С., Руднев С. В. Комплекс рентгенорадиометрического обогащения сульфидных руд месторождения «Кокпатас» // Горный вестник Узбекистана. 2010. № 1(40). С. 3-7.
6. Санакулов К. С., Руднев С. В., Канцель А. В. О возможности отработки месторождения «Учкулач» с использованием технологии рентгенорадиометрического обогащения свинцово-цинковых руд // Горный вестник Узбекистана. 2011. № 1(44). С. 17-20.
7. Фёдоров Ю. О., Кацер И. У., Коренев О. В., Короткевич В. А., Цой В. П., Ковалев П. И., Фёдоров М. Ю., Поповский Н. С. Опыт и практика рентгенорадиометрической сепарации руд // Известия вузов. Горный журнал. 2005. № 5. С. 21-37.
8. Цыпин Е. Ф., Тююшева Н. М., Комлев С. Г., Аржанников Г. И., Беляков В. А., Карбовская А. В. Рентгенорадиометрическая сепарация медно-цинковых руд // Цветные металлы. 1992. № 12. С. 58-61.

9. Колесаев В. Б., Литвиненко В. Г., Култышев В. И. Комбинированная технология переработки бедных урановых руд // Горный журнал. 2008. № 8. С. 50-53.

10. Татарников А. П., Асонова Н. И., Балакина И. Г., Наумов М. Е., Коновалов Г. Н., Воеводин И. В. Современные технологии и оборудование для радиометрического обогащения урановых руд // Горный журнал. 2007. № 2. С. 85-87.

11. Цыпин Е. Ф., Колтунов А. В., Овчинникова Т. Ю. Применение информационных методов при переработке изумрудноносных бериллиевых руд Малышевского месторождения // Известия вузов. Горный журнал. 2013. № 8. С. 111-117.

12. Монастырский В. Ф., Макалин И. А. Повышение эффективности рентгенолюминесцентной сепарации алмазосодержащего сырья // Наука и образование. 2017. № 3. С. 86-90.

УДК 622.7

## **ОПРЕДЕЛЕНИЕ МАССЫ ПРОДУКТА В ЕМКОСТИ ПО РАЗНОСТИ ВЕСОВ ПОСТУПИВШИХ И ВЫШЕДШИХ ИЗ НЕЕ ПРОДУКТОВ**

**Водовозов К. А.**

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

На производственных участках существуют емкости, на входе и выходе продуктов, из которых имеются приборы, в частности весы. Определение массы продукта в емкостях в этом случае пытаются определить по разности таких измерений.

На горных предприятиях это накопительные склады или бункера руды, поступающей на обогатительную фабрику, склады концентратов, отгружаемых потребителям, а также сгустители. В каждой из этих емкостей накапливаются значительные массы полезных компонентов, которые необходимо знать и учитывать в текущей работе обогатительной фабрики, но эти массы необходимо определять при составлении товарного баланса с наименьшей погрешностью.

Определение накопленных масс по разности показаний весов на входе и выходе емкости представляется простым и возможным, однако практические попытки такого определения не всегда успешны. Так, по отзывам руководителей фабрик, часто найденные по разности весов массы, оказываются далеки от фактических. Ярким примером является расчет массы в сгустителе по разности масс металла в поступившем концентрате и выпущенном на склад. В таблице 1 приведены расчетные величины и полученные в результате опробования. Очевидно, что расчет масс по разности, поступающей и вышедшей из емкости масс недостоверен.



**Таблица 1 – Сопоставление расчетных и экспериментально определенных масс меди в сгустителе**

Период, числа месяца	Масса меди в сгустителе, полученная расчетом, т	Масса меди в сгустителе по результатам опробования, т
1-10	110	20,1
10-20	84	10,4
20-30	127	15,6

Целью статьи является оценка погрешностей расчетных значений масс и определение условий, при которых расчетный способ может дать приемлемые результаты.

В работе [1] описана попытка оценить возможности расчетных методов и был сделан вывод, что расчет возможен для сравнительно больших емкостей, однако расчет зависит не только от величины емкости, но и от соотношения расходов продуктов на входе и выходе и погрешностей определения этих расходов с помощью весов или других измерительных приборов.

Рассмотрим возможности расчета с учетом этих величин.

Пусть  $M_{\text{вх}}$  и  $M_{\text{вых}}$  – массы продукта на входе и выходе емкости, зафиксированные за некоторый интервал времени  $T$ .  $P_{\text{м вх}}$  и  $P_{\text{м вых}}$  – относительные погрешности измерения соответствующих масс

Массу продукта в емкости находят по разности измеренных масс:

$$\Delta M = M_{\text{вх}} - M_{\text{вых}}. \quad (1)$$

**Относительная** погрешность расчета  $\Delta M$  определяется по формуле:

$$P_{\Delta M}^2 = \frac{t^2 S_{\Delta M}^2}{\Delta M^2}. \quad (2)$$

где  $S_{\Delta M}^2$  – дисперсия определения величины  $\Delta M$ ;

$t$  – критерий Стьюдента.

Величина  $S_{\Delta M}^2$  определяется по формуле:

$$S_{\Delta M}^2 = S_{M_{\text{вх}}}^2 + S_{M_{\text{вых}}}^2, \quad (3)$$

где  $S_{M_{\text{вх}}}^2$  и  $S_{M_{\text{вых}}}^2$  – дисперсии определения масс входящего и выходящего продуктов соответственно.

С учетом формул (1) и (3) формула (2) будет иметь вид:

$$P_{\Delta M}^2 = \frac{P_{M_{\text{вх}}}^2 \cdot M_{\text{вх}}^2 + P_{M_{\text{вых}}}^2 \cdot M_{\text{вых}}^2}{(M_{\text{вх}} - M_{\text{вых}})^2}. \quad (4)$$

Введем относительные величины:

$$k_M = \frac{M_{\text{вх}}}{M_{\text{вых}}} \quad (5)$$

и

$$k_P = \frac{P_{M_{\text{вх}}}}{P_{M_{\text{вых}}}}. \quad (6)$$

Тогда

$$P_{\Delta M} = P_{M_{\text{вых}}} \cdot \frac{\sqrt{(k_P \cdot k_M)^2 + 1}}{k_M - 1}. \quad (7)$$

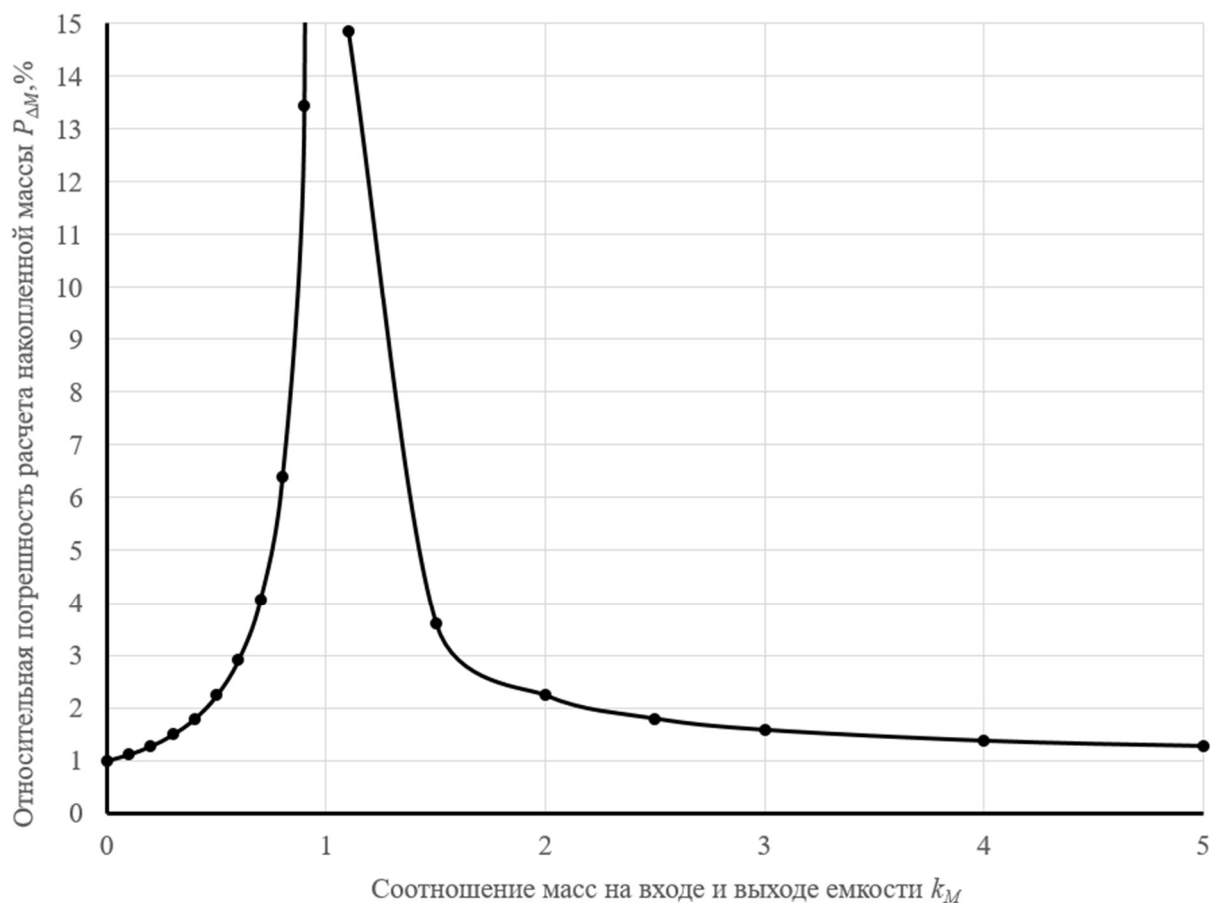
Следовательно, относительная погрешность определения массы продукта в емкости сложным образом зависит от соотношения масс загружаемых и разгружаемых продуктов и соотношения погрешностей их определения

Рассмотрим эти зависимости.

Примем  $P_{M_{\text{вых}}} = 1\%$  и  $k_P = 1$ , тогда  $P_{\Delta M}$  будет зависеть только от  $k_M$ :

$$P_{\Delta M} = \frac{\sqrt{k_M^2 + 1}}{k_M - 1}, \% \quad (8)$$

На рисунке 1 приведена зависимость  $P_{\Delta M}$  от  $k_M$ , из которой следует, что относительная погрешность определения изменения массы продукта в емкости оказывается небольшой только при  $k_M \rightarrow 0$  и  $k_M \rightarrow \infty$ , т.е. когда загрузка или разгрузка отсутствуют.



**Рисунок 1 – Зависимость относительной погрешности расчета накопленной массы от соотношения масс на входе и выходе емкости**

Так, обычно при загрузке и разгрузке концентрата или руды на фабрике используются однотипные весы с относительной погрешностью 1 %, а соотношение загруженных и разгруженных масс близко к единице. Примем  $k_M = 1,047$ , тогда

$$P_{\Delta M} = \frac{\sqrt{1,047^2 + 1}}{1,047 - 1} = 30,8 \%$$

Как видим, относительные погрешности расчета изменения массы продукта в емкости могут быть велики.

Оценим **абсолютную** погрешность расчета изменения массы продукта в емкости по отношению к массе продукта на входе в нее:

$$\Delta M = M_{\text{вх}} \cdot P_{\Delta M} \quad (9)$$

Относительная погрешность расчета изменения массы продукта в емкости по отношению к массе продукта на входе в нее рассчитывается по формуле:

$$P_{\Delta M} = \frac{\Delta M}{M_{\text{вх}}}. \quad (10)$$

Выполнив преобразования с учетом формул (1) и (3), получим:

$$P_{\Delta M} = P_{M_{\text{вх}}} \cdot \sqrt{1 + \frac{1}{(k_M \cdot k_P)^2}} \quad (11)$$

и

$$\Delta M = M_{\text{вх}} \cdot \frac{P_{M_{\text{вх}}}}{100} \cdot \sqrt{1 + \frac{1}{(k_M \cdot k_P)^2}}. \quad (12)$$

Примем  $P_{M_{\text{вх}}} = 1\%$  и  $k_P = 1$ , тогда:

$$P_{\Delta M} = \sqrt{1 + \frac{1}{k_M^2}}, \% \quad (13)$$

и

$$\Delta M = \frac{M_{\text{вх}}}{100} \cdot \sqrt{1 + \frac{1}{k_M^2}}. \quad (14)$$

Как видим, при  $k_M$  и  $k_P$  близким к единице относительная погрешность близка к значению 1,41%, но абсолютная величина  $\Delta M$  прямо пропорционально зависит от массы продукта, прошедшего через емкость. Величина  $\Delta M$  не может превышать массу продукта, который может находиться в емкости (с учетом остатка).

Найдем возможные абсолютные погрешности определения масс расчетом.

Для бункера руды.

Примем:  $M_{\text{вх}} = 3000$  т,  $k_M = 1$  и  $k_P = 1$ ,  $P_{M_{\text{вх}}} = 1\%$ .

$$\Delta M = 3000 \cdot \frac{1}{100} \cdot \sqrt{1 + \frac{1}{(1 \cdot 1)^2}} = \pm 42,3 \text{ т.}$$

Для склада концентрата.

Примем:  $M_{\text{вх}} = 3000$  т,  $k_M = 1$ ,  $k_P = 4$ ,  $P_{M_{\text{вх}}} = 2\%$ .

$$\Delta M = 3000 \cdot \frac{2}{100} \cdot \sqrt{1 + \frac{1}{(1 \cdot 4)^2}} = \pm 61,8 \text{ т.}$$

Для сгустителя.

Примем:  $M_{\text{вх}} = 3000$  т,  $M_{\text{вых}} = 2900$  т,  $P_{M_{\text{вх}}} = 3,0\%$ ,  $P_{M_{\text{вых}}} = 1\%$ ,  $k_M = 1,035$ ;  $k_P = 3$ .

$$\Delta M = 3000 \cdot \frac{3}{100} \cdot \sqrt{1 + \frac{1}{(1,035 \cdot 3)^2}} = \pm 94,9 \text{ т.}$$

Так как количество продукта в каждой емкости ограничено, можно найти предельное значение  $M_{\text{пред}}$ , после достижения которого следует измерить массу продукта непосредственным замером.

Пусть  $\Delta M_{\text{доп}}$  - допустимое изменение массы в емкости, тогда:

$$M_{\text{пред}} = \frac{\Delta M_{\text{доп}}}{P_{\Delta M}} \quad (15)$$

На обогатительных фабриках в сгустители обычно направляют концентраты. В работе [2] показано, что относительная погрешность расчета массы металла в концентрате может составлять несколько процентов, в частности  $P_{M_{\text{вх}}} = 6,7 \%$ , тогда:

$$P_{\Delta M} = P_{M_{\text{вх}}} \cdot \sqrt{1 + \frac{1}{(k_m \cdot k_b)^2}} \approx P_{M_{\text{вх}}} \quad (16)$$

Примем для сгустителя  $P_{\Delta M} = 6,7 \%$  и  $\Delta M_{\text{доп}} = 30$  т, тогда:

$$M_{\text{пред}} = 30 \cdot \frac{100}{6,7} = 447,8 \text{ т.}$$

Если расход продукта в сгуститель составляет 200 т в сутки, то уже через 2 суток следует непосредственно экспериментально определять массу продукта в сгустителе.

### Выводы

1. Расчет накопленной массы продукта в емкости по разности показаний весов на входе и выходе из нее выполняется со случайными погрешностями, зависящими не только от погрешностей взвешивания, но и от соотношения масс, загружаемых в емкость и разгружаемых из нее. При их равенстве ( $k_m = 1$ ) расчет становится неопределенным, а в пределах  $0,9 < k_m < 1,1$  относительная погрешность расчета превышает 10 %.

2. В связи с ограниченными возможностями емкостей накапливать продукты расчетные способы определения накопленных масс могут приводить к неправильной оценке их состояния вплоть до аварийных ситуаций.

3. Для известных условий разгрузки и загрузки емкостей можно найти интервал времени, по истечении которого следует непосредственно определять состояние емкости. Доверять расчетным оценкам состояния емкости можно лишь на ограниченном интервале времени между непосредственными замерами. Эти интервалы могут быть рассчитаны по приведенным в статье формулам.

### Список литературы

1. Козин В. З. Товарный баланс обогатительных фабрик. Изд. УГГУ, Екатеринбург, 2014, 134 с.

2. Козин В. З., Комлев А. С., Водовозов К. А. Погрешности определения выходов и извлечений в технологических балансах обогатительных фабрик. Обогащение руд, № 3, 2018, С. 44-50.

## СРАВНЕНИЕ СКИПИДАРА И СОСНОВОГО ФЛОТАЦИОННОГО МАСЛА МЕТОДОМ ГЖХ НА КОЛОНКЕ GS-5MS

Малышев А. Н., Меньшиков С. Ю.

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

*\*Исследование подготовлено в соответствии с государственным заданием на выполнение НИР для ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет» № 075-03-2021-303 от 29.12.2020*

Капиллярная колонка GsBP-5MS была использована для исследования скипидара и продукта его гидратации – соснового флотационного масла (МС). Было определено время удерживания и количество  $\alpha$ -пинена методом нормализации площадей в исходном продукте. Сделано предположение о методе получения исходного сырья на основе данных хроматографического анализа.

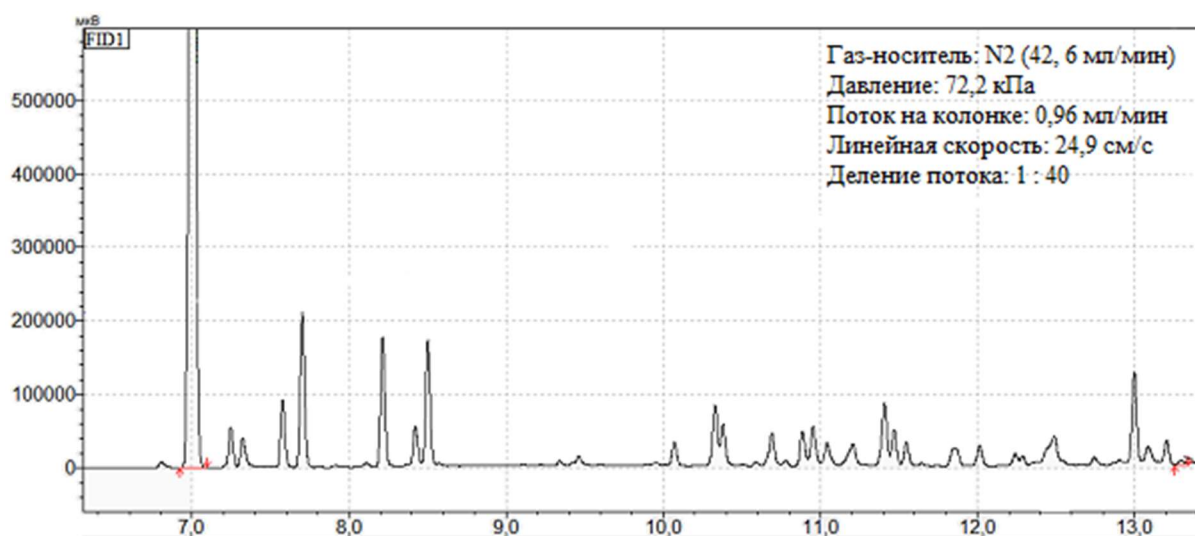
Сосновое флотационное масло – фракция терпеновых спиртов, получаемая методом дополнительной ректификации скипидара, являющаяся хорошим пенообразователем. Содержание  $\alpha$ -пинена в результате этого процесса снижается параллельно увеличению количества  $\alpha$ -терпинеола из-за разрушения малого цикла. Качество соснового флотационного масла определяется концентрацией  $\alpha$ -терпинеола. Для указания этого сосновому маслу в конце названия добавляют числовое значение содержания терпеновых спиртов (при пересчете на  $\alpha$ -терпинеол), например МС-50, 60, 70, 85, 95, 100. При высоком содержании спиртов (не менее 95 %) сосновое масло используется в составе жидких бактерицидных препаратов.

Условия хроматографирования: газовый хроматограф Shimadzu GC-2030 [1] с ПИД, GsBP-5MS (30 м, 0,25 мм, 0,25  $\mu$ m); температура в инжекторе 260 °С и детекторе 270 °С; анализ проводился в режиме программирования температуры термостата – начальная температура - 40 °С с увеличением температуры до 260 °С со скоростью 10 °С в минуту, конечная температура удерживалась в течение 10 минут до окончания анализа.

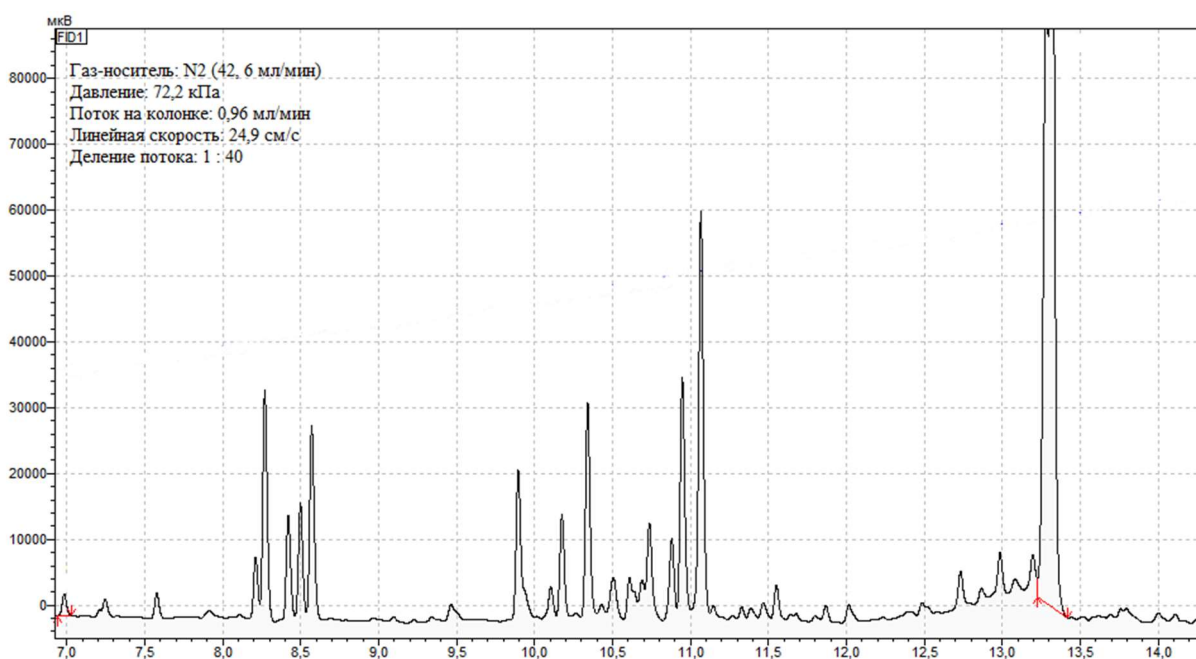
На данной колонке время удерживания  $\alpha$ -пинена составило 7 минут как в скипидаре, так и в МС. (рис. 1, 2). Содержание основного вещества  $\alpha$ -пинена в скипидаре – 49,5 %. В МС основным веществом является  $\alpha$ -терпинеол – 30,2 % (рассчитано методом нормализации) при времени удерживания 13,3 мин.

Сосновое масло можно получать как из скипидаре с последующей дистилляцией продукта гидратации, так и из  $\alpha$ -пинена. Во втором случае дистилляция продукта гидратации может не требоваться.

В работе [2] содержание  $\alpha$ -терпинеола составило 53,13 % в процессе получения из  $\alpha$ -пинена, однако условия хроматографического анализа в этой статье не были приведены.



**Рисунок 2 – Хроматограмма скипидара, где основным веществом является  $\alpha$ -пинен**



**Рисунок 2 – Хроматограмма соснового флотационного масла, где основным веществом является  $\alpha$ -терпинеол**

В работе по окислению как  $\alpha$ -пинена, так и скипидара молекулярным кислородом содержание  $\alpha$ -пинена ранее определялось с использованием насадочной колонки DC-550 с внутренним стандартом карвоном длиной 1,5 м. [3, 4].

По-видимому, предоставленный образец соснового флотационного масла был получен гидратацией скипидара из-за низкого содержания  $\alpha$ -терпинеола.

*Список литературы*

1. Малышев А.Н., Меньшиков С.Ю. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОДНОАТОМНЫХ СПИРТОВ МЕТОДОМ ГАЗОВОЙ ХРОМАТОГРАФИИ НА КОЛОНКЕ SH-STABILWAX-DB // Тезисы докладов XXXI Российской молодежной научной конференции с международным участием, посвященной 90-летию со дня рождения профессора В.М. Жуковского, 20-23 апреля 2021 года, С. 273.

2. Шпак С. И., Чернышева Т. В., Флейшер В. Л., Квеско А. А. ПОЛУЧЕНИЕ СОСНОВОГО ФЛОТАЦИОННОГО МАСЛА МЕТОДОМ ГИДРАТАЦИИ  $\alpha$ -ПИНЕНА // Химия и технология переработки древесины, Труды БГТУ, 2016, № 4, С. 144-148.

3. Меньшиков С.Ю., Мишина Ю.В., Микушина Ю.В., Остроушко А.А. СРАВНИТЕЛЬНОЕ ИЗУЧЕНИЕ АЭРОБНОГО ОКИСЛЕНИЯ СКИПИДАРА // ЖПХ, 2008, Т. 81, № 1, С. 56-58.

4. Меньшиков С.Ю., Сенников М.Ю., Романова Ю.В., Сычева Н.С., Остроушко А.А. ГОМОГЕННЫЕ И ГЕТЕРОГЕНИЗИРОВАННЫЕ НА ПОЛИМЕРЕ КАТАЛИЗАТОРЫ В РЕАКЦИИ КИСЛОРОДНОГО ОКИСЛЕНИЯ  $\alpha$ -ПИНЕНА // ЖОрХ, 2004, Т.40, №.6, С.830-833.

УДК 622.238

## **ОПРЕДЕЛЕНИЕ ТЕПЛОФИЗИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК АСБЕСТОСОДЕРЖАЩИХ ПРОДУКТОВ**

**Потапов В. Я., Потапов В. В., Горшкова Э. М., Степаненко Д. Д., Адам В. Е.**  
ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,  
г. Екатеринбург, Россия

В известных работах по исследованию теплофизических характеристик асбеста и серпентинита [1] и использования их в целях разделения асбестовых руд [2, 3] приведено недостаточно данных для разработки методов и средств контроля содержания асбеста для предварительного обогащения. Это вызвало необходимость детального изучения теплофизических свойств асбеста и вмещающих пород.

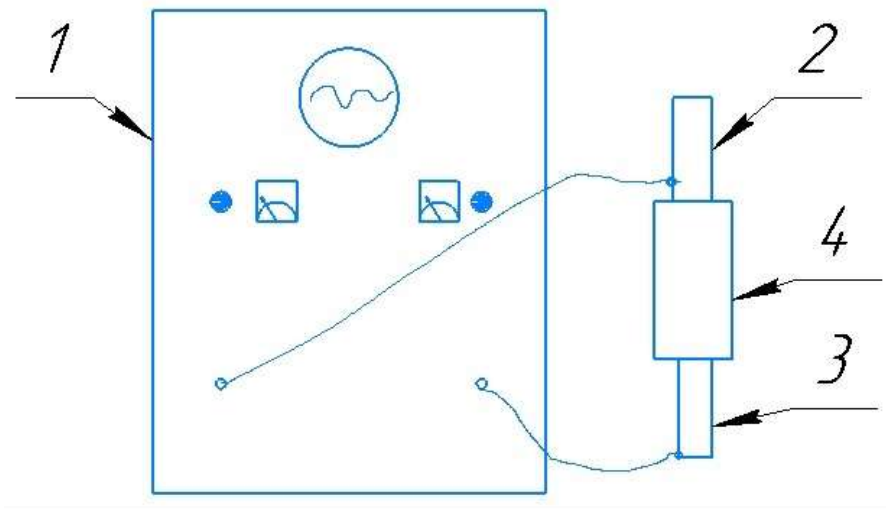
В большинстве горных пород перенос тепловой энергии происходит за счет механизма теплопроводности, т.е. распределения тепла осуществляется передачей энергии упругими колебаниями кристаллической решетки породы.

Методика измерения теплопроводности асбеста и вмещающих пород практически отсутствует, но характер распространения тепловых волн аналогичен распространению звуковых волн. В физике горных пород принята закономерность, что звуковые волны имеют такую же природу распространения в образце, что и тепловые. Поэтому для измерения и прогноза теплопроводности использовался метод звуковой локации.

**Таблица 1 – Определение скорости прохождения упругой волны через различные виды образцов асбеста и вмещающих пород**

Образец	Длина образца, м	Время прохождения упругой волны, $10^{-6}$ с	Скорость упругой волны, м/с
Серпентинит	0,036	8,65	4161,84
Серпентинит с мелковкрапленным асбестом	0,0387	7,7	5025,97
Дунит	0,0362	7,9	4582,28
Серпентинит с дунитом	0,0395	7,8	5064,1
Серпентинит с перидотитом	0,0372	8,45	4402,37
Асбест ожеженный вдоль волокон	0,051	10,6	4811,32
Асбест ожеженный поперек волокон	0,0418	58,3	716,98
Асбест без железа вдоль волокон	0,0474	10,9	4348,62
Асбест без железа поперек волокон	0,0377	60,5	623,14

При измерении скорости упругих волн, использовался прибор УДМ-1М, с помощью которого определили время прохождения упругих волн через образец. (рис. 1).



**Рисунок 1 – Измерение скорости упругих волн**  
1 – УДМ-1М, 2 – излучатель, 3 – приемник, 4 – образец

Скорость упругих волн вычисляют по формуле:

$$V = \frac{l}{t - t_n}, \quad (1)$$

где  $l$  – длина испытываемого образца, м;

$t$  – время прохождения упругой волны через образец, с;

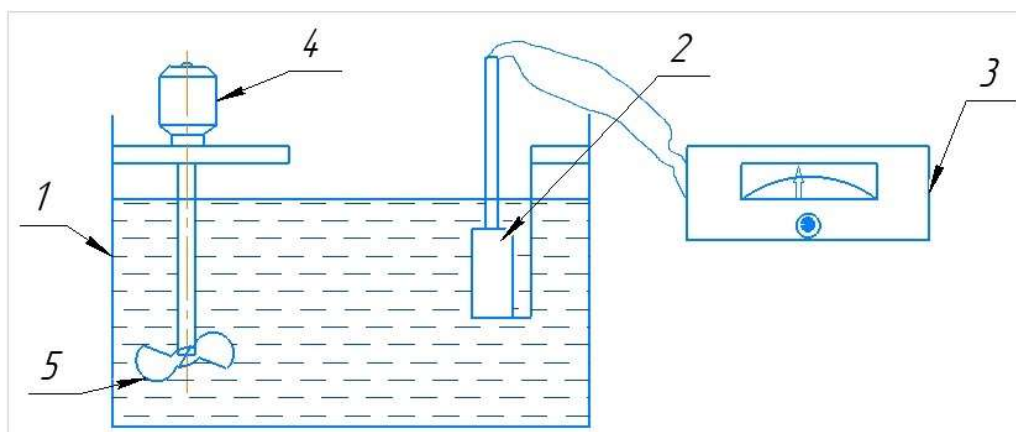
$t_n$  – время задержки прибора, с.



Результаты измерений приведены в табл.1.

В результате проведенного эксперимента видно, что асбест по-разному проводит звуковые волны. Так как структура асбеста волокнистая, то скорость распространения упругих волн вдоль волокон значительно больше скорости распространения волн поперек волокон. Из этого следует, что теплопроводность асбеста вдоль волокон больше, чем поперек. В тоже время теплопроводность вмещающих пород незначительно отличается от теплопроводности асбеста вдоль волокон. Эта закономерность затрудняет применение такого теплофизического свойства как теплопроводность в предварительном обогащении асбестосодержащих руд.

Для измерения удельной теплоемкости асбеста и вмещающих пород воспользуемся калориметрическим методом. Для этого образцы подвергались нагреву в термопечи до температуры 200°C. Затем проводилось охлаждение каждого образца в сосуде с водой, где была известна масса и температура воды до погружения нагретого образца. Схема установки на рис. 2.



**Рисунок 2 – Изменение объемного коэффициента температуропроводности**  
1 – сосуд с водой, 2 – образец, 3 – милливольтметр, 4 - эл. двигатель, 5 – эмписсер

После полного охлаждения образца измерялись новые значения температуры воды. По снятым показаниям температуры проводились расчеты удельной теплоемкости образца по формуле:

$$c = \frac{c_B \cdot m_B \cdot (t_K - t_H)}{m_{OBR} \cdot (200 - t_K)}, \quad (2)$$

где  $c_B$  - теплоемкость воды, Дж/(кг·К);

$m_B$  - масса воды, кг;

$t_K$  - конечная температура воды, °С;

$t_H$  - начальная температура воды, °С;

$m_{OBR}$  - масса образца, кг.

Результаты исследования приведены в табл. 2.

**Таблица 2 – Результаты эксперимента по определению удельной теплоемкости асбеста и вмещающих пород**

Образец	Масса образца, г	Температура воды начальная, °С	Температура воды конечная, °С	Удельная теплоемкость, Дж/град·г
Серпентинит	40	13,2	29,1	1,95
Серпентинит с мелковкрапленным асбестом	50	11,5	30,0	1,82
Серпентинит с дуни- том	55	13,8	32,1	1,66
Дунит	58	13,1	32,9	1,71
Серпентинит с перидо- титом	51	26,6	41,2	1,61
Асбест ожелезненный	132	10,2	32,0	0,82
Асбест без железа	86	20,2	38,0	1,07

Из результатов определения удельной теплоемкости минералов видно, что асбест по своим параметрам отличается от вмещающих пород. Среднее значение удельной теплоемкости вмещающих пород составляет 1750 Дж/(кг·К), а асбеста - 940 Дж/(кг·К) показывает, что такой параметр как удельная теплоемкость может служить разделительным фактором при предварительном обогащении асбеста, но при условии технической реализации измерения теплоемкости в условиях действующих фабрик.

Температуропроводность  $a$  характеризует изменение температуры тела в единицу времени и фигурирует в уравнении теплопроводности:

$$\frac{dT}{dt} = a \cdot \left( \frac{\partial^2 T}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 T}{\partial y^2} + \frac{\partial^2 T}{\partial z^2} \right). \quad (3)$$

где  $T$  – температура, К;

$t$  – время, с;

$x, y, z$  – координаты пространства, м;

$a$  – коэффициент температуропроводности, м<sup>2</sup>/с.

Измерение объемного коэффициента температуропроводности основано на том, что при нестационарном тепловом режиме наиболее равномерное распределение тепла в теле наблюдается в момент перехода его от нагрева к охлаждению и в момент, когда температура тела близка к температуре среды.

Температуру образца проще всего измерять с помощью термопары.

Для измерения температуропроводности образцы асбеста и вмещающих пород были подготовлены в виде параллелепипедов и цилиндров правильной формы, внутрь которых впаяна термопара. Термопара размещена в середине образца. Такое расположение обеспечивает максимальное усреднение значения температур для тел в форме параллелепипеда или цилиндра.

Испытание образцов осуществлялось в термостате с нагреванием образца в течение часа до температуры выше 30<sup>0</sup>. Затем поочередно образцы подвергались охлаждению в пульсирующей водной среде с температурой 15-20<sup>0</sup>.

Показания кинетики охлаждения образца регистрировались с помощью милливольтметра, подключенного к термопаре, за определенные промежутки времени до полного охлаждения образца.

Результаты экспериментов были обработаны на ЭВМ и сведены в табл. 3.

**Таблица 3 – Определение скорости прохождения упругой волны через различные виды образцов асбеста и вмещающих пород**

Образец	Коэффициент температуропроводности, м <sup>2</sup> /с	Коэффициент формы, м <sup>2</sup> /с	Расчетный интервал времени, с	Расчетный интервал температуры, с
Серпентинит	6,22·10 <sup>-7</sup>	3,08·10 <sup>-5</sup>	20-100	70-27,5
Серпентинит с мелко-крапленным асбестом	6,43·10 <sup>-7</sup>	3,15·10 <sup>-5</sup>	30-100	71,25-30
Дунит	6,66·10 <sup>-7</sup>	3,45·10 <sup>-5</sup>	30-80	67,5-36,25
Серпентинит с дунитом	6,06·10 <sup>-7</sup>	3,18·10 <sup>-5</sup>	30-100	57,25-31,25
Серпентинит с перидотитом	8,3·10 <sup>-7</sup>	3,46·10 <sup>-5</sup>	30-70	57,5-32,5
Асбест ожеженный	5,47·10 <sup>-7</sup>	5,9·10 <sup>-5</sup>	50-140	70-40
Асбест без железа	4,29·10 <sup>-7</sup>	4,84·10 <sup>-5</sup>	50-140	62,5-37,5

На рисунке представлена кинетика охлаждения исследуемых образцов. Эти экспериментальные данные позволили определить коэффициент температуропроводности асбестосодержащих пород (табл. 3).

По данным опыта установлено, что коэффициенты температуропроводности асбеста и вмещающих пород отличаются незначительно. Поэтому коэффициент температуропроводности не может быть использован в качестве разделительного признака для задач предварительной концентрации руд. В то же время из данных эксперимента видно, что образцы, изготовленные из вмещающих пород, по темпу охлаждения значительно отличаются от образцов из чистого асбеста.

Имея волокнистую структуру, асбест существенно медленнее охлаждается; вмещающие породы, имея монолитную структуру, отдают свое тепло значительно быстрее.

Данные испытаний показывают, что наибольшие различия в температуре асбеста и пород наблюдаются при охлаждении в интервале времени от 60 до 180 секунд.

Таким образом, одним из способов идентификации асбестосодержащих пород может служить измерение кинетики нагрева и охлаждения образцов. Однако, этот метод имеет недостаток. Он не позволяет идентифицировать асбест ожелезненный, что приведет к потере асбеста с хвостами предварительного обогащения. Кроме того, этот метод из-за необходимости относительно длительного нагрева и охлаждения кусков представляется малотехнологичным при сепарации.

Исследования теплофизических характеристик позволили установить, что есть существенное различие в этих свойствах у асбеста и вмещающих пород. Полученные теплофизические характеристики не могут быть использованы для задач предварительной концентрации руды, как достаточно эффективные признаки разделения асбестосодержащих продуктов, кроме того эти характеристики можно использовать для непрерывного контроля продуктов обогащения с целью оперативного управления процессом разделения в технологических разделительных аппаратах.

#### *Список литературы*

1. Фотоэлектронная сортировка, новый перспективный метод обогащения неметаллорудных полезных ископаемых: Обзор. - М.: ЦНИИЭТСтром., 1968-26 с.
2. Owyer F.B, Thompson R.L., Ore sorting/Develop and Innosot. Aust.Process Ind/, Aust. Chem. Eg. Conf., Newcastle, 1972, Pop. Sundney, S.A. p. 81-88.
3. Деркач В. Г. Специальные методы обогащения. -М.: Недра, 1966.
4. Кармазин В.И. Современные методы магнитного обогащения руд черных металлов. -М.: Госгортехиздат, 1962.
5. Козин В.З. Опробование и контроль технологических процессов обогащения. - М.: Недра, 1985
6. Методика определения содержания хризотил-асбеста/Подред. К. К. Золоева. - Асбест. :ВНИИпроектасбест, 1985.-69 с.
7. Научно-технический прогресс в асбестовой промышленности СССР/Под ред. В. А. Сониной. - М.: Недра, 1988. -300 с.
8. Щедринский М.Б., Волегов А.В., Моллер З.К. Обогащение асбестовых руд. - М.: Недра, 1962. -234 с.
9. Патент 3493108 США, МКИ<sup>4</sup> ВОЗ С-1/00. Способ переработки асбестовой руды/Э. Мартинец (США). -1970.
10. Патент 1526325 Франция, МКИ<sup>4</sup> ВОЗ С-1/00. Способ переработки асбестовой руды/ Асбестос корпорейшин. -1968.
11. Цыпин Е.Ф., Пелевин А.Е., Лавник В.Н. и др.Выбор признаков разделения для предварительного обогащения асбестовой руды Баженовского месторождения//Исследование процессов обогащения руд хризотил-асбеста: Сб.науч.тр./ ВНИИпроектасбест. –Асбест. -1986. –С.46-58.
12. Кравец Б. Н. Специальные и комбинированные методы обогащения. М.: Недра, 1986. – 340 с.

## **ПОВЫШЕНИЕ КАЧЕСТВА ЖЕЛЕЗНОГО КОНЦЕНТРАТА ПРИ ИСПОЛЬЗОВАНИИ ТОНКОГО ГРОХОЧЕНИЯ ВО ВТОРОЙ И ТРЕТЬЕЙ СТАДИЯХ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ**

**Пелевин А. Е.**

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

Эффективность схемы обогащения любых руд зависит от получаемых технологических показателей. Для железных руд актуально, как повышение извлечения в концентрат, так и повышение качества концентрата.

Увеличение извлечения железа в концентрат возможно при повышении индукции магнитного поля сепараторов первых стадий магнитного обогащения [1], применения технологий со стадийным выделением концентрата и с использованием тонкого грохочения [2–7].

Повышение качества концентрата возможно с помощью применения флотационного метода [8–10], с применением тонкого грохочения [11, 12] и сепарации в переменном магнитном поле [13] рядовых концентратов.

*Целью выполненных исследований* явилась оценка возможности применения схемы обогащения с использованием тонкого грохочения во второй и третьей стадиях измельчения для повышения качества железного концентрата при различных размерах отверстий сит грохотов в замкнутых циклах измельчения. Исследования выполнены применительно к титаномагнетитовой руде Гусевогорского месторождения

Схема обогащения титаномагнетитовой руды на Качканарском ГОКе включает три стадии измельчения и четыре стадии ММС. Первая стадия измельчения осуществляется в стержневых мельницах.

Исходным продуктом явился магнитный продукт (промпродукт) мокрой магнитной сепарации (ММС-I) после стержневого измельчения. Исследования выполнены в лабораторных условиях.

Измельчение промпродукта ММС-I во второй и третьей стадиях стадии выполнено с помощью дискового истирателя с выводом продукта с заданной крупностью с помощью сита. Надрешётный продукт сита поступал обратно в истиратель. Измельчение прекращалась при достижении в продукте массовой доли частиц с размером меньшим размера отверстия сита, равной 95 %. По такой методике моделировался замкнутый цикл измельчения второй и третьей стадии. Исследовано шесть схем, отличающиеся размерами отверстия сит грохотов в замкнутых циклах измельчения второй и третьей стадий. Характеристики схем приведены в таблице 1.

Дополнительно выполнено обогащение промпродукта ММС-I по существующей на ОФ Качканарского ГОКа схеме с шаровым измельчением и

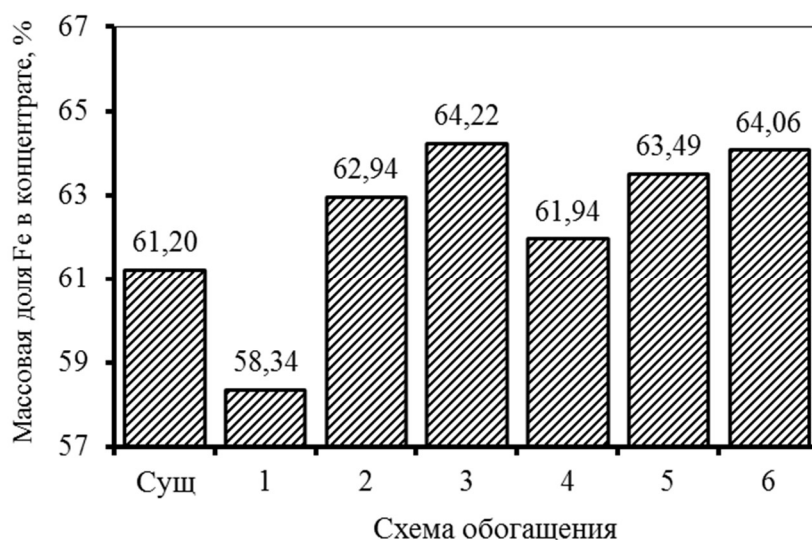
ММС во второй и третьей стадиях. Шаровое измельчение по существующей схеме выполнено в лабораторной мельнице ( $V=7$  л).

Мокрое магнитное обогащение выполнено в лабораторном сепараторе 120Т-СЭМ. Для всех схем в каждой стадии ММС использована основная и перечистная операция.

**Таблица 1 – Характеристики схем**

Схема	Величина отверстия сита, мм	
	вторая стадия	третья стадия
1	0,63	0,315
2		0,16
3		0,1
4	0,315	0,16
5		0,1
6	0,16	0,1

На рисунке 1 приведены массовые доли железа в концентрате по испытанным схемам обогащения. Схемы № 2-6 с использованием в третьей стадии измельчения грохотов с размером сита 0,1–0,16 мм позволили значительно повысить массовую долю железа в концентрате (на 0,74–3,02 %) по сравнению с существующей схемой (с 61,2 до 61,94–64,22 %). Использование схемы № 1 с применением в третьей стадии измельчения грохотов с размером сита 0,315 мм не позволило концентрат для агломерации с требуемым качеством (массовая доля железа не менее 61 %).



**Рисунок 1 – Массовые доли железа в концентрате**

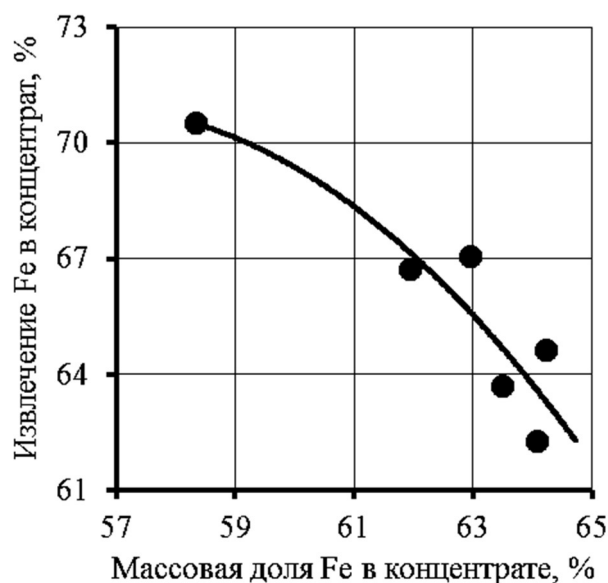
Прирост массовой доли железа в концентрате зависит от размеров сит грохотов третьей стадий измельчения (рисунок 2). При снижении размера отверстия сита с 0,315 до 0,1 мм массовая доля железа в концентрате увеличивается с 58 до 64 %. Для достижения требуемой массовой доли железа в

концентрате для производства агломерата (не менее 61 % Fe) необходимо в третьей стадии измельчения использовать грохоты с размером отверстий не более 0,2 мм.

Массовая доля железа в концентрате зависит от массовой доли класса –71 мкм в нём (рисунок 2). При увеличении массовой доли класса –71 мкм в концентрате повышается массовая доля в нём железа. При этом концентрат с повышенным качеством получается при меньшей массовой доле класса –71 мкм (50,75–70,36 %) по сравнению с концентратом, получаемым по существующей схеме (82,12 %).



**Рисунок 2 – Зависимость массовой доли Fe в концентрате от величины отверстия сита (1) и от массовой доли класса –0,071 мм в концентрате (2)**



**Рисунок 3 – Зависимость извлечения Fe в концентрате от массовой доли Fe в концентрате**

Поэтому для условий Качканарского ГОКа трёхстадийную схему обогащения с использованием грохотов с размером отверстий с 0,1 мм и более можно использовать только при производстве концентрата для агломерации.

При увеличении массовой доли железа в концентрате снижется извлечение железа в концентрат (рисунок 3) и выход концентрата. Это стандартная закономерность. Применение схем обогащения, позволяющих повышать качество концентрата, обуславливается экономическими показателями. Такая технология принимается к рассмотрению в том случае, если прирост стоимости концентрата с повышенным качеством, связанный с большей его ценой, превысит убытки от продажи концентрата рядового качества, связанные с уменьшением его количества.

### *Список литературы*

1. Пелевин А. Е., Сытых Н. А. Применение сепараторов с повышенной индукцией магнитного поля при обогащении титаномагнетитовой руды // Обогащение руд. 2020. № 2. С. 15–20.
2. Пелевин А. Е., Сытых Н. А. Стадиальное извлечение железного концентрата с помощью барабанного сепаратора с модифицированной ванной // Обогащение руд. 2016. № 4. С. 10–15.
3. Прокопьев С. А., Пелевин А. Е., Напольских С. А., Гельбинг Р. А. Стадиальное выделение магнетитового концентрата с использованием винтовой сепарации // Обогащение руд. 2018. № 4. С. 28–18.
4. Пелевин А. Е., Сытых Н. А. Применение тонкого гидравлического грохочения для стадиального выделения титаномагнетитового концентрата // Обогащение руд. 2021. № 1. С. 8–14.
5. Вайсберг Л. А., Коровников А. Н. Тонкое грохочение как альтернатива гидравлической классификации по крупности // Обогащение руд. 2004. № 3. С. 23–34.
6. Коровников А. Н., Бузунова Т. А. Исследование процесса классификации рудных пульп на вибрационном грохоте // Обогащение руд. 2018. № 5. С. 17–21.
7. Пелевин А. Е., Сытых Н. А. Испытания двухстадиальной схемы измельчения титаномагнетитовой руды // Обогащение руд. 2018. № 2. С. 13–18.
8. Сентемова В. А. Испытания флотационной технологии повышения качества железных концентратов // Обогащение руд. 2009. № 3. С. 17-21.
9. Е. С. Журавлева, Е. Л. Чантурия. Оценка возможности использования электрохимической технологии подготовки вод и реагентов для повышения технологических показателей переработки неокисленных железистых кварцитов // Чёрные металлы. 2018. № 5. С. 6–9.
10. Пелевин А. Е. Пути повышения эффективности технологии обогащения железорудного сырья // Черная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации. 2019. Т. 75. № 2. С. 137–146.
11. Немыкин С. А., Копанев С. Н., Мезенцева Е. В., Окунев С. М. Производство железорудного концентрата с повышенной долей полезного компонента // Горный журнал. 2017. № 5. С. 27–31.
12. Исмагилов Р. И., Козуб А. В., Гридасов И. Н., Шелепов Э. В. Современные направления повышения эффективности переработки железистых кварцитов на примере АО «Михайловский ГОК им. А.В. Варичева» // Горная промышленность. 2020, № 4 С. 98–103.
13. Пелевин А. Е. Повышение качества магнетитовых концентратов в переменном магнитном поле // Обогащение руд. 2019. № 6. С. 19–24.



## ПРИМЕНЕНИЕ МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ В ПОВЫШЕННОМ ПОЛЕ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ ЖЕЛЕЗИСТЫХ КВАРЦИТОВ

Пелевин А. Е.<sup>1</sup>, Мушкетов А. А.<sup>2</sup>

<sup>1</sup>ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,  
г. Екатеринбург, Россия

<sup>2</sup>ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия

Основным методом обогащения железистых кварцитов является магнитная сепарация в слабом магнитном поле в барабанных сепараторах с индукцией магнитного поля 0,16 Тл.

Одним из путей повышения эффективности обогащения железных руд является повышение извлечения железа в концентрат. Это реализуется с помощью технологий со стадийным выделением концентрата [1–3], с применением тонкого грохочения [4–6] и с использованием магнитных сепараторов с повышенной индукцией поля [7].

В настоящее время разработаны конструкции барабанных сепараторов с повышенной индукцией магнитного поля 0,25–0,7 Тл, что связано с использованием постоянных магнитов из сплава Nd-Fe-B [7–9].

Целью выполненных исследований явилась оценка возможности использования барабанных сепараторов с повышенной индукцией магнитного поля в операции мокрого магнитного обогащения (ММС-I) после первой стадии стержневого измельчения.

Испытания выполнены на лабораторных барабанных магнитных сепараторах с индукциями магнитного поля 0,12 и 0,3 Тл. В качестве исходного продукта использованы пробы железистых кварцитов Сутарского месторождения.

В таблице 1 приведены результаты мокрого магнитного обогащения руды Сутарского месторождения крупностью –3+0 мм.

**Таблица 1 – Результаты ММС-I железистых кварцитов**

Продукт	Индукция магнитного поля, Тл	Выход, %	Массовая доля, %		Извлечение Fe, %
			Fe	Fe <sub>магн</sub>	
Магнитный	0,12	66,48	41,82	–	84,94
Немагнитный		33,52	14,70	0,62	15,06
Руда		100,00	32,73	–	100,00
Магнитный	0,30	68,91	41,18	–	86,70
Немагнитный		31,09	14,00	0,42	13,30
Руда		100,00	32,73	–	100,00

Применение сепараторов с повышенной индукцией магнитного поля (0,3 Тл) при обогащении железистых кварцитов Сутарского месторождения привело к уменьшению потерь Fe с хвостами ММС-I (с 15,06 до 13,30 %) и к снижению массовых долей Fe (с 14,7 до 14,0 %) и Fe<sub>магн</sub> (с 0,62 до 0,42 %) в хвостах ММС-I. При этом повысился выход промпродукта ММС-I (с 66,48 до 68,91%) и уменьшилась массовая доля железа в промпродукте ММС-I на 0,64 % (таблица 1).

Технологическую эффективность использования нового оборудования принято оценивать для схемы обогащения в целом. Поэтому испытаны две одинаковые схемы с тремя стадиями измельчения, отличающиеся индукцией магнитного поля барабанных сепараторов в операции ММС-I (таблица 2).

**Таблица 2 – Технологический баланс переработки железистых кварцитов**

Продукт	Выход, %	Массовая доля, %			Извлечение Fe, %
		Fe	Fe <sub>магн</sub>	-0,071 мм	
Схема № 1 (ММС-I – 0,12 Тл)					
Концентрат	33,55	65,17	–	98,1	66,80
Хвосты	66,45	16,35	0,56	–	33,20
Руда	100,00	32,73	–	–	100,00
Схема № 2 (ММС-I – 0,3 Тл)					
Концентрат	34,46	64,46	–	94,9	67,87
Хвосты	65,54	16,05	0,52	–	32,14
Руда	100,00	32,73	–	–	100,01

Применение сепараторов с повышенной индукцией магнитного поля в первой стадии ММС позволило увеличить выход концентрата на 0,91 % и извлечение железа в него на 1,07 % и уменьшить массовую долю Fe<sub>магн</sub> в хвостах обогащения с 0,56 до 0,52 %. Массовые доли железа и класса минус 0,071 мм в железном концентрате уменьшились на 0,71 и на 3,2 % (таблица 2).

Повышение индукции магнитного поля сепараторов первой стадии мокрого магнитного обогащения позволит увеличить количество производимого концентрата. Для реализации технологии на промышленном предприятии необходимо заменить барабаны существующих сепараторов. Себестоимость концентрата при этом не изменяется.

#### *Список литературы*

1. Пелевин А. Е., Сытых Н. А. Стадиальное извлечение железного концентрата с помощью барабанного сепаратора с модифицированной ванной // Обогащение руд. 2016. № 4. С. 10–15.

2. Прокопьев С. А., Пелевин А. Е., Напольских С. А., Гельбинг Р. А. Стадиальное выделение магнетитового концентрата с использованием винтовой сепарации // Обогащение руд. 2018. № 4. С. 28–18.

3. Пелевин А. Е., Сытых Н. А. Применение тонкого гидравлического грохочения для стадиального выделения титаномагнетитового концентрата // Обогащение руд. 2021. № 1. С. 8–14.

4. Вайсберг Л. А., Коровников А. Н. Тонкое грохочение как альтернатива гидравлической классификации по крупности // Обогащение руд. 2004. № 3. С. 23–34.

5. Коровников А. Н., Бузунова Т. А. Исследование процесса классификации рудных пульп на вибрационном грохоте // Обогащение руд. 2018. № 5. С. 17–21.

6. Пелевин А. Е., Сытых Н. А. Испытания двухстадиальной схемы измельчения титаномагнетитовой руды // Обогащение руд. 2018. № 2. С. 13–18.

7. Пелевин А. Е., Сытых Н. А. Применение сепараторов с повышенной индукцией магнитного поля при обогащении титаномагнетитовой руды // Обогащение руд. 2020. № 2. С. 15–20.

8. Вайсберг Л. А., Дмитриев С. В., Мезенин А. О. Управляемые магнитные аномалии в технологиях переработки минерального сырья // Горный журнал. 2017. № 10. С. 26–32.

9. Якубайлик Э. К., Ганженко И. М., Бутов П. Ю., Килин В. И. Снижение потерь железа при мокрой сепарации в высоких полях // Журнал Сибирского федерального университета. Серия: Техника и технологии. 2016. Т. 9. № 8. С. 1302–1310.

УДК 622.7

## **ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ФАКТОРЫ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОЙ РЕНТГЕНОФЛУОРЕСЦЕНТНОЙ СОРТИРОВКИ РУД**

**Овчинникова Т. Ю.<sup>1</sup>, Ефремова Т. А.<sup>2</sup>**

<sup>1</sup>ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,  
г. Екатеринбург, Россия

<sup>2</sup>ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия

Предварительное обогащение руд – одна из активно развивающихся областей обогащения полезных ископаемых. Это объясняется тенденциями истощения рудной базы, интенсификацией горных работ, вовлечением в переработку на действующих фабриках руд, удалённых от них месторождений, перемещением первичных операций обогащения в карьеры и подземные рудники, увеличением потребностей в сырье металлургической, химической и строительной промышленности. В последние годы в России [1, 2] и за рубежом [3, 4, 5, 6, 7] уделяют большое внимание вопросам предварительного обогащения самых разнообразных видов минерального и техногенного сырья, основным предназначением которого является создание благоприятных технологических, экономических и экологических условий для переработки добытой горной массы в последующем глубоком обогащении [2].

Предварительная концентрация – важная составляющая технологий при обогащении бедных руд. Наблюдаемая в настоящее время тенденция снижения содержаний ценных компонентов в рудах отчасти может компенсироваться увеличением производительности обогатительных фабрик. Другим путём улучшения экономики технологии переработки является использование предварительной концентрации для повышения содержания компонентов в рудах, поступающих на глубокое обогащение. Предварительная концентрация эффективна при вовлечении в переработку новых удалённых от действующих обогатительных фабрик месторождений руд.

Предварительная концентрация с аналогичным эффектом может быть применена и в подземных горных выработках.

Для предварительной концентрации используют гравитационные (отсадка, тяжелосредная сепарация), информационные или сенсорные (рентгенофлуоресцентный – РФМ, рентгеноабсорбционный, радиометрический, радиорезонансный, оптический) методы, промывку [2, 8, 9].

Наиболее перспективным и универсальным методом предварительного обогащения в настоящее время является рентгенофлуоресцентная сепарация (РФС), позволяющая вести сортировку по содержаниям химических элементов [8].

Подготовка включает в себя дробление до заданной максимальной крупности, грохочение на машинные классы и отделение несортируемого класса. Измеряемые при сортировке рентгеновские характеристики (аналитические параметры) служат для оценки содержаний компонентов в отдельных кусках. В разных машинных классах значения аналитических параметров зависят от крупности кусков. [10]. Этот факт должен учитываться при выборе числа и границ машинных классов.

При должной организации схемы и режимов подготовки руды к последующей сепарации происходит снижение выхода несортируемого класса, а также перераспределение сортируемого материала в крупные машинные классы.

В случаях, когда при разрушении в мелкие классы переходят преимущественно ценные компоненты, сортировка крупных классов становится более эффективной, то есть позволяет увеличить выход крупнокусковых хвостов, снизить содержание ценных компонентов в них. Это благоприятный случай.

Гранулометрическая характеристика сырья, поступающего на рудо-сортировочный комплекс, имеет важное значение для технологической и экономической оценки эффективной технологии. Вид гранулометрической характеристики определяется физико-механическими свойствами руды и параметрами буровзрывных работ при отбойке горной массы [19].

Поскольку на гранулометрический состав сепарируемого материала влияет гранулометрический состав взорванной горной массы правильная

организация горно-добычных (особенно буровзрывных) работ, наряду с оптимизацией схемы и режимов подготовки руды к сепарации, является важным фактором распределения руды по классам крупности.

На эффективность разделения влияет и выбор аналитического параметра, поскольку информацию, получаемую от куска, можно обрабатывать по-разному. В качестве аналитического параметра, снижающего погрешности разделения, в меньшей степени зависящего от меняющейся геометрии измерения кусков, от взаимного расположения измерительной системы и куска, формы куска, является спектральное отношение интенсивности в двух спектральных областях.

Для обогащения рентгенорадиометрическим методом многокомпонентных руд, в частности при решении задачи предварительной концентрации, возможны разные алгоритмы принятия решения об удалении куска в тот или иной продукт: алгоритм удаления сразу по всем компонентам с учётом весовых коэффициентов либо алгоритм с условиями удаления куска по любому из компонентов отдельно.

Крупность машинных классов определяет требуемое граничное значение параметра разделения и, следовательно, оказывает влияние на эффективность разделения.

С уменьшением среднего размера куска машинного класса при одном и том же граничном значении массовая доля компонентов в хвостах сепарации увеличивается для всех классов крупности. Это указывает на необходимость разбиения широкого класса крупности на более узкие, с подбором для каждого класса своих порогов разделения, причём для класса с меньшим средним размером куска требуется меньшее граничное значение аналитического параметра.

Изучение влияния числа машинных классов рентгенорадиометрической сепарации на технологическую эффективность предварительной концентрации полиметаллической руды позволяет сделать вывод о том, что предварительная концентрация тем эффективней, чем больший выход хвостов получают в ней при разделении с соблюдением ограничений на содержание ценных компонентов в хвостах.

Экспериментальные исследования выполнены на полиметаллической руде с одним машинным классом и при разделении её на два и три машинных класса.

В качестве ориентировочных по уровню ограничений в хвостах РРС взяты значения содержаний компонентов в хвостах флотации на действующей фабрике, перерабатывающей исследуемую руду.

Разделение исходной руды на два машинных класса даёт резкий прирост суммарного выхода хвостов сепарации, увеличение числа машинных классов с двух до трёх также даёт прирост выхода хвостов, но в меньшей степени.

### Список литературы

1. Цыпин Е. Ф. Предварительное обогащение // Известия вузов. Горный журнал. – 2001. №4-5. С. 82-104.
2. Цыпин Е. Ф. Обогащение в стадиях рудоподготовки. Изд-во УГГУ. Екатеринбург, 2015. – 303 с.
3. Максимов И. И. XXVII Международный конгресс по обогащению полезных ископаемых (часть 1) // Обогащение руд. 2015. № 3. – С. 3-11.
4. Максимов И. И. XXVII Международный конгресс по обогащению полезных ископаемых (часть 2) // Обогащение руд. 2015. № 6. – С. 50-58.
5. Gleeson D. Preceding processing // International Mining. March, 2019. – P. 82-87.
6. Moore P. Processing performance // International Mining. January, 2018. – P. 66-73.
7. Härkki K. Overcoming sustainability challenges of future concentrator plants. Presentation. XXVII International Mineral Congress. Santiago, Chile, 2014. Компания OUTOPEC: [офиц. сайт] – Режим доступа: [www.outotec.com](http://www.outotec.com), свободный
8. Федоров Ю. О., Кацер И. У., Коренев О. В., Короткевич В. А., Цой В. П., Ковалев П. И., Федоров М. Ю., Поповский Н. С. Опыт и практика рентгенорадиометрической сепарации руд // Известия вузов. Горный журнал. – 2005. №5. С. 21-37.
9. Kolacz J. Sensor based sorting with signal pattern recognition: The new powerful tool in mineral processing // Proceedings of the XXVII International Mineral Congress. Santiago, Chile, 2014. Chapter 16. Classification, screening and sorting. – P. 106-115.
10. Ефремова Т. А. Влияние крупности классов на граничное значение аналитического параметра рентгенофлуоресцентной сепарации полиметаллической руды // Матлы научно-практической конференции молодых ученых и студентов «Уральская горная школа – регионам». Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2018. – С. 266-267.

УДК 622.7

## ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТЕЙ ПНЕВМАТИЧЕСКОГО ОБОГАЩЕНИЯ МЕДНОЙ РУДЫ

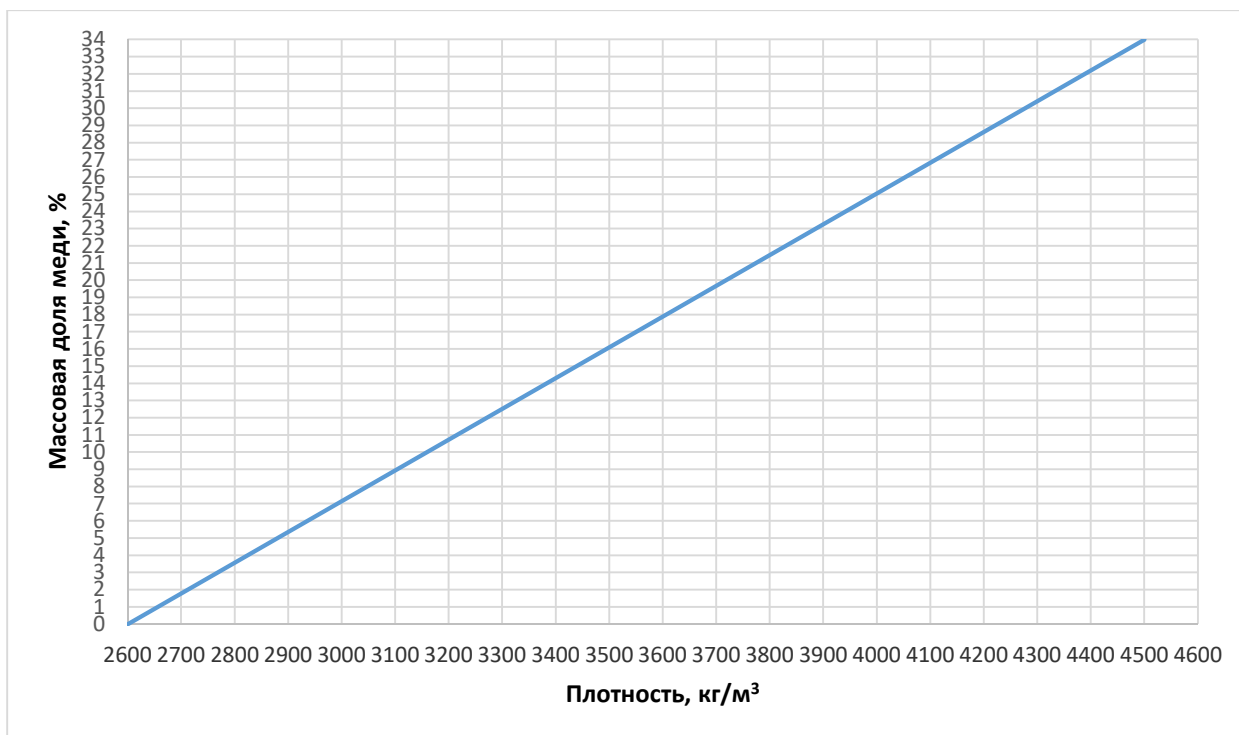
**Завьялов С. С.**

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

В последнее время в переработку вовлекаются бедные и труднообогатимые руды, для которых вопросы предварительного обогащения становятся актуальными.

Выполнена оценка связи массовой доли меди от плотности [1]. Зависимость представлена на рисунке 1.

Проведена оценка возможностей гравитационного обогащения путем построения диаграммы Г. О. Чечотта [2]. По диаграмме Г. О. Чечотта получены разные по плотности зависимости для частиц с разными значениями и плотностями. Для примера приведена разница в плотности равной 100 кг/м<sup>3</sup>.



**Рисунок 1 – Линейная зависимость массовой доли меди от плотности куска**

Для расчета скорости свободного падения использована преобразованная формула Н. Ф. Меринова [3]:

$$v_0 = \frac{24(\rho - \Delta)w}{d \cdot \Delta} \left( \sqrt{\mu^2 + \frac{d^3 w^3 \Delta (\rho - \Delta) g}{216}} - \mu \right), \quad (1)$$

где  $d$  – крупность частиц, мм;

$g$  – ускорение свободного падения, равное  $9,81 \text{ м/с}^2$ ;

$\mu$  – динамический коэффициент вязкости,  $\text{Н} \cdot \text{с/м}^2$ ;

$w$  – коэффициент сферичности (при расчетах не учитывается);

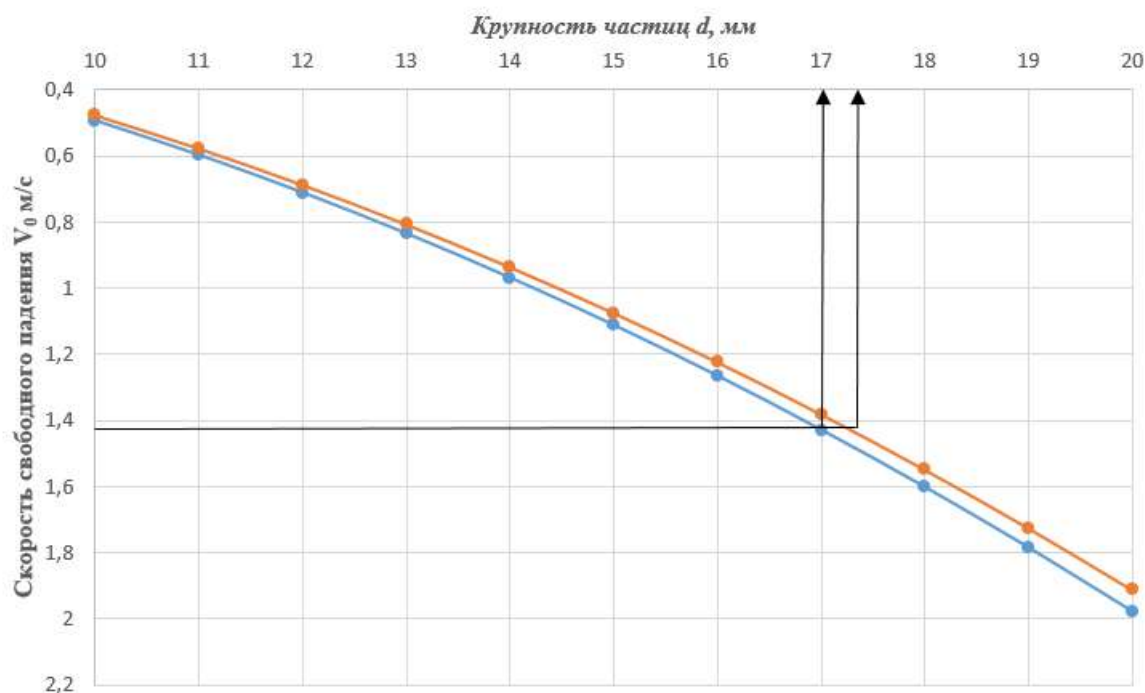
$\rho, \Delta$  – соответственно, плотность частицы и воздуха,  $\text{кг/м}^3$ .

Расчеты проводили для классов крупности в диапазоне от 20 до 10 мм.

По полученным данным были построены зависимости свободного падения частиц, для класса крупности от 20 до 10 мм. Представлены на рисунке 2.

По полученным зависимостям можно определить шкалу классификации узких классов крупности. Так для частиц 17 мм шкала классификации составляет от 17 до 17,4 мм.

Исследование возможностей пневматического предварительного обогащения выполнено на классе крупности  $-20+18$  мм. Исследование выполнено на 88 кусках с разной плотностью [4]. Полученные результаты представлены в таблице 1.



**Рисунок 2 – Зависимости скорости свободного падения частиц  $v_0$  от диаметра частиц  $d$  в диапазоне крупности от 20 до 10 мм**

**Таблица 1 – Полученные результаты кусков**

Количество кусков	Средняя плотность, кг/м <sup>3</sup>	Выход, %	Массовая доля меди, %	Извлечение, %
2	4748,55	2,27	31,00	24,04
2	4592,03	2,27	17,27	13,39
2	4455,13	2,27	15,85	12,29
3	4239,12	3,41	15,13	17,60
2	4048,53	2,27	12,18	9,44
2	3762,31	2,27	5,80	4,50
6	3673,42	6,82	5,40	12,56
2	3432,28	2,27	5,00	3,88
3	3186,36	3,41	1,10	1,28
7	2986,96	7,95	0,20	0,54
7	2892,64	7,95	0,10	0,27
10	2761,59	11,36	0,05	0,19
40	2675,36	45,45	0,00	0,00
Итого:		100,00	2,93	100,00

Установлена возможность получения кондиционного медного концентрата и хвостов с отвальным содержанием меди. Полученные данным свидетельствуют об изменении массовой доли меди от 31 до 2 %, со средней плотностью от 4748,55 до 2675,36 кг/м<sup>3</sup>.

Выполненный расчет по полученным данным приведен в таблице 2.



**Таблица 2 – Баланс по конечным продуктам**

Наименование	Выход, %	Массовая доля меди, %	Извлечение, %
Концентрат	10,23	19,29	67,33
Промежуточный продукт	17,05	5,44	31,66
Хвосты	72,73	0,04	1,01
Итого:	100,00	2,93	100,00

Показана возможность получения медного концентрата с массовой долей меди 19,29 % при извлечении в него 67,33 %, промежуточного продукта с массовой долей меди 5,44 % при извлечении в него 31,66 % и хвостов с массовой долей меди 0,04 при потерях меди 1,01 %.

*Список литературы*

1. Цыпин Е. Ф., Морозов Ю. П., Козин В. З. Моделирование обогатительных процессов и схем: учебник для вузов. Екатеринбург / Издательство Уральского университета, 1996. – 368 с.
2. Лященко П.В. Гравитационные методы обогащения. Москва 1935. – 264 с.
3. Меринов Н. Ф. Гравитационные методы обогащения. Конспект лекций. Екатеринбург 2005.– 204 с.
4. Морозов Ю.П., Завьялов С.С., Волков П.С., Джураев Х.Р. «Исследование сухого гравитационного обогащения сульфидной руды месторождения Шатыркуль». Материалы XXII Международной научно-технической конференции. «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья», 19-20 апреля 2017 г. Екатеринбург 2017 г. – С. 151...153.

УДК 622.7: 665.775.5

**РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ ПЫЛЕЙ И ОТХОДОВ МЕТАЛЛУРГИИ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ УГЛЕВОДОРОДНЫХ ВЯЖУЩИХ ВЕЩЕСТВ**

**Кошкарров В. Е.<sup>1</sup>, Морозов Ю. П.<sup>2</sup>, Кулай П. М.<sup>3</sup>, Кошкарров Е. В.<sup>1</sup>**

<sup>1</sup> НИЦ Асфальтит, г. Екатеринбург, Россия

<sup>2</sup> ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет», г. Екатеринбург, Россия

<sup>3</sup> Нефтегазстройальянс, г. Уфа, Россия

Технология переработки металлургических пылей – колошниковой, скрубберной, циклонной, – является актуальной задачей металлургического производства. Основными процессами окускования руд, пылей и отходов производств являются: брикетирование, грануляция и агломерация [1]. Все они могут предусматривать применение различных связующих и спекающих веществ.

В дальнейшем переделе, при составлении металлургической шихты, может быть добавлен нефтяной кокс в качестве топлива и восстановителя. Поэтому представляет практический интерес применение углеводородных вяжущих веществ на основе тяжелых нефтяных остатков – сырья для получения нефтяного кокса на НПЗ. С использованием углеводородных связующих для окускования руд и колошниковых пылей, в том числе с нефтекоксом, возможно улучшение качества и технико-экономических показателей доменного процесса.

Проблеме связывания пылей, окускования руд и пылевидных отходов металлургии посвящено множество исследований [2]. Известно также применение нефтекокса в руднотопливной шихте [3], как спекающегося, так и неспекающегося (отощающего). При углублении переработки нефти, с увеличением мощностей производства нефтяного кокса, происходит снижение его качества как металлургического топлива-восстановителя (по содержанию серы и соотношению углерод/водород).

В настоящей работе рассматривается подготовительный процесс, при котором пылеватое металлургическое сырьё (концентрат и отходы) окомковывается с профилактической эмульсией на основе углеводородных вяжущих веществ. Углеводородное связующее выступает в роли вяжущего (клея) при окомковании шихты и дополнительного восстановителя в пирометаллургических процессах.

Наиболее доступными, крупнотоннажными нефтесвязующими являются углеводородные связующие на основе тяжелых нефтяных остатков (ТНО). Смолисто-асфальтеновые компоненты ТНО, за счёт своих физико-химических свойств, могут обеспечить целостность брикетов и гранул при окусковании, и в значительной степени повлиять на процесс восстановления.

Тяжелые нефтяные остатки нефтеперерабатывающего завода (асфальты деасфальтизации) – это остатки от процессов извлечения масел из прямогонного гудрона на маслблоках НПЗ. Они также служат сырьем для производства дорожных, строительных и кровельных битумов. Вторичными ТНО являются крекинг-остатки термической переработки гудрона.

Продукты на основе ТНО имеют широкое применение. Они выступают гидроизоляционными, связующими веществами, проявляют хорошие строительные и эксплуатационные свойства при низких и высоких температурах. Их доступность, стойкость к атмосферным явлениям и технологичность применения может оказать положительное влияние при применении в переработке руд и металлургических пылей. В табл. 1 представлены современные данные о технических свойствах, используемых в технике ТНО, которые целесообразно рассматривать в качестве основы профилактического связующего, например, связующего ПС-1 [6].

Наибольший интерес представляют асфальты пропановой деасфальтизации – остатки от низкотемпературных процессов переработки гудрона, поскольку, вследствие не агрессивных методов воздействия на молекулярную структуру при их производстве, имеют самое низкое содержание канцерогенных веществ, в сравнении с другими ТНО. Как видно из приведенных данных, асфальт пропановой деасфальтизации, при прочих аналогичных физико-технических свойствах, имеет наименьшее содержание 3-4 бенз(а)пирена (в пять раз ниже используемого в строительстве марочного битума).

**Таблица 1 – Физические характеристики и содержание канцерогенных веществ тяжелых нефтяных остатков НПЗ**

Наименование ТНО	Температура размягчения по КиШ, °С	Плотность $\rho^{20}$ , г/м <sup>3</sup>	Вязкость $\eta$ 120 °С, мПа·с *	3-4 бенз(а)пирен (БаП), % масс.
Гудрон (ЗапСиб)	35	995	358	0,039
Асфальт пропановой деасфальтизации	38	1010	367,5	0,012
Крекинг остаток висбрекинга гудрона	53	1019	320,5	-
Битум марки БН 70/30	70	1012	910,0	0,068

\* – динамическая вязкость, определяемая ротационным вискозиметром Брукфильда при температуре 120 °С [мПа·с], определяемая по методу PN-EN 13302 и по ГОСТ 33137-2014

Важным обстоятельством применения ТНО в горно-перерабатывающей и металлургической промышленности является степень экологического воздействия на окружающую среду. В лаборатории Горного института Уральского отделения Российской академии наук (ГИ УрО РАН) проведены исследования по оценке воздействия профилактического связующего ПС-1 на окружающую среду при обеспыливании в геотехнологиях [5]. В результате проведенных исследований дано заключение о том, что при использовании ПС-1 из ТНО выщелачивание атмосферными осадками не представляет угрозы сверхнормативного органического загрязнения гидросферы. По степени воздействия на организм человека по ГОСТ 12.1067-76 «ССБТ. Вредные вещества. Классификация и общие требования безопасности» тяжелый нефтяной остаток – асфальт пропановой деасфальтизации гудрона (АПД) относится к малотоксичным веществам 4 класса опасности [6].

В силу особенностей процесса получения АПД, он характеризуется низкой зольностью, содержит высокомолекулярные углеводороды с большим числом конденсированных колец (полициклические ароматические углеводороды), а также ряд ценных неуглеводородных соединений, включая металлы Ni и V. Технические характеристики, групповой углеводородный и элементный состав профилактического связующего ПС-1 на основе АПД представлен в таблицах 2 и 3.

На основании данных о физико-химических свойствах и более низкой экологической опасности, тяжелый нефтяной остаток – асфальт пропановой деасфальтизации, – принят в качестве органической основы для получения профилактической эмульсии, используемой для окомкования (брикетирования и грануляции) руд и пылеватых металлургических отходов.

**Таблица 2 – Физико-химические свойства ПС-1 на основе АПД**

Наименование показателя	Метод (ГОСТ)	ПС-1
1. Технические характеристики ПС-1		
Температура размягчения по КиШ, °С	11506-73	42
Температура вспышки, °С	6356-75	332
Зольность, %	1461-75	Отсутствует (следы)
2. Групповой углеводородный состав, % масс.		
Парафино-нафтеновые	IP 469	2,801
Ароматические	--/--	50,508
Смолы	--/--	39,270
Асфальтены	--/--	7,422

**Таблица 3 – Элементный состав ПС-1 на основе АПД**

углерод, % масс.	92,2
водород, % масс.	3,7
сера, % масс.	1,75
кислород, % масс.	1,22
азот, % масс.	0,9
никель, ppm	368
ванадий, ppm	139
кремний, ppm	0,12
железо, ppm	0,11
кальций, ppm	0,005
натрий, ppm	0,002

Интерес представляет также процесс агломерации: восстановительный обжиг гранул. Дополнительный восстановительный газ (водород и метан) образуется в процессе термодеструкции углеводородных вяжущих веществ в окомкованном материале [7]. Таким образом, профилактическое связующее на основе тяжелого нефтяного остатка – асфальта пропановой деасфальтизации, – выступает в роли связующего при окусковании тонкодисперсных руд, концентратов и обратной колошниковой пыли, а также способствует повышению восстановительной способности печных газов.

### Список литературы

1. Равич Б.М. Брикетирование в цветной и черной металлургии / Б.М. Равич. – М.: Металлургия, 1975. – 232 с.
2. Кошкарлов М.А., Петленко С.В., Кошкарлов В.Е. Грануляция рудных концентратов и пыли с использованием углеводородных эмульсий // Материалы XVIII международной научно-технической конференции. Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья. (Екатеринбург, 3-4 апреля 2013г.). – Екатеринбург, 2013. – С. 351–358.
3. Кошкарлов Е. В. Разработка способов применения остаточных продуктов нефтепереработки в производстве металлургического кокса. Дисс. ... к.т.н. – Свердловск: ВУХИН, 1987. – 187 с.
4. Исследование и разработка технологии обеспыливания карьерных автодорог и техногенных массивов профилактическими эмульсиями из тяжелых нефтяных остатков: монография / Неволин Д.Г., Кошкарлов Вл.Е., Кошкарлов В.Е. – Екатеринбург: УрГУПС, 2020. – 186 с.
5. Заключение по результатам исследования брикетов, сформированные с использованием профилактического связующего ПС-1 / Лаборатория геоэкологии горнодобывающих регионов // Горный институт Уральского отделения Российской академии наук (ГИ УрО РАН). – Пермь, 2021. – 3 с.
6. Профилактическое связующее ПС-1. Асфальт / Технические условия. СТО 47678749-001-2015. – Екатеринбург: НИЦ «Асфальтит», 2015. – 10 с.
7. Нефтяной кокс: монография / Р. Н. Гимаев, И. Р. Кузеев, Ю. М. Абызгильдин. – М.: Химия, 1992. – 74 с.

УДК 622.765

## ФЛОТАЦИОННОЕ ОБОГАЩЕНИЕ КИРОВГРАДСКИХ ПИРИТНЫХ ОГАРКОВ

Левченко Г. Н.<sup>1</sup>, Киселёв М. Ю.<sup>2</sup>, Тимофеев К. Л.<sup>1</sup>, Воинков Р. С.<sup>1</sup>, Краюхин С. А.<sup>2</sup>

<sup>1</sup>АО «Уралэлектромедь», г. Верхняя Пышма, Россия

<sup>2</sup>НЧОУ ВО «Технический университет УГМК», г. Верхняя Пышма, Россия

Коллективом сотрудников АО «Уралэлектромедь» и НЧОУ ВО «Технический университет УГМК» проведены исследования флотационного обогащения Кировградских пиритных огарков.

Целью работы являлось определение возможности и подбор параметров извлечения золота и меди из пиритных огарков методом флотации.

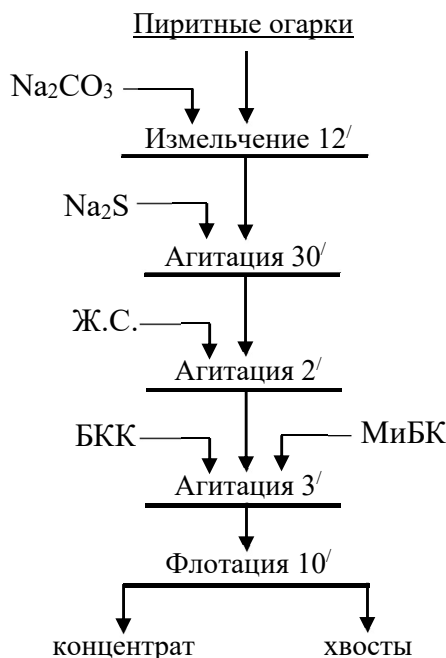
### Лабораторные исследования

Химический состав исходной пробы пиритных огарков, %: 0,19 Cu, 0,31 Zn, 50,4 Fe, 1,1 г/т Au. При проведении тестовых опытов наилучшие показатели обогащения получены при следующих параметрах:

- содержание класса крупности -0,071+0 мм – 95 %;
- рН пульпы 4,6-4,7 ед.;
- плотность пульпы 35 % тв.;

- реагенты:  $\text{Na}_2\text{CO}_3$ ,  $\text{Na}_2\text{S}$ , жидкое стекло, БКК, МиБК.

Схема проведения опыта представлена на рисунке 1, результаты в таблице 1. Получен концентрат (выход 2,3 %) с содержанием меди 5,41 %, золота 14,1 г/т. Извлечение меди в концентрат составило 63,6 %, золота 29 %.



**Рисунок 1 – Схема флотационного обогащения пиритных огарков в лабораторных условиях**

**Таблица 1 – Результаты флотационного обогащения пиритных огарков**

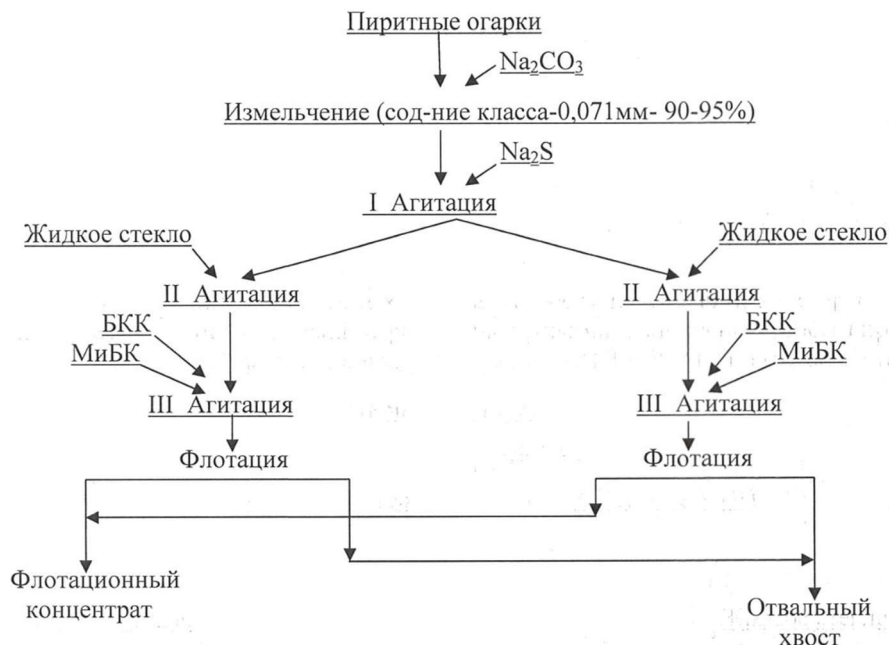
Наименование продуктов	Выход, %	Содержание %, г/т						Извлечение, %					
		Cu	Zn	S	Fe	Au	Ag	Cu	Zn	S	Fe	Au	Ag
Флот. к-т	2,3	5,41	0,51	27,6	31,6	14,1	38,0	<b>63,6</b>	3,7	35,8	1,4	<b>29,0</b>	6,1
Хвосты	97,7	0,07	0,31	1,15	50,8	0,8	13,5	36,4	96,3	64,2	98,6	71,0	93,9
Исходный	100,0	0,19	0,31	1,75	50,4	1,10	14,1	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

### Пилотные испытания

Пилотные испытания проведены в научно-исследовательском центре ТУ УГМК. Переработано 100 кг пиритных огарков. Схема обогащения включает операции: измельчение (содержание класса  $-0,071$  мм – 90-95 %), три стадии агитации с добавлением реагентов, флотация. Применяемые реагенты: регулятор среды – сода ( $\text{Na}_2\text{CO}_3$ ), сульфидизатор – сульфид натрия ( $\text{Na}_2\text{S}$ ), депрессор пустой породы – жидкое стекло, собиратель – БКК, вспениватель – МиБК.

Пилотные испытания обогащения пиритных огарков проведены согласно схеме, представленной на рисунке 2 в непрерывном режиме. Для увеличения производительности переработки пиритных огарков собрано два параллельных потока. В целом, флотационная установка позволяет испы-

тать всю схему или цикл флотации одновременно. Процесс непрерывен, автоматизирован, позволяет тонко регулировать в каждой ячейке скорость перемешивания пульпы, расход реагентов, воздуха. На рисунке 3 показан общий вид флотационной установки.



**Рисунок 2 – Схема пилотных испытаний флотационного обогащения пиритных огарков в непрерывном режиме**

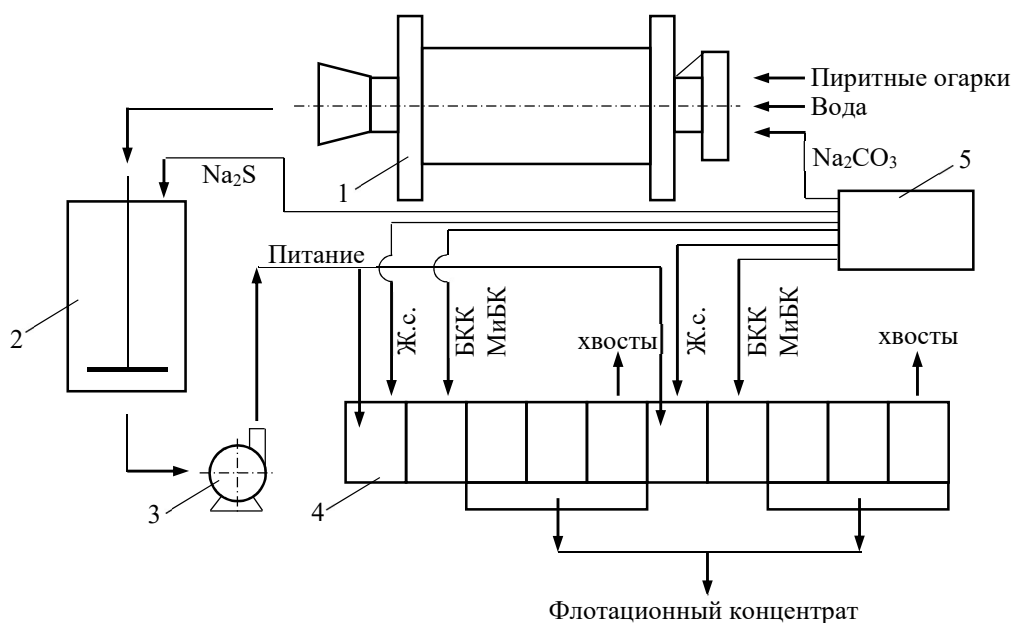


**Рисунок 3 – Общий вид флотационной установки**

Технологический режим обогащения пробы пиритных огарков приведён в таблице 2. Схема цепи аппаратов показана на рисунке 4.

**Таблица 2 – Технологический режим обогащения пиритных огарков на непрерывной флотационной установке**

Технологическая операция	Содержание кл. - 0,071 мм, %	Плотность пульпы, % тв.	Производительность операции по тв., кг/ч	Реагенты					Продолжительность операции, мин
				Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub>	Na <sub>2</sub> S	Ж.с.	БКК	МиБК	
Измельчение	90-93		25	+					12
I Агитация в агитационном баке		33-37			+				20-30
II Агитация во флотомашине						+			2-3
III Агитация во флотомашине							+	+	2-3
Флотация									10



**Рисунок 4 – Схема цепи аппаратов при обогащении пиритных огарков в непрерывном режиме:**

1-мельница шаровая; 2-ёмкость подачи пульпы; 3-насос перистальтический; 4-машина флотационная; 5-станция дозирования реагентов

Измельчение проводили в шаровой мельнице (1) объёмом 60 дм<sup>3</sup>. Расчетное количество пиритного огарка, соды и воды загружали в мельницу. Продолжительность измельчения составляла около 12 мин. После измельчения пульпу направляли в агитационный чан (2) и контактировали с сульфидом натрия. Далее, с использованием перистальтического насоса (3), пульпу направляли в 12-камерную флотационную установку (4). Перекачка



пульп между камерами осуществлялась перистальтическими насосами. Реагенты подавали в точки флотации с помощью станции дозирования реагентов (5) согласно режимной карте.

Результаты пилотных испытаний обогащения пиритных огарков приведены в таблице 3.

**Таблица 3 – Результаты пилотных испытаний по флотации пиритного огарка**

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %, г/т				Извлечение, %			
		Cu	Fe	Zn	Au	Cu	Fe	Zn	Au
Флотационный концентрат	7,67	1,53	39,17	0,32	6,6	<b>57,0</b>	7,9	8,5	<b>42,3</b>
Хвосты	92,33	0,096	38,00	0,29	0,75	43,0	92,1	91,5	57,7
Исходный	100,0	0,21	38,09	0,29	1,20	100,0	100,0	100,0	100,0

Результаты исследований подтвердили возможность флотационного обогащения пиритных огарков с извлечением ~60 % меди и 30-40 % золота в концентрат при выходе концентрата 5-8 %.

УДК 622.765.4

## **ВЫБОР ФРАКЦИОННОГО СОСТАВА КОМПАУНДНЫХ СОБИРАТЕЛЕЙ ДЛЯ ПЕННОЙ СЕПАРАЦИИ АЛМАЗОВ**

**Лезова С. П., Пестряк И. В.**

ФГАОУ ВО Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва, Россия

Процесс пенной сепарации является практически единственным эффективным процессом при извлечении технических алмазов классов крупности менее 1 мм [1]. При пенной сепарации алмазов на обогатительных фабриках АК «АЛРОСА» в качестве собирателей обычно используются различные нефтепродукты, включая мазут флотский Ф5 и смеси на его основе. Однако вследствие изменения собственного фракционного состава компонентов, и, соответственно компаундного собирателя в целом, часто наблюдается ухудшение показателей пенной сепарации [2].

Для выбора наиболее эффективных составов компаундных собирателей необходимо применить новый подход, рассматривающий смесь нефтепродуктов переменного состава как смесь фракций с постоянными свойствами. При изучении влияния состава компаундных собирателей на их эффективность ставилась задача определить оптимальные соотношения выбранных основных нефтепродуктов, которые обеспечивают необходимое

соотношение в собирателе базовых фракций и его максимальную собирающую способность.

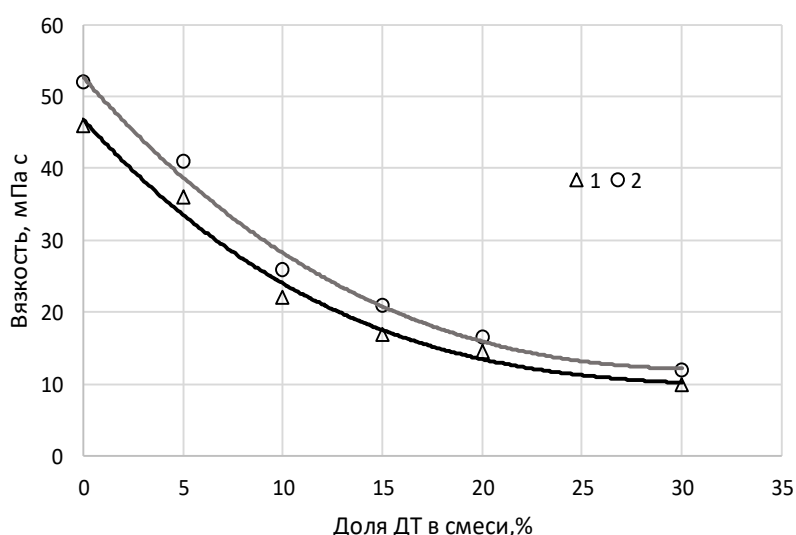
Наибольшей активностью при флотации алмазов обладают высококипящие поликонденсированные ароматические соединения различной степени замещенности, содержащие различные гетероатомы, которые входят в состав смолисто-асфальтовых веществ, содержащихся в тяжелых нефтепродуктах. Другие фракции, хотя их флотоактивность значительно ниже, в совокупности с первыми увеличивают выход минерала. Эффект межмолекулярной ассоциации различных по своей природе органических соединений (ароматические, парафиновые, нафтеновые), а также присутствие естественных ПАВ, создает наиболее благоприятные условия для эффективной флотации алмазов [3]. В зависимости от различного состава нефтепродуктов возможно изменение ассоциации их молекул, изменение действия ПАВ, температуры застывания и других факторов, которые, в итоге, могут оказать решающее значение на результаты флотации.

Так, мазут М-40 представляет собой смесь нормальных парафиновых, парафинонафтенных, нафтенно- и алкилнафтенароматических соединений различной степени конденсированности. При понижении температуры нормальные парафины кристаллизуются. Затем кристаллы растут и при определенных размерах и концентрациях образуют пространственную структуру, затрудняющую адгезию на алмазах. Такие изменения приводят к потере его собирающей способности, что обуславливает необходимость его компаундирования реагентами – понизителями вязкости. Аналогичные свойства характерны вязким водонефтяным эмульсиям, в частности водонефтяной эмульсии рудника «Удачный» ВНЭ-У (таблица 1).

Водонефтяная эмульсия рудника «Удачный» ВНЭ-У характеризуется максимальной долей смол и асфальтенов (45,8 %). Водонефтяная эмульсия рудника «Интернациональный» ВНЭ-10 содержит существенно меньше смол и асфальтенов (28,8 %). Массовая доля смол и асфальтенов в мазуте флотском Ф-5 не превышает 21 %. Решение задачи повышения технологических свойств нефтяных собирателей с высокой долей высокомолекулярных компонентов (смол и асфальтенов) достигается путем их смешивания с маловязкими продуктами, например дизельным топливом. Результаты исследований показывают, что добавление различных растворителей способствует существенному снижению вязкости мазута (рис. 1), что свидетельствует о принципиальном изменении структуры, в частности перевода смол и асфальтенов в растворимую или тонкодисперсную форму.

**Таблица 1 – Групповой компонентный состав органической фазы водонефтяной эмульсии, дизельного топлива (летнее), мазутов М-40 и Ф-5, их композиций**

Наименование нефтепродукта	Средняя массовая доля, %			
	Легкие дистилляты	Нефтяные масла	Смолы и асфальтены	Итого
Водонефтяная эмульсия рудника «Интернациональный» ВНЭ-10	33,5	37,7	28,8	100,0
Водонефтяная эмульсия рудника «Удачный» ВНЭ-У	10,6	43,6	45,8	100,0
Дизельное топливо ДТ (летнее)	83,4	16,5	0,1	100,0
Мазут М40	12,3	53,4	34,3	100,0
Мазут флотский Ф5	40,7	37,7	19,6	100,0
Компаундные собиратели				
ВНЭ-10 (50%) и Ф5 (50%)	38,8	37,5	23,7	100,0
ВНЭ-У (10%) и Ф5 (90%)	37,7	39,1	23,2	100,0
ВНЭ-10 (85%) и ДТ (15%)	42,7	34,5	22,8	100,0
ВНЭ-У (50%) и ДТ (50%)	46,9	30,1	23,0	100,0

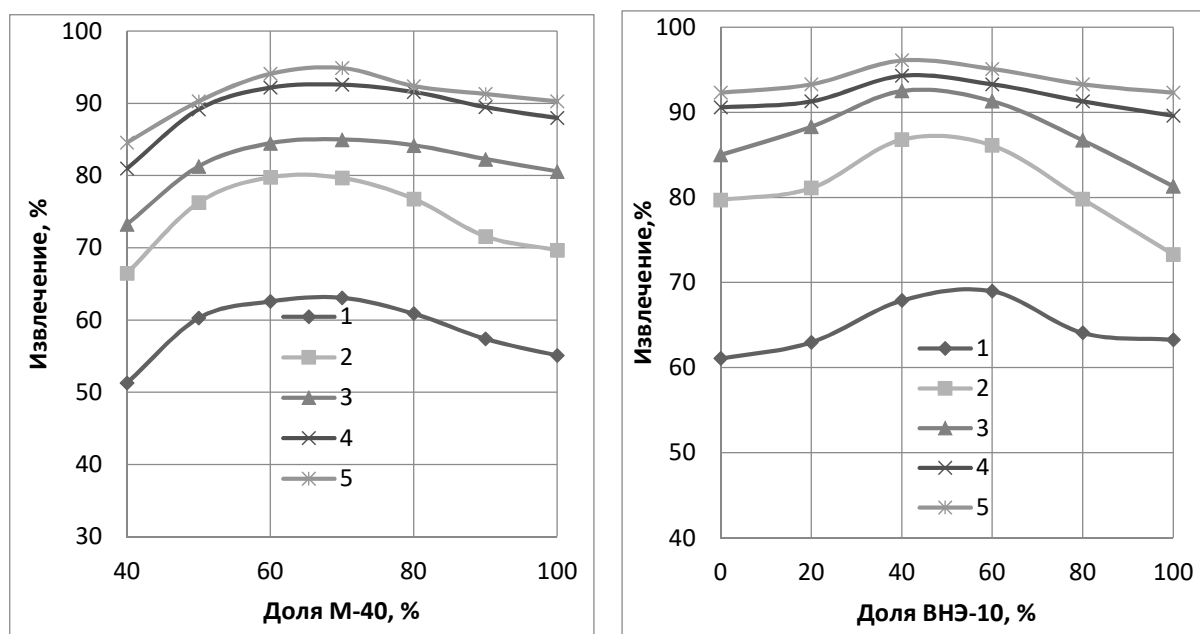


**Рисунок 1 – Изменение динамической вязкости мазута М-40 при разбавлении дизельным топливом при различной температуре: 1- 25°C; 2 – 13°C**

Для проверки эффективности разработанных собирателей использовалась лабораторная установка пенной сепарации. Установка включала узлы для подготовки исходного питания, включая операции оттирки и обесшламливания, агитации навески с реагентами и пенной сепарации.

Для изучения активности компаундных собирателей были подготовлены композиции путем смешивания мазута флотского и активированной водонефтяной эмульсии рудника «Удачный» ВНЭ-У и рудника «Интернациональный» ВНЭ-10 в различных соотношениях и были выполнены фло-

тационные опыты. Результаты проведенных экспериментов, представленные на рис. 1, показывают, что наибольшее извлечение алмазов в концентрат достигается при определенных соотношениях компонентов.



**Рисунок 2 – Зависимости извлечения алмазов при пенной сепарации от соотношения компонентов в собирателе из М-40 и ДТ (а) и ВНЭ-10 и Ф5 (б).**

Расходы собирателя: 1 – 125 г/т; 2 – 325 г/т; 3 – 650 г/т; 4 – 875 г/т; 5 – 1050 г/т

Максимальное извлечение алмазов в концентрат наблюдается при определенной массовой доле низкомолекулярных фракций (легких дистиллятов, 35-48%), среднемолекулярных (нефтяных масел, 32-40%) и высокомолекулярных (смолы и асфальтены, 17-24%) фракций нефтепродуктов.

Область оптимальных соотношений базовых компаундных фракций собирателя относительно невелика, что указывает на вероятное проявление в этой области синергетических явлений, которые заключаются в специфической модификации коллоидно-дисперсной структуры собирателя, обеспечивающей проявления его наилучших технологических свойств.

Близкое к оптимальному соотношение нефтяных фракций в компаундном собирателе может быть достигнуто при смешивании водонефтяной эмульсии рудника «Удачный» ВНЭ-У и дизельного топлива ДТ, или при смешивании водонефтяной эмульсии рудника «Удачный» ВНЭ-10 и дизельного топлива ДТ. Экспериментальная проверка показала, что компаундные собиратели с оптимальным соотношением базовых фракций позволяют достичь равных и лучших результатов пенной сепарации алмазосодержащих кимберлитов, относительно апробированных собирателей (мазута флотского Ф-5).

Достигнутое извлечение алмазов в концентрат при использовании компаунда ВНЭ-10 (85%) и ДТ (15%) на 2,8-3% выше, чем при использова-

нии ВНЭ-10 и находится на уровне смеси ВНЭ-10 и Ф-5. Извлечение алмазов в концентрат при использовании компаундного собирателя ВНЭ-У (50 %) и ДТ (50 %) на 6,8-8,1% выше, чем при использовании активированной ВНЭ-У и на 1,1-1,5% выше, чем при использовании мазута флотского (табл. 2).

**Таблица 2 – Результаты пенной сепарации при использовании водонефтяных эмульсий и смесей с нефтепродуктами**

Собиратель	Извлечение алмазов, % при расходе собирателя, г/т			
	600	700	800	900
Водонефтяная эмульсия ВНЭ-10	77,3	79,5	81,5	83,0
Водонефтяная эмульсия ВНЭ-У	70,6	74,2	76,1	76,2
Компаундные собиратели				
Мазут флотский Ф-5 (М40+ 20% ДТ-Л)	80,7	82,5	83,6	84,5
ВНЭ-10 (50%) и Ф-5 (50%)	82,3	83,4	85,5	86,0
ВНЭ-У (10%) и Ф-5 (90%)	78,5	81,5	83,3	84,3
ВНЭ-10 (85%) и ДТ-Л (15%)	81,5	83,5	85,4	85,8
ВНЭ-У (50%) и ДТ-Л (50%)	79,7	82,5	83,8	84,8

Полученные результаты показали, что эффективные компаундные собиратели для пенной сепарации алмазосодержащих кимберлитов могут быть получены смешиванием мазутов, водонефтяных эмульсий и маловязких нефтепродуктов при выдерживании заданных соотношений между базовыми фракциями легких дистиллятов, нефтяных масел, смол и асфальтенов. При использовании компаундных собирателей такого состава достигнуто повышение извлечения алмазов, что позволяет рекомендовать разработанные составы собирателя для применения в схемах пенной сепарации алмазосодержащих кимберлитов.

*Список литературы*

1. Чантурия В.А., Двойченкова Г.П., Островская Г.Х., Коваленко Е.Г. Эффективность применения процесса пенной сепарации на фабриках АК «АЛРОСА» за счет активации реагентов-собирателей // Горный журнал. - 2010. -№7, с. 72-74.
2. Махрачев А. Ф., Двойченкова Г.П., Лезова С.П. Исследование и оптимизация состава компаундных собирателей для пенной сепарации алмазов // Горн. инф.-анал. бюлл., 2018. -№11. С.178 – 185.
3. Петухов В.Н., Скоробогатова А.А., Ильясова А.З. Исследование флотационной активности реагентов-собирателей различного группового химического состава при флотации углей // Теория и технология металлургического производства. 2017, №1, с. 16-19.

## ВЫБОР РЕЖИМА ПОДГОТОВКИ К ФЛОТАЦИИ АПАТИТ-ШТАФФЕЛИТОВЫХ РУД КОВДОРСКОГО ГОКА

**Поливанская В. В.**

ФГАОУ ВО Национальный исследовательский технологический университет  
«МИСиС», г. Москва, Россия

Одним из перспективных направлений повышения эффективности обогащения тонкозернистых апатит-штаффелитовых руд (АШР) является выбор схем и режимов, направленных на обеспечение улучшения флотации шламовых классов руд. Отличительная особенность АШР Ковдорского месторождения – изначально наличие большого количества тонких минеральных частиц. В исходной дробленой руде крупностью -25 мм содержание класса -0,037 мм составляет 15% [1].

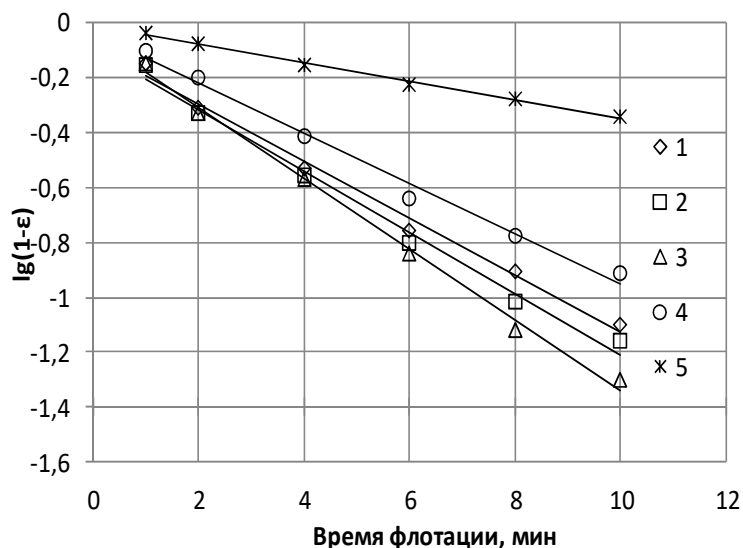
В практике действующих предприятий негативное влияние тонких шламов на процесс флотации устраняется путем их удаления при подготовке исходного питания. Такой подход к решению проблемы обуславливает неизбежные дополнительные потери ценных компонентов перерабатываемых руд [2]. При обогащении АШР Ковдорского месторождения первичные шламы теряются со сливом в операции сгущения, причем их отличительной особенностью является пониженное содержание  $P_2O_5$  (4,0-14,0%), и в связи с этим потери  $P_2O_5$  составляют от 7 до 8%. Эти потери на сегодняшний день практически невозможно вернуть из-за маленького извлечения флотацией (не более 35%) и недопустимо низкого качества концентрата (содержание  $P_2O_5$  24,0-26,0%).

Образованные в процессе рудоподготовки вторичные шламы (табл. 1) ранее так же терялись со сливом в операции сгущения, причем их отличительной особенностью является повышенное содержание  $P_2O_5$ , составляющее 22,0 – 26,0% [3]. В связи с этим потери  $P_2O_5$  составляли 12,0 – 14,0%. Большая часть потерь (более 90%) связана с классами мельче 0,020 мм.

**Таблица 1 – Гранулометрический состав и распределение  $P_2O_5$  по классам крупности вторичных шламов АШР**

Класс крупности, мм	Выход, %	Содержание $P_2O_5$ , %	Распределение $P_2O_5$ , %	Потери $P_2O_5$ , %
+0,05	4,9	18,07	3,7	0,50
-0,05+0,032	6,0	9,61	2,4	0,32
-0,032+0,020	3,7	12,37	1,9	0,25
-0,020+0,010	21,4	26,25	22,5	3,04
-0,010+0,005	21,3	26,43	22,7	3,03
-0,005	42,7	24,66	45,2	6,10
Итого	100,0	23,91	100,0	13,24

Анализ результатов флотационных опытов показывает, что максимальная скорость (константа скорости) флотации наблюдается для класса  $-0,074 + 0,02$  мм (0,13). Мелкие классы фосфатных минералов имеют сниженную скорость флотации, а шламы (класс  $-10$  мкм) имеют скорость флотации в три раза ниже (0,034), чем класс  $-0,074 + 0,02$  мм.



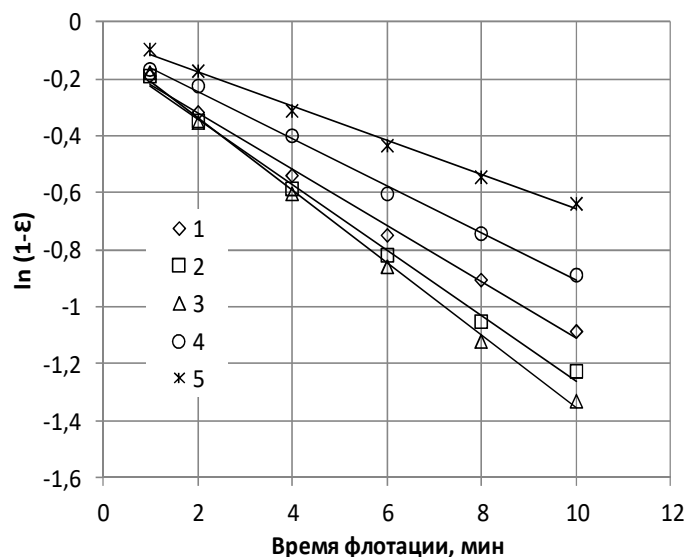
**Рисунок 1 – Кинетические зависимости флотации фосфатных минералов АШР из класса:** 1 –  $+0,1$  мм; 2 –  $-0,1+0,074$  мм; 3 –  $-0,074 +0,02$  мм; 4 –  $0,02 +0,01$  мм; 5 –  $0,01$  мм; а – в обычных координатах; б – в логарифмических координатах

Анализ конечных показателей операций сгущения и флотации шламов показывает, что снижение извлечения пятиоксида фосфора обусловлено потерями фосфатов со сливом операции сгущения при низких расходах флокулянта. Так же снижение массовой доли пятиоксида фосфора в концентрате наблюдается при расходе флокулянта более 20 г/т и обусловлено интенсификацией процесса вторичной флокуляции, снижающей показатели флотации [3].

В таких условиях целесообразно реализовать возможности эффективных флокулянтов при условии снижения интенсивности процесса вторичной флокуляции за счет реагентного регулирования агрегативной устойчивости тонких классов. Основанием для такого подхода являлось установленный эффект диспергирующего действия исследованных реагентов – диспергаторов на шламовые классы [4].

Предложенный режим кондиционирования питания флотации был исследован в лабораторных условиях с контролем кинетики флотации отдельных классов крупности. Расход флокулянта составил 20 г/т. В качестве реагентов диспергаторов использовали каустическую соду и жидкое стекло (200 + 200 г/т). Результаты экспериментов, показанные в табл. 4.7 и на рис.

4.16 показывают, что применение операции кондиционирования с реагентами-диспергаторами существенно увеличивает константу скорости флотации фосфатных минералов (с 0,034 до 0,64) и предельное извлечение пятиоксида фосфора (52,4 до 76,5%) из класса -10 мкм.



**Рисунок 2 – Кинетические зависимости флотации фосфатных минералов АШР при предварительном диспергировании питания флотации смесью каустической соды и ЖС из класса: 1 – +0,1 мм; 2 – -0,1+0,074 мм; 3 – -0,074 +0,02 мм; 4 – -0,02 +0,01 мм; 5 – -0,01 мм**

Лабораторные исследования обогатимости апатит-штаффелитовых руд с применением сочетания процессов сгущения и флотации производились на продуктах схемы магнитно-флотационного обогащения, включающей операции дробления, отмывки и классификации руды с удалением первичных шламов; а также измельчение, классификацию, магнитную сепарацию и флотацию руды.

Измельчение отмытой руды проводилось до крупности 53-54% класса -74 мкм. Измельченная руда подвергалась мокрой магнитной сепарации в слабом поле по схеме с основной сепарацией и двойной перечисткой магнитной фракции. Немагнитная фракция направлялась на флотацию.

Лабораторные опыты по флотации первоначально проводились в открытом цикле, в машинах механического типа при Т:Ж = 1:4 в основной и в перечистных операциях. После выбора оптимального ассортимента реагентов и режимных параметров процесса флотации проводили основные исследования по схеме замкнутого цикла.

В качестве реагентов – диспергаторов использовали каустическую соду (до 400 г/т шламов), жидкое стекло (до 400 г/т шламов). В качестве собирателя в операции флотации применяли омыленную ЖКТМ (до 350 г/т руды). В качестве регулятора вспенивания использовали М-246 (до 150 г/т руды).



Предлагаемая схема с совмещенной флотацией песков и шламов, с последовательными операциями сгущения и кондиционирования шламов с применением диспергаторов/

Результаты технологических испытаний показали, что флотация объединенных песковой и сгущенной шламовой фракций (сгущение проводилось с использованием флокулянта «Праестол-2540») с использованием операции кондиционирования шламов (с подачей каустической соды, жидкого стекла) обеспечивает получение апатитового концентрата, с содержанием 38,1%  $P_2O_5$  при извлечении  $P_2O_5$  до 71,9%.

Полученные результаты оказались выше, чем для ранее применяемого технологического режима и схемы, предусматривающей проведение совмещенной флотации песков и сгущенного шламового продукта при стандартном реагентном режиме, что позволило рекомендовать разработанный режим флотации к полупромышленным испытаниям.

#### *Список литературы*

1. Белобородов В. И., Захарова И. Б., Андронов Г. П. Перспективы развития фосфорсодержащей минерально-сырьевой базы ОАО «Ковдорский ГОК» // Горный журнал. -2010. - №9. - С.73-77.
2. Белобородов В.И., Андронов Г.П., Захарова И.Б. и др. Флотация апатит-штаффелитовой руды с использованием технологии селективной флокуляции шламов // Обогащение руд. № 6, 2004. - С. 6-9.
3. Туголуков А.В., Бармин И.С., Новожилова В.В. и др. Исследование и оптимизация технологии флотационного обогащения руд Ковдорского апатит-штаффелитового месторождения // Горный журнал, №10, 2012. - С. 71-76.
4. Туголуков А.В., Бармин И.С., Морозов В.В., Поливанская В.В. Исследование и оптимизация процесса флотационного обогащения апатит-штаффелитовой руды Ковдорского месторождения // Горный информ.-аналит. бюллетень, № 4, 2012. - С. 165-169.

УДК 622.73

## **ОЦЕНКА ВОЗМОЖНОСТЕЙ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ФЛЮОРИТА ИЗ ШЛАМОВЫХ ФРАКЦИЙ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ ЯРОСЛАВСКОЙ ГОРНОРУДНОЙ КОМПАНИИ**

**Киенко Л. А., Воронова О. В.**

ФГБУН Институт горного дела ДВО РАН, г. Хабаровск, Россия

Вознесенский рудный район (ВРР) включает в себя несколько месторождений флюоритовых руд (Вознесенское, Пограничное, Лагерное и др.). На базе добываемых руд длительное время работал Ярославский горно-обогатительный комбинат, затем (с 2005 года) Ярославская горнорудная компания. Несмотря на то, что руды ВРР отработаны лишь частично в настоя-

ший период возникла проблема дефицита рудного сырья, приведшая к остановке предприятия, что связано с необходимостью значительного увеличения объёмов вскрышных работ и соответствующих затрат.

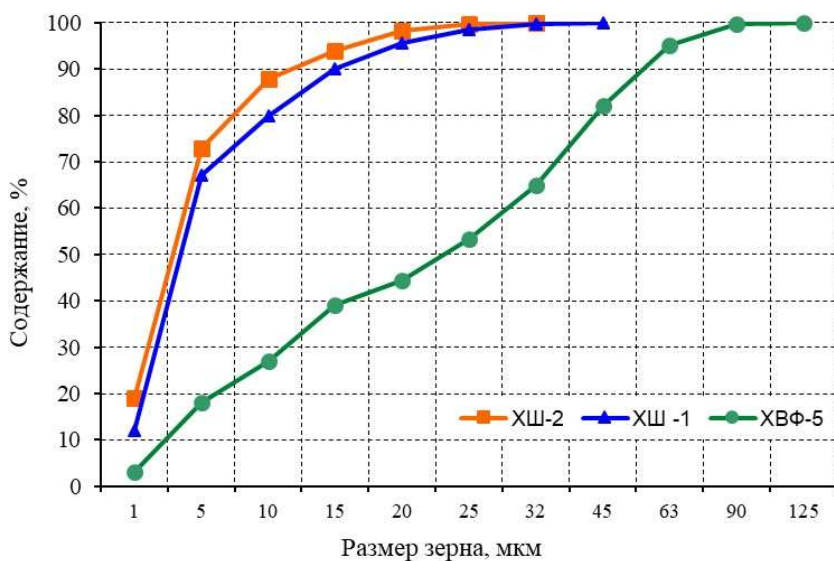
Альтернативным сырьём для получения флюоритовых концентратов в сложившихся условиях может служить отходы обогащения, проскладированные в хвостохранилище предприятия. По данным проведенных опробований массива хвостохранилища содержание флюорита в хвостах колеблется в пределах 13-23 %, кальцита – 12-14 %. Запасы их по имеющимся данным составляют не менее 30 млн. тонн. Исследования возможности вторичной переработки техногенных хвостов проводятся нами с 2017 года. Изначально при разработке технологии флотационного обогащения вторичного сырья [1, 2] было обозначено несколько факторов, существенно затрудняющих разделение минералов:

- высокая степень загрязнения имеющихся частиц флюорита за счёт вкрапленности в них силикатных минералов и кальцита, т.к. наиболее чистые зёрна были извлечены на стадии первичного обогащения;

- наличие на их поверхности реагентных покрытий, оставшихся от первого этапа переработки;

- вторичные образования на поверхности минералов, возникшие в связи с длительными контактами с жидкой фазой пульпы и воздушной средой в процессе пребывания в хвостохранилище.

Как известно из наших предыдущих исследований и практики работы предприятия все руды ВРР отличались чрезвычайно тонкой вкрапленностью, что диктовало необходимость измельчения их до крупности, соответствующей содержанию зёрен размером менее 0,044 мм до 85-90 % [3-5]. Однако, полного раскрытия минералов и, соответственно, высокой их селективности не достигалось даже при столь тонком измельчении. Поэтому для проскладированных в хвостохранилище отходов характерно наличие большого количества тонких шламов и, как выяснилось при опробовании различных участков техногенного месторождения, наличие зон, в которых сосредоточен особо тонкий материал, флотационное обогащение которого представляет собой весьма сложную задачу. Результаты изучения гранулометрического состава проб техногенных хвостов с применением лазерного прибора для измерения частиц ANALIZETTE 22 немецкой фирмы FRITSCH, графически представлены на рисунке 1. 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 1 – Гранулометрическая характеристика материала техногенных хвостов, отобранных в различных зонах хвостохранилища**

В пробах ХШ-1 и ХШ-2, отобранных в зоне концентрации наиболее тонкого материала, практически все зёрна представлены тончайшими шламами. Содержание класса размером менее 10 мкм составляет в них 80-88 %. Необходимо заметить, что по имеющейся на предприятии информации количество такого материала может составлять 20-25 %.

Из опыта исследований по обогащению тонкодисперсных материалов, технология флотации их имеет определённую специфику. Флотируемость шламовых продуктов, обладающих повышенной адсорбционной ёмкостью, малым весом частиц и очень большим их количеством характеризуется более низкими показателями по скорости и интенсивности заполнения пенного слоя. Селективность разделения минералов при флотации сырья с такими характеристиками значительно ниже. В проводимых нами ранее исследованиях по отдельной флотации песковых и шламовых фракций флюоритовых руд, было установлено, что повышение эффективности флотации шламовых продуктов с граничным зерном -10, -15 -20 мкм может быть достигнуто за счет снижения плотности пульпы по операциям, соответствующей корректировке расходов основных реагентов и продолжительности флотации [6-8].

По данным химических анализов содержание  $\text{CaF}_2$  в материале шламовых проб ХШ-1 и ХШ-2 составило 11,56 и 13,12 %,  $\text{CaCO}_3$  12,57 и 10,33 % соответственно. В связи с чрезвычайно высоким содержанием тонких частиц первоначально в экспериментах по флотационному их обогащению не предполагалось дополнительного измельчения. Однако аналитические данные указывают на то, что обработка материала в мельницах необходима с целью воздействия на их поверхность, снятия покрытий, выполняющих

экранирующую функцию при взаимодействии с жидкой фазой и реагентами. В таблице 1 представлены результаты флотации флюорита с предварительной обработкой пробы ХШ-1 в лабораторной шаровой мельнице марки МШЛ 40МЛ в режимах с переменными параметрами по измельчению и плотности пульпы в головной операции.

**Таблица 1 – Показатели извлечения флюорита из тонких фракций техногенных хвостов пробы ХШ-1 с предварительным измельчением**

Опыт	Продукт	Выход, %	Содержание, %		Извлечение CaF <sub>2</sub> , %	Условие опыта
			CaF <sub>2</sub>	CaCO <sub>3</sub>		
1	Концентрат 8 переч.	6,18	90,31	2,32	42,74	Плотность основной флотации – 20 %. SiO <sub>2</sub> – 3,45 %.
	Концентрат 7 переч.	6,51	87,37	4,89	43,5	
	Хвосты	52,69	5,23	7,1	21,09	
	Исходное питание	-	13,06	10,37	-	
2	Концентрат 8 переч.	5,71	91,65	0,78	45,01	Плотность основной флотации – 16 %. SiO <sub>2</sub> – 2,69 %.
	Концентрат 7 переч.	5,91	89,88	2,10	45,69	
	Хвосты	57,38	4,73	9,49	23,34	
	Исходное питание	-	11,63	12,66	-	
3	Концентрат 8 переч.	5,80	94,17	0,59	47,73	Плотность основной флотации – 14 %. SiO <sub>2</sub> – 1,79 %.
	Концентрат 7 переч.	6,00	93,17	93,17	48,87	
	Хвосты	64,78	4,75	10,86	26,90	
	Исходное питание	-	11,45	12,57	-	
4	Концентрат 8 переч.	6,37	93,21	1,02	50,88	Плотность основной флотации – 12 %. SiO <sub>2</sub> – 2,31 %.
	Концентрат 7 переч.	6,64	91,27	1,57	51,93	
	Хвосты	57,83	4,55	10,75	22,55	
	Исходное питание	-	11,67	12,51	-	

Примечание: Время измельчения – 20 мин. Содержание SiO<sub>2</sub> дано в концентрате 8 перечистки.

Полученные результаты свидетельствуют о повышении эффективности процесса флотационного разделения при снижении плотности питания до 14 %. Одновременно продолжительность основной флотации увеличивалась на 45-75 %. Высокая степень разбавления пульпы представляет собой инструмент, обеспечивающий снижение числа минеральных частиц в единице объёма с соответствующим, увеличением дистанции между ними. При наличии большого объёма шламов в измельчённой массе это позволяет оптимизировать процесс разделения минералов.

Параллельно, с целью сравнительной оценки результатов, были поставлены эксперименты на менее тонком материале хвостов основного массива хвостохранилища (проба ХВ-5). Массовая доля в пробе CaF<sub>2</sub> составила 18,24 %, CaCO<sub>3</sub> 11,51 %. При этом были получены существенно более высокие результаты: в концентраты с содержанием CaF<sub>2</sub> 93,27-95,4 %, извлечение флюорита составляло, соответственно, 58,88-53,4 %.

Однако, селективный забор техногенного материала из хвостохранилищ компании в рамках технологии готовящегося проекта вряд ли может быть гарантирован, что диктует необходимость оценки возможности совместной переработки сырья различного дисперсно-шламового состава.

Для экспериментов было подготовлено два варианта шихты. В таблице 2 представлены результаты экспериментов по их обогащению.

**Таблица 2 – Показатели флотации шихты техногенных хвостов**

Опыт	Продукт	Выход, %	Содержание, %		Извлечение CaF <sub>2</sub> , %	Технологический режим
			CaF <sub>2</sub>	CaCO <sub>3</sub>		
31	Концентрат 8 переч	8,85	94,17	0,37	52,19	ХВФ-5 + XIII-1 (2:1) Время основной флотации 12 мин. SiO <sub>2</sub> – 1,59 %.
	Концентрат 7 переч.	9,6	93,25	0,51	56,06	
	Концентрат 6 переч.	10,42	92,14	0,96	60,13	
	Хвосты	60,93	3,29	7,25	12,55	
	Питание	100	15,97	11,85	100	
33	Концентрат 8 переч.	9,31	94,35	0,39	52,87	ХВФ-5 + XIII-2 (2:1) Время основной флотации 12 мин. SiO <sub>2</sub> – 1,62 %.
	Концентрат 7 переч.	10,05	93,60	0,70	56,60	
	Концентрат 6 переч.	10,88	92,22	1,53	60,41	
	Хвосты	56,03	3,76	6,34	12,68	
	Питание	100	16,61	11,01	100	

Примечание: Время измельчения – 40 мин. Содержание SiO<sub>2</sub> дано в концентрате 8 перечистки.

Как показывают приведенные данные, при обогащении обеих вариантов шихты удаётся получить концентраты, содержащие CaF<sub>2</sub> свыше 94 % при извлечении в них флюорита 52,19-52,87 %. При сокращении числа перечистных операций пенных продуктов и снижении массовой доли CaF<sub>2</sub> в концентратах до 92 % извлечение флюорита может возрасти до 60 %.

Полученные концентраты не соответствуют требованиям к высоко-сортной продукции, как по массовой доле в них CaF<sub>2</sub>, так и по содержанию строго лимитируемой двуокиси кремния. Вместе с тем по качественному составу они существенно выше, чем концентраты, выпускаемые предприятием ранее, в период работы его на рудном сырье.

#### **Выводы:**

1. Для достижения эффективной флотации флюорита из проб, представленных тонкодисперсными фракциями необходима подготовка материала в мельнице с целью снятия с поверхности экранирующих покрытий, препятствующих взаимодействию минералов с собирателями.

2. Показана возможность выделения из шламовых фракций хвостохранилищ флюоритовых концентратов, содержащих свыше 94 % CaF<sub>2</sub> и извлечением флюорита 48-52 при высоких разбавлениях пульпы.

3. Экспериментами по флотации флюорита из шихтованного материала с различными дисперсными характеристиками установлена возможность получения качественных концентратов (93,6-94,35 % CaF<sub>2</sub>) с извлечением до 56,6 %.

#### *Список литературы*

1. Киенко Л.А., Воронова О.В. Исследование обогатимости техногенного флюоритсодержащего сырья Дальнего Востока // Горный журнал. – 2018. – № 10. – С. 78-83.

2. Киенко Л.А., Воронова О.В., Кондратьев С.А. Исследование перспектив вторичной переработки хвостов обогащения карбонатно-флюоритовых руд Ярославской горнорудной компании // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2017. – № 1. – С. 158-164.

3. Киенко Л.А., Воронова О.В. Использование высокоселективных модификаторов при флотации карбонатно-флюоритовых руд Приморья // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2015. – СВ № 30. – С. 213-219.

4. Рязанцева М.Д., Шкурко Э.И. Флюориты Приморья. – М.: Недра, 1992. – 156 с.

5. Курков А.В., Кугот П.Ф., Коршунов В.В., Шестовец В.З., Егоров Н.В., Павлов В.Е. Опыт работы обогатительной фабрики ОАО «Ярославский ГОК» // Горный журнал. – 2000. – № 9.

6. Классен В.И., Недогоров Д.И., Дебердеев И.Х. Шламы во флотационном процессе. – М.: Недра, 1969. – 160 с.

7. Киенко Л.А., Воронова О.В. Селективная флотация тонковкрапленных карбонатно-флюоритовых руд в условиях повышения дисперсной однородности пульпы // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2014. – № 1. – С. 176-182.

8. Kienko L., Voronova O. Evaluation of the influence of the dispersion-sludge characteristics of the pulp on the beneficiation indicators of technogenic fluorite-containing tailings // E3S Web of Conferences: VIII International Scientific Conference “Problems of Complex Development of Georesources” (PCDG 2020). Khabarovsk, Russian Federation, September 8-10, 2020. – Vol. 192. – Article Number 02018. – DOI: <https://doi.org/10.1051/e3sconf/202019202018>. – eISSN: 2267-1242 (Scopus)

УДК 622.73

## **ПОВЫШЕНИЕ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ФЛЮОРИТА ПРИ ВТОРИЧНОЙ ПЕРЕРАБОТКЕ СЫРЬЯ НА ОСНОВЕ ОПТИМИЗАЦИИ ДИСПЕРСНО-ШЛАМОВЫХ ХАРАКТЕРИСТИК ПУЛЬПЫ**

**Воронова О. В., Киенко Л. А.**

ФГБУН Институт горного дела ДВО РАН, г. Хабаровск, Россия

В условиях прогрессирующего снижения качества руд и соответствующего снижения экономических и технологических показателей работы предприятий выходом может служить использование альтернативных сырьевых источников, в частности отходов обогащения, ранее переработанных руд. С 2017 года нами проводятся изучения перспектив вторичной переработки лежалых хвостов обогащения руд Ярославской горнорудной компании (Вознесенский рудный район (ВРР), Приморский край). Установлено, что проскладированные в различных секторах хвостохранилища предприятия отходы содержат от 13 до 23 % флюорита, 12-14 % кальцита. Необходимо заметить, что содержание компонентов во вторичном сырье лишь частично характеризуют его качество. Технология обогащения должна быть

построена с учётом специфического состояния лежалого материала, прошедшего первичный этап переработки. Поиск эффективных способов обогащения техногенных хвостов остается одной из самых сложных научно-технических, экономических и экологических проблем [1, 2].

Измельчённая рудная масса, прошедшая стадию первичного обогащения, обработку флотореагентами, подвергшаяся в процессе хранения длительным контактам с воздушной и водно-солевой средой хвостохранилищ существенно отличается от природного рудного материала как по структурно-текстурным особенностям строения минеральных зёрен, так и по характеристикам их поверхностного слоя, что имеет определяющее значение при флотации. В связи с этим разработка технологий обогащения такого сырья предполагает решение комплекса задач по подготовке материала и прежде всего включение в схему операций, обеспечивающих корректировку свойств поверхности минеральных частиц. Не меньшее значение имеет подбор оптимальных параметров жидкой фазы пульпы, создающей условия взаимодействия тонкоизмельчённых частиц между собой, а также контакт их с используемыми реагентами.

Одной из основных особенностей руд данного месторождения (ВРР) является чрезвычайно тонкое взаимное прораствание минеральных компонентов. Даже в тонкоизмельчённом сырье (80-90 % класса  $-0,044$  мм), как показывают многочисленные результаты минералогических исследований [3], частицы, в основном, представлены в виде агрегатных сростков. В ходе первичного обогащения большая доля зёрен флюорита, находившаяся в относительно свободном виде, была извлечена. Оставшийся в хвостах флюорит представлен зёрнами, имеющими довольно высокую концентрацию посторонних разубоживающих минеральных компонентов.

Анализ гранулометрического состава отобранных для исследований проб хвостов, с использованием лазерного прибора для измерения частиц ANALIZETTE 22 немецкой фирмы FRITSCHE показал, что в исходном виде содержание тонких зёрен размером менее  $0,044$  мм, значительно меньше (51 % против 70-80 %), чем в сбрасываемых обогатительной фабрикой отходах переработки руд. Очевидно, что это обусловлено процессами естественной сегрегации, происходящими в хвостохранилище. Необходимость повышения тонины помола исследуемого сырья в связи с концентрацией в сбрасываемых хвостах минеральных сростков, не вызывает сомнения. Кроме того, гидрофобные образования на частицах минералов, оставшиеся после первичного обогащения, и вторичные пленочные покрытия могут экранировать кристаллическую решётку от контакта с водно-солевой средой флотационной пульпы и вновь вносимыми собирателями. Реальное, прогнозируемое взаимодействие минеральных частиц с реагентами может осуществляться только в зоне образования свежих поверхностей. Таким образом, доизмельчение лежалых хвостов является фактором, играющим многогранную роль. Исследования осуществлялись на материале пробы техногенных хвостов с

содержанием  $\text{CaF}_2$  – 19,0 %,  $\text{CaCO}_3$  – 12,9 %,  $\text{SiO}_2$  -33,98 %. В таблице 1 приведены результаты серии экспериментов с переменным временем измельчения исходного материала.

**Таблица 1 – Результаты флотации флюорита из техногенных хвостов в различных режимах измельчения**

Опыт	Продукт	Содержание, %			Извлечение $\text{CaF}_2$ , %	Параметры измельчения
		$\text{CaF}_2$	$\text{CaCO}_3$	$\text{SiO}_2$		
1	Конц. 8 переч.	93,26	0,85	2,18	55,32	Время – 35 мин. Класс +44 мк – 8,3 %
	Конц. 7 переч.	92,59	1,15	-	57,89	
	Питание флотации	18,92	13,08	-	100	
2	Конц. 8 переч.	94,7	0,75	1,65	59,97	Время – 40 мин. Класс +44 мк – 6,4 %
	Конц. 7 переч.	94,04	1,12	-	63,45	
	Питание флотации	19,02	13,04	-	100	
3	Конц. 8 переч.	95,22	0,59	1,51	57,61	Время – 45 мин. Класс +44 мк – 5,59 %
	Конц. 7 переч.	94,77	0,71	-	61,08	
	Питание флотации	18,83	13,19	-	100	
4	Конц. 8 переч.	94,67	0,59	1,61	60,24	Время – 50 мин. Класс +44 мк – 3,97 %
	Конц. 7 переч.	94,12	0,88	-	63,09	
	Питание флотации	18,9	13,04	-	100	
5	Конц. 8 переч.	94,2	0,95	1,53	57,50	Время – 55 мин. Класс +44 мк – 3,1 %
	Конц. 7 переч.	93,38	1,23	-	60,81	
	Питание флотации	19,08	12,96	-	100	
6	Конц. 8 переч.	94,76	0,56	1,42	55,02	Время – 60 мин. Класс +44 мк – 2,55 %
	Конц. 7 переч.	94,48	0,71	-	57,44	
	Питание флотации	19,01	12,9	-	100	

В представленных данных отражены показатели концентрации флюорита по схеме с 7-8-кратной перечисткой пенных продуктов основной флотации. Концентрат с содержанием  $\text{CaF}_2$  свыше 95 % получен при времени измельчения 45 минут. Увеличение продолжительности помола не приводит к росту показателей обогащения: содержание флюорита в концентрате даже несколько падает; при этом не удаётся достичь снижения содержания строго лимитируемой вредной примеси – двуокиси кремния.

Жёсткие требования к концентратам на содержание  $\text{SiO}_2$ , продиктованы тем, что присутствие этой примеси приводит к существенному снижению эффективности последующего химического передела. При этом, как показывают исследования с применением растрового электронного микроскопа «JEOL», оснащённого энергодисперсионным анализатором «JSM-6000 PLUS», полная очистка концентрата от силикатных минералов без специальных воздействий, вскрывающих кристаллическую структуру рудно-минеральной частицы практически вряд ли возможна. Даже в зёрнах флюорита размером 10-20 микрон содержатся прожилки и вкрапления силикатных минералов. Снижение содержания  $\text{SiO}_2$  до 1 % и ниже, в соответствии с действующими требованиями к высокосортным концентратам марки ФФ-95 представляет собой крайне сложную задачу.



Одним из важнейших условий селективной флотации особо тонкоизмельчённых материалов, как свидетельствуют данные различных источников, в том числе проведенные нами ранее исследования [4-6], является выбор плотностных характеристик флотационных пульп. Так при исследованиях возможности переработки бедных высококарбонатных руд с карбонатным модулем (соотношение содержания флюорита и кальцита) ниже 1, селективность процесса достигалась за счёт обогащения наиболее тонкой, шламообразной части измельчённой руды как обособленного продукта. Флотация его осуществлялась в режиме низких плотностей с увеличением времени пребывания материала в камере флотомшины в 1,3-2 раза, что позволило достичь высоких показателей обогащения [7].

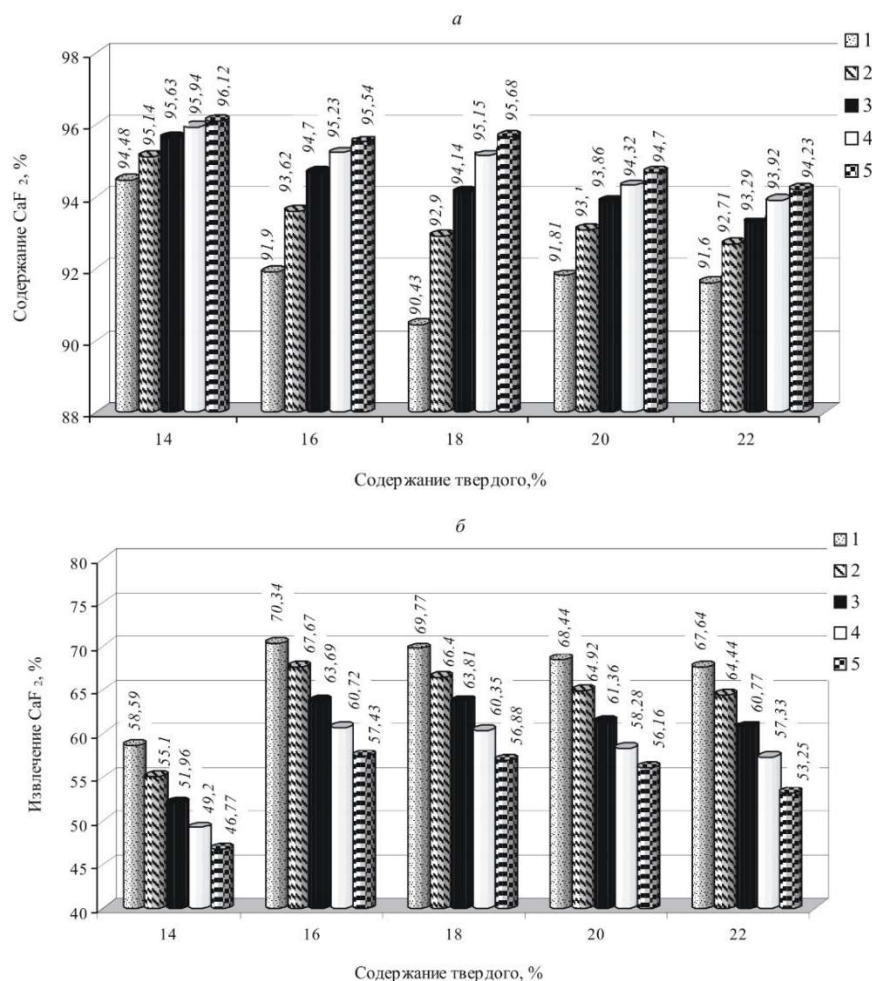
Высокая степень разбавление пульпы представляет собой инструмент, обеспечивающий снижение числа минеральных частиц в единице объёма и, соответственно, увеличение расстояния между ними. В условиях очень тонкого помола, с соответствующим наличием большого объёма шламов в измельчённой массе, традиционно используемые в практике флотационного обогащения параметры плотности пульпы не могут быть приняты за основу.

Исследования влияния степени разбавления продукта на стадии основной флотации, отражающей водно-дисперсные характеристики пульпы, проводились на материале, измельчённом до содержания класса крупностью менее 44 мк свыше 95 %. Плотность пульпы варьировалась от 14 до 18 % твёрдого. На рисунке 1 графически представлены данные по качеству концентратов и извлечению в них флюорита при переменном числе перечистных операций.

Влияние плотности, как показывают полученные данные, довольно существенны: содержание  $\text{CaF}_2$  в концентратах шестой, седьмой, восьмой перечисток умеренно снижается с повышением плотности флотации. При этом извлечение флюорита в концентраты заметно возрастает при росте плотности от 14 до 16 %, мало изменяется в промежутке от 16 до 18 % и далее медленно снижается. По совокупности показателей оптимальной является плотность пульпы – 16 % минеральной фазы. Важно заметить, что флотация при плотности 14 % позволяет уже после пяти перечисток получить концентрат, содержащий свыше 95 %  $\text{CaF}_2$ . Анализом концентратов, содержащих 95,54-96,12 %  $\text{CaF}_2$  на двуокись кремния установлено, что содержание  $\text{SiO}_2$  составляет 1,37-1,12 %, что несколько превышает действующие нормативы, ограничивающие содержание  $\text{SiO}_2$  до 1 %.

Возможность доводки концентратов до требуемых норм по содержанию двуокиси кремния повышается, как показали исследования, с введением в схему операции доизмельчения пенного продукта в доводочно-перечистном цикле, между третьей и четвёртой перечистками. Использование такой дополнительной операции позволило снизить содержание  $\text{SiO}_2$  в кон-

центрах на 0,14-0,4 %. В результате был получен флюоритовый концентрат, с содержанием  $\text{CaF}_2$  – 95,26 %,  $\text{SiO}_2$  – 0,98 % при извлечении флюорита 58,5 %.



**Рисунок 1 – Зависимость показателей обогащения от степени разбавления пульпы:**

- 1 – концентрат четвертой перечистки; 2 – концентрат пятой перечистки;
- 3 – концентрат шестой перечистки; 4 – концентрат седьмой перечистки;
- 5 – концентрат восьмой перечистки

Таким образом, проведенные исследования показали, что тонкое измельчение материала до содержания класса -0,044 мм не менее 94-96 % является необходимым условием для флотационного извлечения флюорита из техногенных хвостов.

Выбор оптимального режима разбавления пульпы в головных операциях технологической схемы позволяет успешно осуществлять селекцию минералов в условиях тонкодисперсных пульп. При массовой доле твёрдого 16-18 % достигается получение флюоритовых концентратов с содержанием более 95 %  $\text{CaF}_2$  при извлечении флюорита свыше 60 %.

Достижение снижения массовой доли двуокиси кремния в концентратах является сложно разрешимой задачей по причине наличия тончайших вкрастаний силикатов в частицах флюорита. Включение в схему обогащения операции межциклового доизмельчения пенного продукта позволяет несколько снизить содержание  $\text{SiO}_2$  до 0,98 %.

*Список литературы*

1. Чантурия В.А., Вайсберг Л.А., Козлов А.П. Приоритетные направления исследований в области переработки минерального сырья // Обогащение руд. – 2014. – № 2. – С. 3-7
2. Юсупов Т.С., Кондратьев С.А., Халимова С.Р., Новикова С.А. Минералого-технологическая оценка обогатимости олово-сульфидного техногенного сырья // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2018. – № 4. – С. 145-151.
3. Киенко Л.А., Воронова О.В. К проблеме расширения сырьевой базы для производства флюоритовых концентратов в Приморском крае // Горный журнал. – 2015. – № 2. – С. 69-71.
4. Пат. № 2646268 РФ. Способ обогащения карбонатно-флюоритовых руд / Л. А. Киенко, О. В. Воронова; заявитель и патентообладатель ИГД ДВО РАН; заявл. 12.04.2017; опубл.02.03.2018, Бюл. № 7, 2018.
5. Астахов Р.Я., Никифоров К.А., Мохосоев М.В. Селективная флотация флюорит-карбонатных руд. – Новосибирск: Наука, 1983. – 136 с.
6. Классен В.И., Недогоров Д.И., Дебердеев И.Х. Шламы во флотационном процессе. – М.: Недра, 1969. – 160 с.
7. Киенко Л.А., Воронова О.В. Селективная флотация тонковкрапленных карбонатно-флюоритовых руд в условиях повышения дисперсной однородности пульпы // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2014. – № 1. – С. 176-182.

УДК 622.7

## **КЛАССИФИКАЦИЯ РАЗЛИЧНЫХ МИНЕРАЛОВ В АЭРО- И ГИДРОДИНАМИЧЕСКОЙ СРЕДЕ НА ЛАБОРАТОРНЫХ МОДЕЛЯХ БАРАБАННЫХ СЕПАРАТОРОВ**

**Лебедев И. Ф., Филиппов В. Е.**

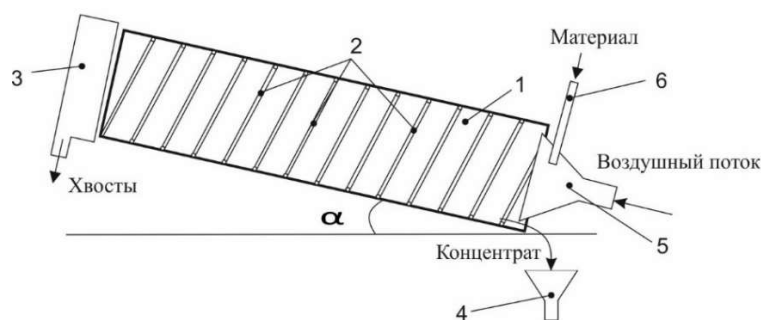
ФГБУН ФИЦ «Якутский научный центр Сибирского отделения РАН»  
ИГД Севера им. Н.В. Черского Сибирского отделения РАН», Россия

*\*Работа выполнена в рамках государственного задания Министерства науки и высшего образования Российской Федерации (ЕГИСУ НИОКТР №АААА-А21-121012090008-4)*

Разрабатываемые, в настоящее время, противоточные сепараторы для гравитационного разделения геоматериалов имеют очевидные технологические преимущества, которые заключаются в создании рациональных условий фракционного разделения при сочетании динамических фаз разрыхления материалов создаваемого рабочим органом барабанного типа и взвешивании их с выносом легких и мелких частиц под действием аэро- и гидродинамических потоков. Динамические фазы разрыхления геоматериалов во многом зависят от формы и скорости вращения барабана.

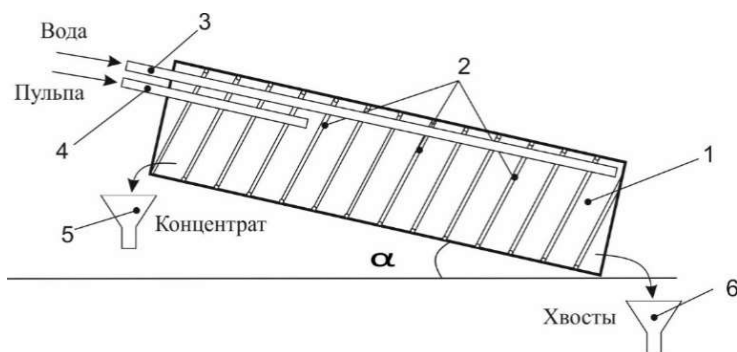
Исследования проводились на трех лабораторных моделях противоточных барабанных сепараторов: цилиндрическом, конусном, многогранном. При проведении исследований использовалась измельченная кварцевая руда и минералы различной плотности в диапазоне крупности  $-3+0,1$  мм. Извлекаемые минералы по плотности разделялись на три группы, которые представлены в таблице 1.

Границей разделения минеральных фаз является плотность  $3,0 \text{ г/см}^3$ , при которой фоновой является минеральная форма кварца ( $2,7 \text{ г/см}^3$ ). На каждом этапе исследований эффективности разделения различных минералов проводились в воздушном и водном потоках, снимались замеры скорости воздушного потока, число оборотов барабана, количество технологической воды, качество разрыхления и сокращения. Для сравнимости результатов экспериментов устанавливались наиболее близкие рациональные равные условия. При этом в аэродинамической среде организуется восходящий поток, а в гидродинамической нисходящий поток (рис. 1,2).



**Рисунок 1 – Схема работы барабанного сепаратора в аэродинамической среде:**

1 – барабанный сепаратор; 2 – рифлы в виде спирали; 3 – емкость для разгрузки хвостов; 4 – емкость для разгрузки концентрата; 5 – патрубок подачи воздушного потока; 6 – патрубок подачи материала



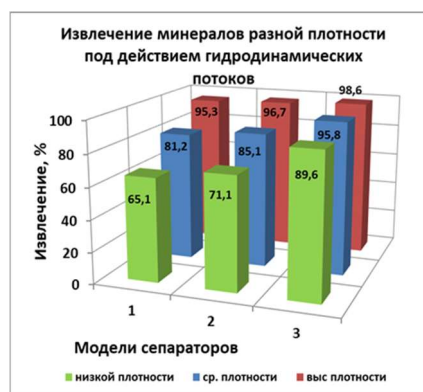
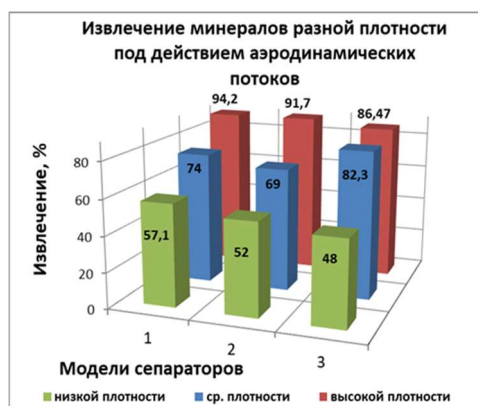
**Рисунок 2 – Схема работы барабанного сепаратора в гидродинамической среде:**

1 – барабанный сепаратор, 2 – рифлы в виде спирали, 3 – патрубок подачи воды для орошения, 4 – патрубок подачи пульпы, 5 – емкость для разгрузки концентрата, 6 – емкость для разгрузки хвостов

В таблице 1 и рисунке 3 приведены результаты экспериментальных исследований по извлечению минералов разной плотности в лабораторных противоточных барабанных сепараторах под действием аэро- и гидродинамических потоков.

**Таблица 1 – Извлечение минералов разной плотности в лабораторных барабанных сепараторах под действием аэро- и гидродинамических потоков**

Параметры	Извлечение минералов в различных средах, %					
	Минералы плотностью 3,2-4 г/см <sup>3</sup>		Минералы плотностью 4 - 6 г/см <sup>3</sup>		Минералы плотностью выше 6 г/см <sup>3</sup>	
	аэро	гидро	аэро	гидро	аэро	гидро
1. Цилиндрический сепаратор	57,1	65,1	74	81,2	94,2	95,3
2. Конусный сепаратор	52	71,1	69	85,1	91,7	96,7
3. Многогранный сепаратор	48	89,6	82,3	95,8	86,4	98,6
Скорость воздушного потока, м/с	Не более 8		Не более 11,8		Не более 15	
Расход технологической воды, л/мин	10					
Число оборотов, об/мин.	20					
Угол наклона, град	4					



**Рисунок 3 – Гистограмма извлечения минералов разной плотности в лабораторных противоточных барабанных сепараторах разной конструкции под действием аэро- и гидродинамических потоков:**

1-цилиндрический; 2-конусный; 3-многогранный

Таким образом, экспериментальными исследованиями эффективности разделения сыпучих геоматериалов крупностью  $-3+0,1$  мм различного фракционного состава по плотности в аэро- и гидродинамических потоках, формируемых в барабанных противоточных сепараторах установлено, что для разделения в аэродинамическом потоке в диапазоне скорости от 8 до 15 м/с наиболее рациональной формой его рабочей камеры является цилиндрическая, с показателями извлечения тяжелых фракций (имитаторов  $\rho=6,8-$

16 г/см<sup>3</sup>) в диапазоне от 57,1 до 94,2 %, а для разделения в гидродинамическом потоке с дебитом технологической воды 10-15 л/мин и числе оборотов барабана 20 об/мин – многогранная форма рабочей камеры с аналогичными показателями по извлечению тяжёлых фракций от 89,6 до 98,6 %.

Результаты исследований являются основой для разработки и выбора противоточных барабанных сепараторов для обогащения минералов различной плотности крупностью -3+0,1 мм в различных средах.

УДК 669.046.581.4

## **ПЕРЕРАБОТКА И ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ОТВАЛЬНЫХ ШЛАКОВ ФЕРРОСПЛАВНОГО ПРОИЗВОДСТВА ПРИ ВЫПЛАВКЕ СТАЛИ**

**Гуляков В. С., Вусихис А. С.**

ФГБУН «Институт металлургии УрО РАН», г. Екатеринбург, Россия

*\*Работа выполнена по государственному заданию ИМЕТ УрО РАН*

В металлургии в силу технологических особенностей параллельно с производством товарного металла образуется шлак по массе 10-40 %. Шлак отгружается в отвалы, которые с ростом производства разрастаются, напрягая экологическую обстановку [1,2]. В тоже время шлаковые отвалы представляют из себя «техногенные месторождения», которые могут являться источником сырья. В последнее время металлурги стремятся облегчить переработку шлаковых отвалов: путем селективного складирования по характерным свойствам, чаще всего по химическому составу. Селективное складирование шлаков позволяет интенсифицировать их переработку: дробить до требуемого размера куска, а затем, в зависимости от определенных свойств (химический состав, прочность и т.д.), после отделения от скрапа, частично реализовывать на производство цемента, строительство дорог, или вторичного использования [3].

В работе приведены исследования использования отвальных шлаков ферросплавного производства, содержащих 50-80 %  $Al_2O_3$  [4], которые применяются в качестве шлакообразующей добавки при производстве стали.

По существующей технологии выплавки стали для снижения температуры плавления шлака, вязкости и процесса десульфурации [5-7], металлурги применяют плавиковый шпат [8,9]. Эта технология обладает рядом недостатков: плавиковый шпат относится к относительно дефицитным материалам; представляет из себя фтористое соединение ( $CaF_2$ ), а применение фторсодержащих шлаков приводит к снижению стойкости огнеупорных футеровок сталеразливочных ковшей; под воздействием температуры фтор испаряется из шлака в атмосферу и ухудшает экологическую обстановку.

Оксид алюминия в составе системы рафинировочного сталеплавильного шлака  $CaO - MgO - Al_2O_3 - SiO_2$  является разжижителем [10-14] и

вполне может заменить плавиковый шпат. Если заменить в сталеплавильном шлаке плавиковый шпат на окись алюминия, то физико-химические свойства шлака не изменятся, а отрицательные свойства (токсичные выделения фтора, разрушение футеровки ковшей) будут устранены.

В работе приводятся данные по применению твердого шлакообразующего материала (ТШС) с содержанием 50-60 %  $Al_2O_3$ , который применялся вместо плавикового шпата. ТШС готовился из шлака алюминотермического производства с содержанием 50-80 %  $Al_2O_3$ . Шлак с отвалов отгружался на дробилку, дробился на требуемую для сталеплавильщиков фракцию 20-50 мм, усреднялся по составу и отправлялся потребителю в сталеплавильное производство.

Испытания ТШС проводили следующим образом. Выплавка стального полупродукта осуществляли в конвертере, далее для выполнения высоких требований по содержанию в готовом продукте серы [15,16] и получения требуемого химического состава стали и температуры подвергали внепечной обработке синтетическими шлаками на установке ковш-печь (УКП) [17,18] и разливали на машинах непрерывного литья заготовки (МНЛЗ). Плавиковый шпат применялся для разжижения синтетического шлака наводимого на УКП

Первоначально на 10 плавках низкоуглеродистого металла с содержанием кремния не более 0,03 % проведены испытания, в которых плавиковый шпат был заменен на ТШС, содержащий 58 %  $Al_2O_3$ , 26 % CaO, 0,4 % FeO. В качестве сравнительных плавков взяты плавки текущего производства.

#### **Результаты испытаний**

Средняя степень десульфурации низкоуглеродистого металла с содержанием кремния не более 0,03 % на опытных плавках выше на 11,24 %, чем на сравнительных и в среднем составила 40,75 % (изменялась от 4,55 до 90,32 %), против 27,84 % (изменялась от 9,52 до 56,0 %). Также средняя степень десульфурации от выпуска до готового металла, опытных плавков низкоуглеродистого металла, с содержанием кремния не более 0,03 % выше на 6,63 %, чем сравнительных и в среднем составила 29,51 % (изменялась от 0 до 69,23 %), против 22,58 % (изменялась от 0 до 53,85 %)

Увеличение суммарного удельного расхода шлакообразующих на 1,0 кг/т годной стали увеличивает степень десульфурации на 8,1 % при проведении опытных плавков (известь «плюс» ТШС) и на 2,7 % при проведении сравнительных плавков (известь «плюс» плавиковый шпат).

Средний суммарный расход шлакообразующих материалов известь «плюс» ТШС на опытных плавках составил 7,63 кг/т (от 4,67 до 12,51 кг/т) в т.ч. со средним расходом ТШС 1,76 кг/т (от 1,33 до 3,07 кг/т). На сравнительных плавках суммарный расход шлакообразующих материалов известь «плюс» плавиковый шпат составил 6,80 кг/т (от 3,37 до 15,26 кг/т) в т.ч. со средним расходом плавикового шпата 1,76 кг/т (от 0,49 до 2,00 кг/т).

Расход извести на опытных плавках был, в среднем 5,40 кг/т против 5,35 кг/т на сравнительном металле.

За счет увеличения содержания  $Al_2O_3$  снизился расход алюминия на опытных плавках на 0,16 кг/т и в среднем составил 1,08 кг/т, против 1,24 кг/т на сравнительных.

Увеличение продолжительности времени обработки металла на 10,0 мин увеличивает степень десульфурации на 3,8 % при проведении опытных плавков и на 1,1 % при проведении сравнительных.

На основании положительных результатов, полученных на опытной партии, проведены промышленные испытания применения данного материала вместо плавикового шпата в течение одного года. Для более детального статистического анализа эффективности использования данного материала при обработке стали на УКП испытания провели на расширенной группе марок стали с содержанием кремния от 0,03 до 0,30 % и серы на выпуске не более 0,020 %. Результаты промышленных испытаний совпадают с полученными ранее данными.

### **Выводы**

1. Из отвальных шлаков ферросплавного производства, содержащих оксид алюминия 40-80 % приготовлена твердая шлакообразующая смесь, содержащая около 60 %  $Al_2O_3$ , для применения в качестве разжижителя рафинирующих шлаков при выплавке стали. Изготовление ТШС способствует снижению экологической обстановки на шлаковых отвалах.

2. Использование ТШС на основе отвальных шлаков ферросплавного производства взамен плавикового шпата на плавках требующих десульфурации позволило устранить выделение токсичных выделение фтора в сталеплавильном цехе, не оказав существенного влияния на изменение технологии рафинирования металла на УКПК – средняя степень десульфурации и расход извести остался на прежнем уровне.

5. Применение ТШС снизило расход алюминия, применяемого для раскисления шлака с 0,65 кг/т на сравнительных плавках до 0,59 кг/т на опытных плавках.

6. Расход ТШС в среднем составлял 0,88 кг/т, против расход плавикового шпата 0,79 кг/т.

### *Список литературы*

1. Захаров А.В., Гуман О.М., Макаров А.Б., Антонова И.А., Ли Т.И. Экологическое состояние окружающей среды отвалов черной металлургии (по результатам мониторинга шлакового отвала НТМК) // Известия Уральского государственного горного университета. 2014. № 3 (35). С 51-56.

2. Хоботова Э.Б., Калмыкова Ю.С. Сокращение уровня экологической опасности при утилизации шлака // Вестник ХНАДУ. 2017. № 76. С 46-50.

3. Корнилков С.В., Стариков А.Д., Беляев В.Л., Рухлов Е.С. Об особенностях шлаковых отвалов черной металлургии как объектов переработки и рекультивации. Энергетика и рациональное природопользование // Известия Уральского государственного университета. 2005. № 21. С 146-150



4. Ровнушкин В. А., Спирин С. А., Кромм В. В., Петренко Ю. П., Шеховцов Е. В., Костенко И. В. Использование шлаков алюмотермического производства ферросплавов и лигатур для внепечной обработки стали // *Электротехнология*. 2009. № 4. С. 10-11.
- 5 Yang Jing-Bo, Yang Shu-Feng, Gao Xiang-Zhou, Li Jing-she Sulfur Control in Ultra-Low Sulfur Steel Refined by Ladle Furnace-Vacuum Degassing // *J. Metallurgical and Mining Industry*. 2013. V. 3. P. 24-28.
6. Jiang Zhouhua, Zhang Heyan, Zhan Dong-ping [and etc.] Determination of process parameters for refining of ultra-low sulfur steels in ladle furnace. // *J. Northeast Univ. Natur. Sci.* 2002. V. 10. P. 952-955.
- 7 Губенко С. И., Парусов В. В., Дервянченко И. В. Неметаллические включения в стали. Днепропетровск: АРТ-ПРЕСС. 2005. 356 с.
8. Парусов Э.В., Сичков А.Б., Сагура Л.В., Чуйко И.Н. Обеспечение сверхнизкого содержания серы при внепечной обработке стали // *Научные труды Винницкого национального технического университета*. 2017. № 1. С. 12-17.
9. Julio Aníbal Morales Pereiraa, Vinicius Cardoso da Rocha, Ayumi Yoshiokab, Wagner Viana Bielefeldta, Antônio Cezar Faria Vilelaa. Analysis of Secondary Refining Slag Parameters with Focus on Inclusion Cleanliness // *J. Materials Research*. 2018. V. 21(5). P 1-11
10. Туркдоган Е.Т. Раскисление и десульфурация стали в ковше и неметаллические включения - теоретические основы и практические наблюдения // *Сб. научных трудов. Чистая сталь. Пер. с англ., под редакцией Шалимова А.Г. М.: Металлургия*. 1987. С. 68-100.
11. Bul'ko B.1, Kijac J.1, Domovec M. Optimalization slag composition in ladle furnace considering to effective steel desulfurization // *Acta Metallurgica Slovaca*. 2009. V. 15. P. 93 – 99.
12. Трибушевский Л. В., Немененок Б. М., Румянцева Г. А., Кулик М. А. Внепечная обработка стали отходами от переработки вторичного алюминия // *Литье и металлургия*. 2018. №1(90). С. 100-105.
13. Бобкова Н. М. Физическая химия тугоплавких неметаллических и силикатных материалов. Минск: Выш. Школа. 2007. 301 с.
14. Джандл К., Нарцт Х.П., Райзингер П., Счастны П., Циннекер Х. Требования к качеству при высокоэффективном производстве стали // *Черные металлы*. 2006. №2. С. 65-73.
15. Шахпазов Е.Х., Зайцев А.И., Родионова И.Г., Семернин Г.В. Ключевые направления развития металлургической технологии по обеспечению растущих требований к качеству стали // *Электротехнология*. 2011. №2. С. 2-12.
- 16 Дюдкин Д.А., Бать С.Ю., Гринберг С.Е. Маринцев С.Н. Производство стали на агрегате печь – ковш. Донецк: ООО Юго-Восток Лтд. 2003. 300 с.
- 17 Поволоцкий Д. Я., Кудрин В. А., Вишкарёв А. Ф., Внепечная обработка стали. М.: МИСИС. 1995. 256 с.
18. Кудрин В.А. Теория и технология производства стали. М.: Металлургия. 2003. 526 с.

## ПОВЕРХНОСТНЫЕ И МЕЖФАЗНЫЕ СВОЙСТВА ОКСИДНЫХ РАСПЛАВОВ СИСТЕМЫ $\text{V}_2\text{O}_3$ – $\text{CaO}$ – $\text{CuO}$ С МЕДЬЮ

Ченцов В. П., Вусихис А. С.

ФГБУН «Институт металлургии УрО РАН», г. Екатеринбург, Россия

*\*Работа выполнена при поддержке Российского фонда фундаментальных исследований проект №18-29-24093 МК*

Межфазные свойства на границе раздела контактирующих фаз определяют эффективность технологических процессов обеднения шлаков цветной металлургии [1]. В этой связи рассматриваются, в частности, такие параметры как межфазный угол, поверхностное натяжение и плотность оксидных и металлических систем, как в твердом, так и в жидком состоянии. Эксперименты по измерению поверхностных свойств шлаковых расплавов проведены на вакуумной установке, общий вид которой приведен на рисунке 1. Опыты проведены в среде аргона. Образцы изучаемых расплавов снимались на цифровую камеру высокого разрешения. Снимки образцов при разных температурах в режиме нагрева и графическом формате JPG обрабатывались с помощью компьютера. Профили полученных образцов обмеряли с помощью программной среды Photoshop.



**Рисунок 1 – Общий вид установки для измерения поверхностных свойств расплавов**

Измерение плотности и поверхностного натяжения расплавов проводили методом лежащей капли (рис.2), в котором капля рассматривается как симметричное тело вращения с вертикальной осью, совпадающей с направлением силы тяжести. Совокупность точек на поверхности капли отражается уравнением Лапласа

$$z = a^2(1/R_1 + 1/R_2), \quad (1)$$

где  $a$  – капиллярная постоянная, характерная для каждой жидкости,

$R_1$  и  $R_2$  – главные радиусы кривизны капли в точке А, имеющей координаты  $Z$  и  $X$  и лежащей на поверхности капли.

Однозначного решения уравнения (1) не существует, однако оно может быть получено численными методами для заданной степени точности. Зная координаты всех точек на поверхности капли, определяют ее объем ( $V$ ). Разность плотностей жидкости и термодинамически равновесной с ней газовой фазы ( $\Delta\rho$ ) - по уравнению

$$\Delta\rho = m/V \quad (2)$$

где  $m$  – масса капли.

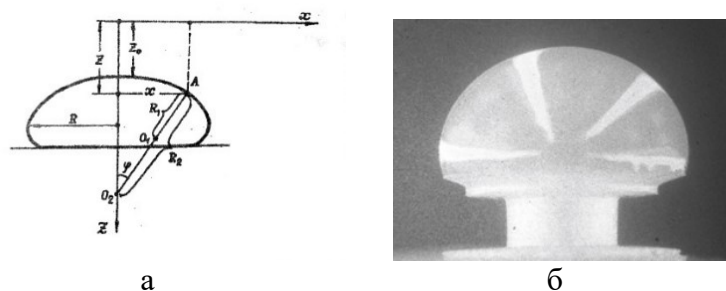


Рисунок 2– Схема обмера капли (а). Капля расплавленного шлака на твердой Pt подложке (б)

Поскольку плотность расплава многократно превышает плотность газа, с большой степенью точности эту величину можно считать плотностью расплава. Поверхностное натяжение ( $\sigma$ ) вычисляют по выражению

$$\sigma = a^2 \Delta\rho g \quad (3)$$

где  $a^2$  – капиллярная постоянная.

Уравнение для вычисления межфазного натяжения на границе раздела оксидный расплав – твердая металлическая подложка (рис. 3) имеет вид:

$$\sigma_{12} = \sigma_1 - \sigma_2 \cos\Theta_{12} \quad (4)$$

где  $\sigma_{12}$  – межфазное натяжение на границе раздела оксидный расплав – твердая металлическая подложка;

$\sigma_1$  и  $\sigma_2$  – значения поверхностного натяжения металла и оксидного расплава;

$\Theta_{12}$  – межфазный угол, образованный касательными к профилю межфазных поверхностей в точке контакта.

Для определения межфазного натяжения на границе оксидного и металлического расплавов использована методика, по которой в кольцевую канавку помещали металлический, а по центру - оксидный расплавы (рис. 4). Вычисления межфазного натяжения проводили по формуле

$$\sigma_{12} = \sqrt{\sigma_1^2 + \sigma_2^2 - 2\sigma_1\sigma_2 \cos\Theta_{12}}, \quad (5)$$

где  $\Theta_{12}$  – межфазный угол, образованный касательными к профилю ( $\alpha+\beta$ ) межфазных поверхностей в точке контакта.

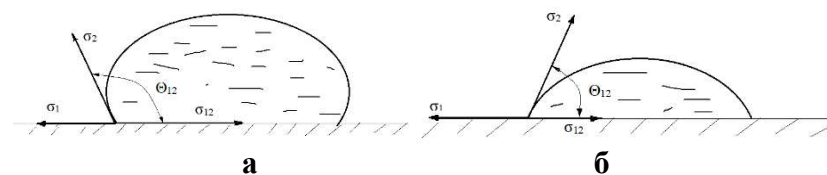


Рисунок 3 – Схема расположения и контакта оксидного расплава с металлической подложкой при определении межфазного натяжения в зависимости от угла смачивания  $\Theta_{12}$

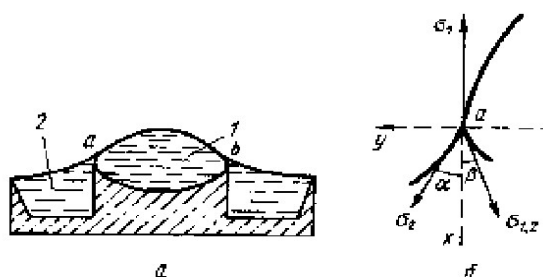


Рисунок 4– Схема расположения (а) и контакта (б) оксидного (1) и металлического (2) расплавов при измерении межфазного натяжения

В качестве модельных систем для изучения процессов формирования металлической фазы при обеднении шлака выбрана система  $\text{V}_2\text{O}_3\text{--CaO--CuO}$ . Поверхностные натяжения ( $\text{мДж/м}^2$ ) расплавов  $\text{V}_2\text{O}_3\text{--CaO--CuO}$  описываются уравнением:

$$\sigma = (d\sigma/dT)T + \sigma_0, \quad (6)$$

коэффициенты которого представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Коэффициенты пропорциональности

№	$d\sigma/dT$ , $\text{мДж}/(\text{м}^2 \cdot \text{К})$	$\sigma_0$ , $\text{мДж}/\text{м}^2$	$r^2$	$\text{CuO, \%}$
4	0,1782	10,767	0,9495	2,8
5	0,1763	31,213	0,959	5,4
6	0,2571	-35,143	0,9568	8,1

Поверхностное натяжение меди ( $\sigma_{\text{Cu}}$ ,  $\text{мДж/м}^2$ ) определяли по уравнению:

$$\sigma_{\text{Cu}} = 1355 - 0,17 \cdot (T - 1356) \quad (7).$$

Межфазное натяжение определяли в интервале температур 1033-1573 К. При температурах ниже 1356 К медь находится в твердом состоянии, поэтому определяли угол смачивания между оксидным расплавом и твердой подложкой из меди (рис. 5а, б), в интервале 1373-1573 К – угол между каплями расплавов меди и  $\text{V}_2\text{O}_3\text{--CaO--CuO}$  (рис. 5в).

Результаты измерений представлены в таблице 2.

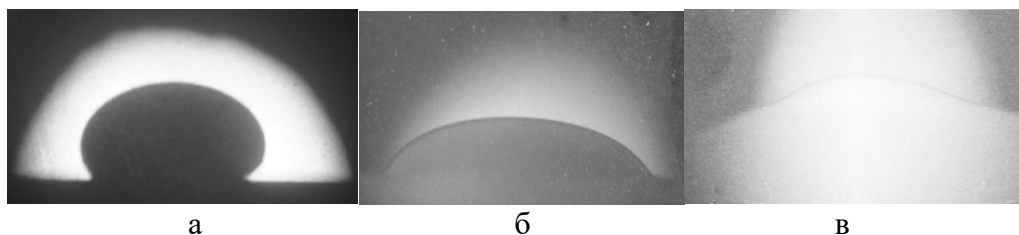
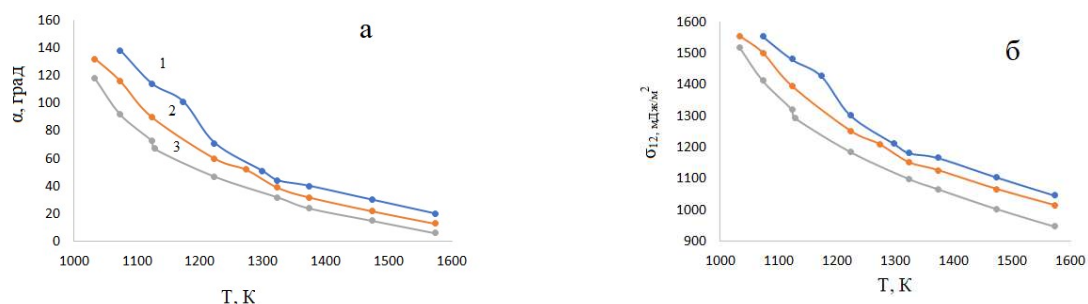


Рисунок 5 – Профильный снимок системы шлак ( $V_2O_3 / CaO=3$ ) + 2,8%CuO на границе с медью (а – 1073, б – 1223, в – 1473 К)

Таблица 2 – Смачивание меди расплавом  $V_2O_3 - CaO - CuO$

CuO, %	Температура (Т), углы смачивания ( $\Theta_{12}$ ), межфазное натяжение ( $\sigma_{12}$ )									
	Т, К	1073	1123	1173	1223	1298	1323	1373	1473	1573
2,8	$\Theta_{12}$ , град	138	114	101	71	51	44	40	30	20
	$\sigma_{12}$ , мДж/м <sup>2</sup>	1555	1481	1429	1303	1212	1182	1167	1105	1047
	Т, К	1033	1073	1123	1223	1273	1323	1373	1473	1573
5,4	$\Theta_{12}$ , град	132	116	90	60	52	39	32	22	13
	$\sigma_{12}$ , мДж/м <sup>2</sup>	1555	1502	1395	1253	1210	1152	1127	1067	1015
	Т, К	1033	1073	1123	1128	1223	1323	1373	1473	1573
8,1	$\Theta_{12}$ , град	118	92	73	67	47	32	24	15	6
	$\sigma_{12}$ , мДж/м <sup>2</sup>	1520	1412	1320	1294	1186	1099	1067	1004	947

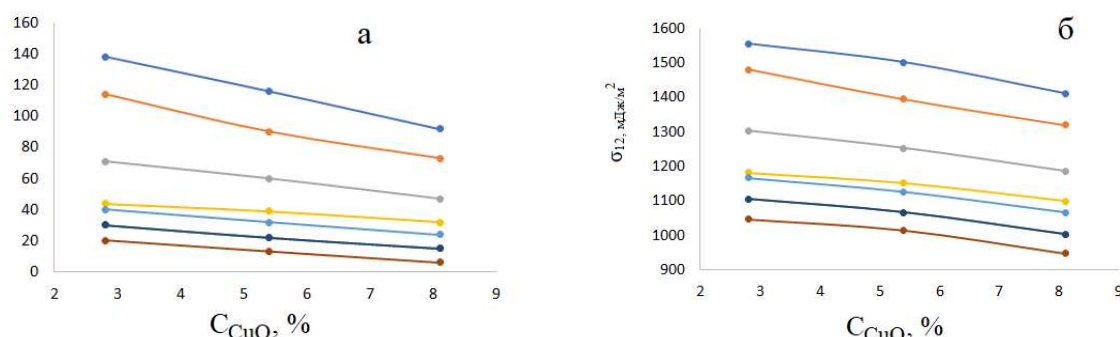
Данные о поверхностной энергии твердой меди отсутствуют, поэтому при необходимости величину  $\sigma_1$  определяли экстраполяцией по уравнению  $\sigma_{Cu} = 1355 - 0,17 \cdot (T - 1356)$ , учитывая небольшое отличие этих величин при температуре плавления. Анализ полученных данных показал (рис. 6), что при температурах, близких к температуре плавления системы  $V_2O_3 - CaO - CuO$ , оксидный расплав плохо смачивает медь. Углы смачивания более  $100^\circ$ , а межфазное натяжение больше поверхностной энергии меди. С ростом температуры смачиваемость повышается, что приводит к уменьшению как углов смачивания, так и межфазного натяжения. Причем в интервале температур 1033-1356 К зависимости угла смачивания и межфазного натяжения от температуры описываются полиномом второго порядка ( $A = aT^2 + bT + c$ ), а в интервале температур 1373-1573 К – первого ( $B = dT + e$ ). Коэффициенты уравнений представлены в таблице 3. В интервале температур 1033 – 1573 К наблюдается линейная зависимость как углов смачивания, так и межфазного натяжения в системе  $V_2O_3 - CaO - CuO -$  медь от содержаний оксида меди (рис. 7).



**Рисунок 6 – Зависимости углов смачивания (а) и межфазного натяжения (б) от температуры в системе  $V_2O_5 - CaO - CuO$  – медь (цифры над кривыми: 1 – 2,8; 2 – 5,4; 3 – 8,1 %  $CuO$ )**

**Таблица 3 – Коэффициенты пропорциональности уравнений, описывающих зависимости углов смачивания и межфазного натяжения в системе  $V_2O_5 - CaO - CuO$  – медь от температуры**

№	$CuO$ , %	Т, К	<1356				>1356		
			$a \cdot 10^4$	b	c	$R^2$	d	e	$R^2$
1	2,8	$\alpha$ , град	3,54	-1,23	1049	0,991	-0,1	177	0,999
		$\sigma_{12}$ , мДж/м <sup>2</sup>	1,61	-1,92	3435	0,989	-0,60	1990	0,999
2	5,4	$\alpha$ , град	6,21	-1,779	1308	0,996	-0,095	162	0,999
		$\sigma_{12}$ , мДж/м <sup>2</sup>	18,9	-5,87	5601	0,997	-0,56	1891	0,998
3	8,1	$\alpha$ , град	9,8	-2,593	1748	0,991	-0,09	148	0,999
		$\sigma_{12}$ , мДж/м <sup>2</sup>	38,2	-10,42	8195	0,996	-0,60	1886	0,999



**Рисунок 7 – Зависимости углов смачивания (а) и межфазного натяжения (б) в системе  $V_2O_5 - CaO - CuO$  – медь от содержания  $CuO$**

*Список литературы*

1. Вусихис, А.С. Формирование металлической фазы при барботаже газом-восстановителем многокомпонентного оксидного расплава. Сообщение 1. Теоретические основы процесса. /А.С. Вусихис, В.П. Ченцов, Д.З. Кудинов, Л.И. Леонтьев, Е.Н. Селиванов // Известия вузов. Черная металлургия. 2016, № 9, С. 639-644

## **КИНЕТИКА ВОССТАНОВЛЕНИЯ ЦИНКА ИЗ БОРАТНОГО РАСПЛАВА ГАЗОМ-ВОССТАНОВИТЕЛЕМ В БАРБОТИРУЕМОМ СЛОЕ**

**Агафонов С. Н., Алекторов Р. В., Вусихис А. С.**  
ФГБУН «Институт металлургии УрО РАН», г. Екатеринбург, Россия

*\*Работа выполнена при поддержке Российского фонда фундаментальных исследований проект №18-29-24093 МК*

Барботажное восстановление металлов из оксидного расплава является одним из основных способов обеднения шлаков цветной металлургии. Процесс идентифицируется как гетерогенный. Он проходит на поверхности раздела расплав-газ и включает несколько одновременно совершающихся последовательных стадий: подвод газа из объема газовой фазы к поверхности расплава; перенос оксида из объема расплава поверхности; адсорбцию восстановителя и восстанавливаемого оксида на межфазной поверхности; восстановление; десорбцию продуктов реакции; диффузии газообразных продуктов реакции в объем газа. Каждая из этих стадий может быть лимитирующей. Определить какая из них будет определять скорость процесса довольно сложно. Поэтому, чтобы выявить стадию, определяющую скорость процесса в целом, используют косвенные методы.

Внешне диффузионный режим взаимодействия газа-восстановителя с расплавом реализуется, если:

а) изменение скорости потока газа и интенсивность его перемешивания влияют на скорость процесса в целом;

б) кинетическое уравнение включает концентрацию газа-восстановителя в первой степени и не включает концентрации восстанавливаемых оксидов;

в) изменение температуры слабо влияет на скорость процесса.

Режим внутренней диффузии возможен, если:

а) увеличение интенсивности перемешивания расплава ускоряет реакцию;

б) скорость реакции практически не зависит от парциального давления газа, а целиком определяется концентрацией оксида металла в расплаве;

в) энергия активации процесса совпадает с энергией активации диффузии компонентов в шлаке.

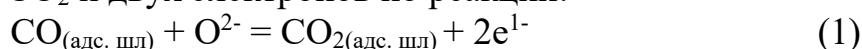
Адсорбционно-химическое звено будет лимитировать процесс, если:

а) скорость реакции зависит как от концентрации восстанавливаемого элемента, так и от парциального давления газа-восстановителя;

б) кинетическое уравнение реакции имеет порядок выше первого;

в) скорость реакции резко меняется в зависимости от температуры.

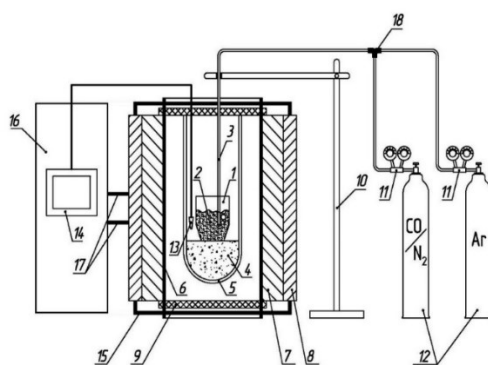
Исследования процессов обеднения шлаков методов барботажного восстановления металлов показали, что лимитировать процесс в целом будет стадия взаимодействия газа с ионами кислорода на поверхности расплава с образованием  $\text{CO}_2$  и двух электронов по реакции:



с последующим взаимодействием электронов с катионами металлов ( $\text{Me}^{n+}$ ) до образования металлов



Внешняя диффузия не является лимитирующей стадией, т.к. барботаж оксидного расплава ведут в области высоких температурах и, учитывая небольшой объем пузырей газа, при большом коэффициенте диффузии газов градиент их концентрации по объему пузыря практически отсутствует. Вдувание газа в расплав ведет к его интенсивному перемешиванию и выравниванию состава. Для подтверждения указанного тезиса провели экспериментальные исследования влияния температуры на процесс восстановления цинка монооксидом углерода из боратного расплава системы  $\text{B}_2\text{O}_3\text{-CaO-ZnO}$ . Мольное соотношение  $\text{B}_2\text{O}_3/\text{CaO}$  составляло 3,0, а содержание оксида цинка – 6 %. Исходные образцы готовили прокалкой и сплавлением оксида кальция (чда), оксида бора (технический) и оксида цинка (хч). Оксидный расплав  $\text{CaO-B}_2\text{O}_3$  охлаждали, измельчали, смешивали с порошком  $\text{ZnO}$ , загружали в тигель, который устанавливали в печь сопротивления, разогретую до заданной температуры. Восстановительную барботажную обработку расплавов проводили на лабораторной установке, схема которой представлена на рис. 1.



**Рисунок 1 – Схема установки по барботажу расплава**

- 1 – алундовый тигель; 2 – исследуемый расплав; 3 – керамическая трубка для подвода газа; 4 – графитовый наполнитель; 5 – алундовый чехол; 6 – графитовая труба; 7 – печь сопротивления, кожух; 8 – медные платы; 9 – водоохлаждаемая крышка;  
 10 – удерживающий трубку штатив; 11 – редуктор, расходомер; 12 – баллоны с газом;  
 13 – термометр; 14 – термоконтроллер; 15 – медные контакты; 16 – трансформатор;  
 17 – медные шины; 18 – тройник-переключатель

Контроль и регулировку температурного режима осуществляли термоконтроллером ВАРТА ТП-704. Количество подаваемых газов ( $\text{N}_2$  и  $\text{CO}$ )



регулировали ротаметрами типа РМ. Температуру нагрева меняли от 1473 до 1673 К (с шагом 100 К). Нагрев до заданной температуры проводили в нейтральной среде, создаваемой подачей аргона в печь в количестве 1,5 дм<sup>3</sup>/мин. По достижению заданной температуры подачу аргона прекращали, в оксидный расплав через трубку вводили газовую смесь 50 % Со и 50 % N<sub>2</sub> в количестве 1,0 дм<sup>3</sup>/мин. Каждые 10 мин путем намораживания на стальной прут отбирали пробу массой 1,5 г. Эксперименты проводили в течение 60 мин. В отобранных пробах определяли содержание цинка химическими методами.

Объединив реакции (1) и (2), получим реакцию:



Её скорость в кинетическом режиме определяется уравнением:

$$-d(C_{\text{ZnO}})/d\tau = k(C_{\text{ZnO}}), \quad (4)$$

где  $C_{\text{ZnO}}$  – текущее содержание оксида цинка в расплаве, %;

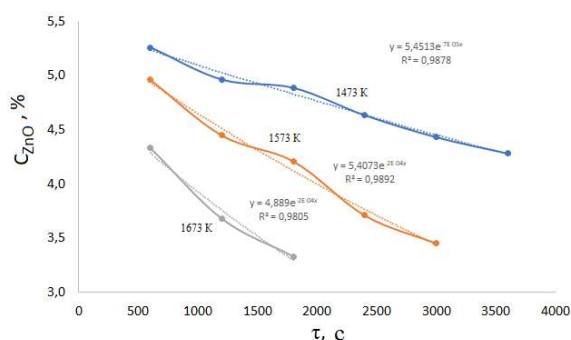
$\tau$  – продолжительность, с;

$k$  – постоянная, включающая объем расплава, площадь реакционной поверхности и константу химической реакции, 1/с.

Интегрирование уравнения (4) позволяет описать зависимость изменения содержания оксида цинка в расплаве от продолжительности продувки расплава (рис. 2) уравнениями:

$$\ln C_{\text{ZnO}} = -k\tau + \ln C_{\text{ZnO}}^0, \text{ или } C_{\text{ZnO}} = C_{\text{ZnO}}^0 e^{-k\tau}, \quad (5)$$

где  $C_{\text{ZnO}}^0$  – содержание ZnO в исходном расплаве.



**Рисунок 2 – Влияние температуры на процесс восстановления цинка из расплава В<sub>2</sub>О<sub>3</sub>-СаО-ZnO**

При температурах 1473, 1573, 1673 К с коэффициентами корреляции соответственно  $R^2 = 0,988; 0,989; 0,981$  она описывается уравнениями:

$$C_{\text{ZnO}} = 5,4513e^{-0,00007\tau} \quad C_{\text{ZnO}} = 4,889e^{-0,0001\tau} \quad C_{\text{ZnO}} = 4,889e^{-0,0002\tau} \quad (6)$$

По уравнению Аррениуса

$$k = k_0 e^{-E/RT} \text{ или } \ln k = \ln k_0 - E/RT \quad (7)$$

определили энергию активации процесса. Она составляет около 110 кДж/моль, что соответствует кинетическому режиму процесса.

В пересчете на моли уравнение 5, соответствующее температуре 1473 К, выглядит следующим образом

$$n=0,034e^{-0,00007\tau} \text{ моль.} \quad (8)$$

Мольная доля цинка, восстановленная в процессе барботажа составляет 0,185. Скорость процесса описывается уравнением

$$dn/d\tau = -0,034 \cdot 0,00007 \cdot e^{-0,00007\tau} \text{ моль/с} \quad (9)$$

и за 3600с она меняется с 0,0000023 до 0,0000018 моль/с

По литературным данным скорость восстановления цинка, отнесенная к единице площади поверхности взаимодействия расплава, содержащего 4,47 % оксида цинка, с монооксидом углерода составляет  $3 \cdot 10^{-9}$  моль/(см<sup>2</sup>·с).

При барботаже общая площадь поверхности взаимодействия расплава и газа (S) определяется площадью поверхности единичного пузыря (S<sub>п</sub>) и количеством пузырей, проходящих через расплав в единицу времени (N<sub>п</sub>):

$$S = S_{п} N_{п} \quad (10)$$

Эти параметры, в том числе, зависят от диаметра сопла. Уравнение, позволяющее определять размер пузыря с учетом свойств жидкости и интенсивность подачи, выведенное на основании обобщения ряда экспериментов, имеет вид:

$$d_{п} = \left[ \left( \frac{6D_{внеш}\sigma}{g\rho_{ж}} \right)^2 + 0,03324(V_{г}^2 D_{внеш})^{0,867} \right]^{1/6}, \quad (11)$$

где d<sub>п</sub> – диаметр пузыря, м;

D<sub>внеш</sub> – внешний диаметр сопла, м;

σ – поверхностное натяжение жидкости, Н/м;

ρ<sub>ж</sub> – плотность жидкости, кг/м<sup>3</sup>;

V<sub>г</sub> – количество газа, м<sup>3</sup>/с.

Размер пузыря, образующегося при барботаже расплава В<sub>2</sub>О<sub>3</sub>-СаО-ZnO, определенный по уравнению (10) с учетом того, что в рассматриваемом интервале температур объем газа меняется в соответствии с законом Гей-Люссака внешнем диаметре сопла 8,3 мм и расходе газа 1 л/мин будет приблизительно равен 0,02 м во всем интервале температур и содержаний ZnO. Время образования единичного пузыря составляет 0,041 с. За это время площадь поверхности взаимодействия расплава с газом меняется от площади сопла до площади поверхности пузыря и в среднем составляет:

$$S_{п} = (\pi(D_{внеш}/2)^2 + \pi d_{п}^2)/2 \quad (12)$$

Поскольку размер образующегося пузыря равен высоте расплава временем его всплывания можно пренебречь. Отсюда  $S = S_{п}/\tau_{п}$  равна 147 см<sup>2</sup>, а скорость процесса, отнесенная к единице поверхности контакта, составит  $1,57 \cdot 10^{-8}$  моль/(см<sup>2</sup>·с), что с большой точностью совпадает с данными, представленными ранее.

Для оценки влияния на процесс расхода газа и времени нахождения единичного пузыря в оксидном расплаве проведены исследования восста-

новления цинка из расплава CaO-B<sub>2</sub>O<sub>3</sub>-ZnO монооксидом углерода в барботируемом слое при температуре 1473 К и расходе газа 0,2 дм<sup>3</sup>/мин.

Процесс описывается уравнением:

$$C_{ZnO} = 6,2693e^{-0,00008\tau}, \% \quad (13)$$

В пересчете на моли уравнение 13 выглядит следующим образом

$$n = 0,0387e^{-0,00008\tau} \text{ моль}. \quad (14)$$

Молярная доля цинка, восстановленная в процессе барботажа составляет 0,212. Скорость процесса описывается уравнением

$$dn/d\tau = -0,0387 \cdot 0,00008 \cdot e^{-0,00008\tau} \quad (15)$$

При 1200 °С она за 1 час меняется с 0,00000295 до 0,0000023 моль/с.

Размер пузыря, образующегося при барботаже расплава В<sub>2</sub>О<sub>3</sub>-СаО-ZnO, определенный по уравнению (9) с учетом того, что в рассматриваемом интервале температур объем газа меняется в соответствии с законом Гей-Люссака в внешнем диаметре сопла 9 мм и расходе газа 0,2 л/мин будет приблизительно равен 0,012 м при 1473 К содержании ZnO около 6 %. Время образования единичного пузыря ( $\tau_{п}$ ) составляет 0,054 с. За это время площадь поверхности взаимодействия расплава с газом меняется от площади сопла до площади поверхности пузыря и в среднем составляет:

$$S_{п} = (\pi(D_{внеш}/2)^2 + \pi d_{п}^2)/2 \quad (16)$$

Скорость всплывания определили по уравнению Маленкова:

$$u = \min\{U_1; U_2\} = \min\left\{\frac{gr^2}{3\nu}; \sqrt{\frac{\sigma g}{\rho r}} + gr\right\}, \quad (17)$$

где  $r$  – радиус пузыря;  $\nu$  – кинематическая вязкость

Скорость всплывания пузыря – 0,41 м/с. Время всплывания составляет 0,036 с. Отсюда за время образования пузыря ( $\tau_{п} = 0,054$  с) в расплаве будет находиться всплывающий пузырь площадью  $S_{п} = \pi d_{п}^2$  и образовываться пузырь площадью  $S_{п1} = (\pi(D_{внеш}/2)^2 + \pi d_{п}^2)/(2)$  см<sup>2</sup>. Отсюда  $S = (S_{п} + S_{п1})/\tau_{п} = 133$  см<sup>2</sup>, а скорость процесса, отнесенная к единице поверхности составит  $2,21 \cdot 10^{-8}$  моль/(см<sup>2</sup>·с).

Таким образом, анализ полученных данных показывает следующее. При расходе газа, равного 1 дм<sup>3</sup>/мин время нахождения единичного пузыря в расплаве в два раза меньше, чем при расходе 0,2 дм<sup>3</sup>/мин. Это приводит к тому, что доля цинка, восстановленная за 3600 с барботажа, в первом случае составляет 0,185 при общем расходе газа 60 дм<sup>3</sup> и коэффициенте его использования равном 0,004, а во втором – доля цинка равна 0,213, расход газа – 12 дм<sup>3</sup>, а коэффициент использования – 0,029. Это подтверждает ранее высказанное мнение о том, что при всплывании отдельного пузыря доля газа, содержащегося в нем и пошедшая в реакцию, зависит от времени нахождения пузыря в расплаве.

## МЕХАНОХИМИЧЕСКАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ ОТХОДОВ АНТИМОНИДА ИНДИЯ

Каминский Ю. Д.

Институт химии твердого тела и механохимии Сибирского отделения РАН,  
г. Новосибирск, Россия

Существует технология, когда отходы полупроводникового материала антимонида индия перерабатываются методом сплавления в смеси с NaOH и NaNO<sub>3</sub>, с предварительным измельчением отходов. Такая технология, как и многие пирометаллургические процессы, имеет отрицательные моменты:

- сложности с организацией печного высокотемпературного процесса;
- организацию специальных условий безопасности проведения работ;
- необходимость улавливания и утилизации газопылевых выбросов.

Целью работы являлось опробование механохимической технологии вскрытия отходов.

Ранее было показано, что механическая активация приводит к накоплению дефектов (границ зерен, дислокаций и т.д.) [1-3]. При большем времени активации происходит частичная или практически полная аморфизация минералов, приводящая к нарушению химических связей в кристаллической решетке соединений. Наличие дефектов в минералах приводит к увеличению скорости взаимодействия твердой фазы с реагентами. При определенных условиях механической активации и последующей щелочной и окислительной обработки возможно практически полное вскрытие антимонида индия с последующим переводом индия в водную фазу при низких температурах ( $T < 100$  °C) гидрохимической обработки.

Для механохимической переработки отходов антимонида индия использовалась планетарная мельница ЛАИР-0,015 [2], работающая в дискретном режиме. В барабаны мельницы загружались кусковые отходы антимонида индия, содержащих 45 % индия, заливалась вода в соотношении Т:Ж=1:2. При обработке задавалось соотношение шаров к материалу по массе равное 10. Механохимическое разложение отходов проводили в течение 45 минут. После вскрытия в мельнице пульпа подвергалась дополнительному разложению и гидролизу, которые проводились при температуре 100 °C, соотношении Т:Ж=1:5, в течение 5 часов раствором NaOH + NaNO<sub>3</sub> различной концентрации. После фильтрации гидроксид индия растворялся раствором серной кислоты (200 г/дм<sup>3</sup>) в присутствии или без окислителя - Fe<sub>2</sub>(SO<sub>4</sub>)<sub>3</sub>.

**Таблица 1 – Показатели вскрытия и выщелачивания индия механохимическим методом**

№	УРО, г/дм <sup>3</sup>	УРИ	Содержание индия			ВК, %	ИИ, %
			РГ, мг/дм <sup>3</sup>	ГР, г/дм <sup>3</sup>	ОК, %		
1	NaOH-200 NaNO <sub>3</sub> -40	без окислителя	5,0	130,7	7,89	69,6	87,8
2	NaOH-280 NaNO <sub>3</sub> -80	без окислителя	3,3	142,9	5,10	72,8	92,0
3	NaOH-200 NaNO <sub>3</sub> -40	окислитель Fe <sub>2</sub> (SO <sub>4</sub> ) <sub>3</sub> 20 г/дм <sup>3</sup>	2,3	173,8	1,12	101,0	97,5

где: УРО – условия разложения отходов; УРИ – условия растворения индия; РГ – в растворе гидролиза; ГР - в готовом растворе; ОК – остаточное содержание в кеке, ВК – выход кека; ИИ – извлечение индия в раствор.

Результаты опытов по переработке отходов представлены в таблице 1. Из неё видно, что метод механохимического вскрытия отходов антимонида индия, обеспечивает высокие показатели по извлечению и исключают недостатки, присущие пирометаллургической технологии.

Рекомендуемая схема механохимической переработки отходов антимонида индия представлена на рисунке 1. В качестве механохимического активатора для действующего производства чистых металлов можно рекомендовать планетарную мельницу МПЦ-3М [2, 4], модернизированную для работы в дискретных условиях.

#### *Список литературы*

1. Аввакумов Е. Г. Механохимические методы активации химических процессов. – 2-е изд., перераб. и доп. – Новосибирск: Наука, 1986. – 305 с.
2. Каминский Ю.Д. – Механохимические реакторы планетарного типа: Теория и практика /отв. ред. Е. Г. Аввакумов, - Новосибирск: Наука, 2015. - 200 с.
3. Каминский Ю.Д. Вовлечение в переработку техногенных отходов (механохимия для экологии) /отв. ред. Е.Г.Аввакумов; Рос. акад. наук, Сиб. отд-ние, Ин-т химии твердого тела и механохимии. - Новосибирск: Издательство СО РАН, 2018, - 295 с.
4. А.С. № 1638869 Планетарная мельница. /Неверов П.П., Каминский Ю.Д., Макаров Е.И., Сидоров В.В. Дата рег. 01.12.1990. Бюл. 16



Рисунок 1 – Схема переработки отходов антимионида индия

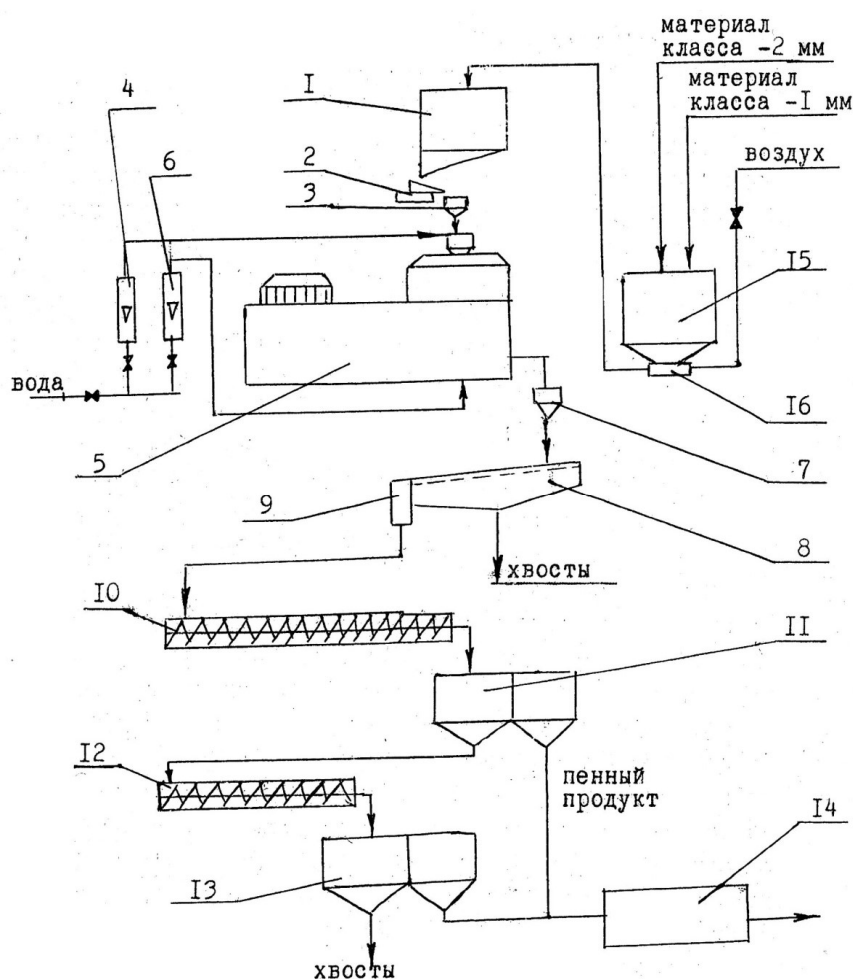
## ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА РАЗРУШЕНИЯ КИМБЕРЛИТА И ВСКРЫТИЯ АЛМАЗОВ В ПЛАНЕТАРНОЙ МЕЛЬНИЦЕ

Каминский Ю. Д.

Институт химии твердого тела и механохимии Сибирского отделения РАН,  
г. Новосибирск, Россия

Для изучения процесса разрушения кимберлита и вскрытия алмазов планетарная мельница МПЦ-3 [1], была доставлена в г. Айхал и смонтирована в цехе доводки фабрики №8 АГОК.

Схема обвязки планетарной мельницы и установки обогащения представлена на рисунке 1.



**Рисунок 1 – Аппаратурная схема установки переработки кимберлита:**

- 1-бункер питателя; 2-вибропитатель; 3-распульповочная воронка; 4-ротаметр;  
5-мельница МПЦ-3; 6- ротаметр воды на смазку; 7- приемная воронка; 8- вибросито;  
9- бункер; 10- шнековый питатель; 11- пенный сепаратор (основной); 12- шнековый  
питатель; 13- пенный сепаратор (доводочный); 14- сборник концентрата;  
15- бункер сборник; 16- ижектор

Испытания планетарной мельницы МПЦ-3 на сохранность алмазов и флотационное обогащение исходных и активированных продуктов проводили по методикам, принятым на фабрике. Для того, чтобы обеспечить одновременно вскрытие и сохранность алмазов, на обработку в режиме самопомола в планетарную мельницу подавались хвосты доводки двух дисперсных составов. Их ситовой анализ представлен в таблице 1.

**Таблица 1 – Гранулометрический состав исходных материалов**

Материал	Выход материала, % (по массе)			
	Классы крупности, мм			
	-2,0+1,0	-1,0+0,5	-0,5+0,2	-0,2
Продукт 1	-	80,9	18,9	0,2
Продукт 2	83,3	16,5	0,2	-

В период испытания мельница МПЦ-3 работала при установленной насадке питания 1200 кг/час, отношении Ж:Т в разгрузке 0,5-0,6; 1. Было обработано – 43,5 кг зернистого материала класса -4+2 мм - 6,9 %, -2+1 мм – 9,7 %; -1+0,5 мм – 83,4 %. Время обработки материала 7 мин. 35 сек. Алмазы в количестве – 10 штук, класса -2+1 мм, общим весом – 166 мг, представленные сростками нескольких алмазов, с включениями графита, внутри трещины, грани сбиты, имеются сколы, цветом от прозрачного до темно-серого, введены в процессе обработки материала в горловину мельницы. Разгрузка мельницы представлена классами: -4+2 мм – 4,6 %; -2+1 мм – 12,6 %; -1+0,5 мм – 74,7 %; -0,5 мм – 8,1 %, общим весом – 43,5 кг.

Общее количество извлеченных кристаллов – 9 штук, весом 146 мг. Извлечение составило 90 %. Потерян один кристалл класса -2+1 мм весом 20 мг, цвета светло-серого, сросток трех алмазов, с множественным включением графита. Внутри трещины, две вершины сбиты, впадины заполнены графитом. После испытания комиссионно произведена зачистка мельницы, кристалл класса -2+1 мм весом 20 мг, разрушен и перешел в неизвлекаемый класс (-0,5 мм). Нарушений поверхности извлеченных алмазов не обнаружено. Потерь в массе нет.

Таким образом, промышленные испытания мельницы МПЦ-3 показали, что при самоизмельчении в ней материала обеспечивается высокая сохранность алмазов. По результатам испытаний планетарная мельница МПЦ-3 в исследуемом режиме обработки кимберлита рекомендована для технического контроля выбросов в отвал.

#### *Список литературы*

1. Каминский Ю.Д. – Механохимические реакторы планетарного типа: Теория и практика /отв. ред. Е.Г. Аввакумов – Новосибирск: Наука, 2015. - 200 с.



## ИССЛЕДОВАНИЯ ФЛОТАЦИОННЫХ СВОЙСТВ НОВЫХ ОБРАЗЦОВ СОБИРАТЕЛЕЙ ДЛЯ МЕДНО-МЫШЬЯКОВИСТЫХ РУД

Шепета Е. Д.<sup>1</sup>, Рябой В. И.<sup>2</sup>

<sup>1</sup>ФГБУН Хабаровского Федерального исследовательского центра  
Дальневосточного отделения РАН, г. Хабаровск, Россия

<sup>2</sup>ООО «Механобр-ОР», Санкт-Петербург, Россия

В практике обогащения медно-мышьяковистых руд актуальной остается проблема повышения извлечения меди и благородных металлов в кондиционный по мышьяку медный концентрат. Процесс селективного разделения зависит от количества и прочности закрепления собирателя на минеральных поверхностях сульфидных минералов, золота и серебра. Вследствие чего, активно ведутся работы по поиску собирателей, обуславливающих повышение контрастности поверхностей разделяемых минералов.

Решение этих задач в первую очередь можно осуществить подбором как известных, так и созданием новых более эффективных реагентов на основе существующей теории и практики применения реагентов [1–5. 6-13].

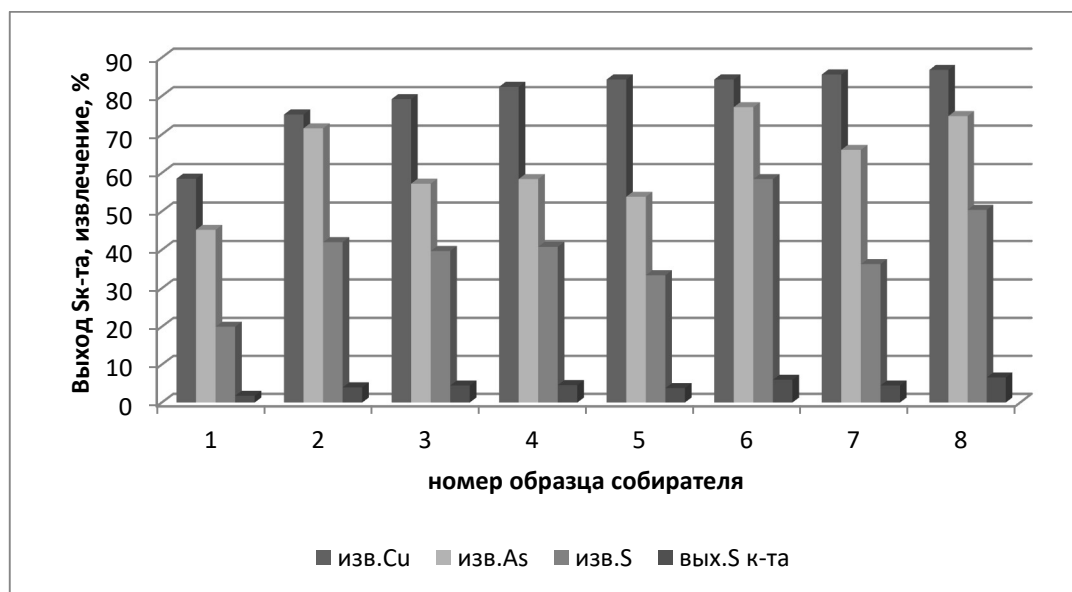
В данной работе представлены результаты исследований на шеелит-халькопирит-пирротиновой руде с массовой долей основных компонентов:  $WO_3$  – 0,65 %, Cu – 0,22 %, Au – 1,6 г/т, Ag – 1,16 г/т, As – 0,007 %, S – 4,9 % и на питании сульфидной флотации Приморской фабрики, %: Cu – 0,24, As – 0,08, S – 3,14 (халькопирит-пирротиновая руда) и Cu – 0,16, As – 0,14 (Cu:As = 1,1:1), Au – 0,69 г/т, Ag – 3,6 г/т (халькопирит-арсенопиритная руда).

При подборе собирателей для медно-мышьяковистых руд из класса водорастворимых соединений на основе диалкилдитиофосфатов была использована концепция влияния поверхностной активности и гидрофобизирующей способности реагента на флотационные свойства [14, 15], которая была применена для создания собирателя при флотации серебросодержащих руд [15]. Данное исследование является продолжением развития этого направления при использовании новых водорастворимых собирателей на основе диалкилдитиофосфатов [16, 17].

На первой стадии тестирования опыты выполнены на питании ПОФ (по сульфидной классификации — халькопирит-пирротиновая руда) на технической воде (взвеси 5,3 г/л) до получения сульфидных концентратов с использованием всех образцов, намеченных к испытаниям. На рис. 1 представлены лучшие результаты из серии по определению оптимального расхода для каждого собирателя.

При выходе сульфидного концентрата 3,8-4,6 % на образце реафлот 277 и комбинации реагентов ИМА-И413п + реафлот 277 (1:1) получен относительно стандартного собирателя (ИМА-И413п) прирост извлечения меди

на 3-5 % с селективностью по отношению к арсенопириту, близкой к стандартному режиму.



**Рисунок 1 – Диаграмма выхода коллективного концентрата и извлечения в него меди, мышьяка и серы на исследуемых образцах сульфидных собирателей**  
 Расход, г/т: 1 – образец 275 (200 + 80); 2 – образец 276 (200 + 80); 3 – ИМА-И413п (45 + 5); 4 – реафлот 277 + ИМА-И413п (40 + 10, соотношение 1:1); 5 – образец 277 (45 + 5); 6 – Кх<sub>бут</sub> (60 + 20); 7 – БТФ-15221 (35 + 5); 8 – БТФ-271 (45 + 5)

Максимальный прирост извлечения меди (6-8 %) достигнут при использовании БТФ 15221 и 271 и выходе сульфидного концентрата 4,5-6,6 %, увеличение извлечения мышьяка в пределах 9–18 % относительно ИМА-И413п, однако, селективность процесса была выше, чем с использованием комбинации стандартного реагента ИМА-И413п и Кх<sub>бут</sub>. Извлечение пирротина, основного сульфидного минерала, определяющего извлечение серы в сульфидный концентрат, для всех новых образцов колеблется в пределах от 20 до 40 %, для Кх<sub>бут</sub> составляет 58,4 % и для ИМА-И413п – 39,7 %.

На основе тестов по оценке флотационной активности реагентов для этапа заключительных экспериментов выбраны собиратели БТФ 15221, 271 и комбинация ИМА-И413п с образцом БТФ- 277 в соотношении 1:1. Результаты заключительных замкнутых опытов до получения медного концентрата представлены в табл. 1.

Низкий уровень извлечения золота и серебра в Сu концентрат в пределах 30-60 % обусловлен вещественным составом руды. Драгметаллы находятся в тонкодисперсном самородном состоянии (основной размер 5–75 мкм), изоморфно замещают Fe, Cu, As в сульфидах. К неизвлекаемым формам относятся: золото в кварце в виде тонких примазок на кварцевой поверхности, внутри частиц кварца, крупность 0,01–0,2 (0,3) мм; серебро в карбонатах тяжелых металлов, кварце и силикатах; в арсенопирите в виде

каплевидных частичек. Поэтому основные потери благородных металлов связаны с коллективным циклом, в котором выделяется основная масса сульфидных хвостов.

Таблица 1 – Показатели обогащения по Cu концентрату

Но- мер опыта	Собиратель Расход, г/т		Медный концентрат								
			Выход, %	Массовая доля, % г/т				Извлечение, %			
				Cu	As	Au	Ag	Cu	As	Au	Ag
<b>Халькопирит-пирротиновая лабораторная руда, водопроводная вода</b>											
Массовая доля в руде Cu – 0,22 %, As – 0,007 %, Au – 1,6 г/т, Ag – 1,16 г/т											
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
4	БТФ 271	40	0,88	18,18	0,10	64,51	61,43	72,72	12,57	35,48	46,60
5	ИМА+ 277 (1:1)	30	0,97	15,36	0,13	55,00	61,70	67,72	18,01	33,34	51,59
6	Реафлот 277	45	0,90	15,00	0,10	55,13	57,00	61,36	12,86	31,01	44,22
<b>Халькопирит-арсенопирит-пирротиновая руда, слив классификатора ПОФ, оборотная вода</b>											
Массовая доля в руде Cu – 0,16 %, As – 0,14 % (Cu:As = 1,1:1), Au – 0,69 г/т, Ag – 3,6 г/т											
7	ИМА-И413п	30	0,83	14,48	4,57	38,10	231,8	75,12	27,09	45,83	53,44
8*			0,65	18,27	0,94	43,57	278,5	74,22	4,36	41,04	50,28
9	БТФ 15221	30	0,76	16,17	5,75	41,84	282,0	76,81	31,21	46,08	59,53
10*			0,64	18,85	0,86	45,42	297,3	75,40	3,93	42,13	52,85
ПОФ – Приморская обогатительная фабрика;											
*опыты в Cu селекции выполнены с перечистками медного концентрата в среде железного купороса; $FeSO_4$ I пер. до pH 7,2 (6,9) – II пер. pH 6,8 (6,7)											

На всех испытанных новых образцах, предложенных к исследованиям, получен прирост извлечения меди, золота и серебра относительно стандартного образца ИМА-И413п, на котором суммарное извлечение ценных минералов составляет 129,1 %, расход – 30 г/т. В ряду повышения суммарного извлечения реагенты расположились следующим образом, %:

Реафлот 277 (45 г/т – 136,6) < БТФ-271 (40 г/т – 154,8) < БТФ-15221 (30 г/т – 160,3) < (40 г/т – 171,7).

Лучшие показатели извлечения меди и сопутствующих драгметаллов при наименьшей массовой доле в концентрате мышьяка достигнуты с реагентом БТФ-15221 при расходе (25+5) г/т. Использование комбинации неионогенного собирателя Реафлота-277 и ИМА-И413п (суммарное извлечение 153 %) повышает извлечение меди по сравнению с ИМА-И413п, однако этот показатель ниже, чем с БТФ-15221 и при более низкой селективности процесса обогащения.

Следует отметить, что на образце БТФ-15221 большая доля снижения потерь меди приходится на цикл селекции.

Исследование действия БТФ-15221 в сравнении с ИМА-И413п на фабричном питании сульфидной флотации при переработке халькопирит-арсенопирит-пирротиновой руды показало, что селективность процесса резко снижается (см. табл. 1, опыты 7, 9). С собирателем ИМА-И413п в отличие от БТФ-15221 не было получено кондиционного концентрата по основному компоненту меди. Для получения кондиционного медного концентрата при флотации этой руды потребовалось введение в медные перечистки железного купороса (см. табл. 1, опыты 8,10). В этих условиях прирост суммарного извлечения ценных минералов составил только 4,8 % (170,4 % БТФ 15221 и 165,5 % ИМА-И413п) против 30 % на халькопирит-пирротиновой руде.

Созданный образец БТФ 15221 представляет несомненный интерес для дальнейших промышленных испытаний на медно-арсенопиритных и других типах руд с возможной корректировкой его собирательной силы и селективности за счет расхода во флотации, плотности пульпы, температуры и других технологических параметров. Планируется проведение промышленных испытаний собирателя на ПОФ в 2021 году.

*Список литературы*

1. Хан Г.А., Габриелова Л.И., Власова Н.С. Флотационные реагенты и их применение. М.: Недра, 1986. 271 с.
2. Физико-химические основы теории флотации / О.С. Богданов, А.М. Гольман, И.А. Каковский и др. М.: Наука, 1983. 264 с.
3. Конев В.А. Флотация сульфидов. М.: Недра, 1985. 262 с.
4. Соложенкин П.М., Кубак Д.А., Петухов В.Н. Компьютерное моделирование сульфгидрильных соединений с гидроксильными радикалами и прогноз их в качестве флотореагентов. Вестник МГТУ им.Г.И. Носова. 2016. Т.14.№1. С. 26-33.
5. Справочник по обогащению руд. Том. Основные процессы / Под ред. О.С. Богданова. М.: Недра, 1983. С. 270–280.
6. 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
7. Tercero N., Nagaraj D.R., Farinato R. A critical overview of dithiophosphate and dithiophosphate interactions with base metal sulfides and precious metals // Mining, Metal. and Explor. 2019. № 1. P. 99–110.
8. Current understanding of thiol collector adsorption mechanism on tennantite using computational docking and FTIR-techniques / P. Solozhenkin, O. Ibragimova, E. Emelyanenko, J. Yagudina // XXIX IMPC. Moscow. 2018. P. 20.
9. Investigation of reagents for selective flotation on chalcopyrite and molybdenite / H. Miki, T. Hirajima, Y. Muta et al. // XXIX IMPC. Moscow. 2018. P.663.
10. Karimain A., Rezaei B., Masoumi A. The effect mixed collectors in the rougher flotation of sungun copper // Life Science Journal. 2013. № 10 (6s). P. 268–272.
11. Solozhenkin P.M., Krausz S. Study of sulfhydryc flotation reagents isomery // XV Balkan Mineral Processing Congress. Bulgaria. 2013. Vol. 1. P. 429–432.
12. A review of flotation collectors: fundamentals to practice / G.Lui, J. Xiao, X. Yang, H. Zhong // XXVIII IMPC. 2016. Canada. Quebec. P. 206.

13. New technologies to recover gold and silver from ores and concentrates incell-type column / P.N. Hreniuc, I. Pasca, O. Stevan, G. Badescu // XV Balkan Mineral Processing Congress. Bulgaria. 2013. Vol 1. P. 466–475.

14. 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.

15. Ryaboy V.I., Shepeta E.D., Ryaboy I.V. Applying Reagents Containing the Thioamide Group in the Flotation of Copper-Arsenopyrite Ores // XXIX IMPC. Moscow. 2018. P. 692.

16. Саматова Л.А., Рябой В.И., Шепета Е.Д. Повышение извлечения цветных и благородных металлов с использованием аэрофлотов при флотации шеелит-сульфидных руд // ФТПРПИ. 2013. № 6. С. 151–157.

17. Новый диалкилдитимофосфатный собиратель для флотации серебрясодержащих руд / В.И. Рябой, С.Е. Левковец, Г.А. Ефремова, О.Е. Коваль // Горные науки и технологии. 2018. № 3. С. 45–53.

УДК 622.7

## **МОДЕРНИЗАЦИЯ ОБОГАТИТЕЛЬНОГО ПРОИЗВОДСТВА ТОО «АКТЮБИНСКАЯ МЕДНАЯ КОМПАНИЯ»**

**Голованов А. В., Ропейко С. А., Карасов Ю. К., Шестаков К. И.**  
АО научно-проектное общество «РИВС», г. Санкт-Петербург, Россия

### **Введение**

На горно-обогатительном комбинате ТОО «Актюбинская медная компания» действуют две обогатительные фабрики суммарной производительностью 5 млн. т/год. ОФ№1 проектной мощностью 2,5 млн. т/год запущена в эксплуатацию в сентябре 2006 г. для переработки медной руды. ОФ № 2 проектной мощностью 2,5 млн. т/год запущена в эксплуатацию в 2010 г. для переработки медно-цинковой руды (1).

Эксплуатация обогатительных фабрик позволяет получать до 60 тыс. тонн меди и до 45 тыс. тонн цинка в концентратах в год (2).

Рудной базой комбината являются медно-колчеданные руды месторождения «50 лет Октября» и медно-цинковые руды «Приорского» месторождения. Месторождение «50 лет Октября» было открыто в 1964 году и является одним из крупнейших медно-колчеданных месторождений в Казахстане, добыча ведется открытым способом, в настоящее время запасы месторождения истощаются.

### **Обогатительное производство до модернизации**

Подготовка рудного сырья к обогащению на обеих фабриках ведется по традиционной технологии, включающей трехстадиальное дробление с последующим двухстадиальным шаровым измельчением и классификацией.

Медная руда месторождения «50 лет Октября» перерабатывается на ОФ-1 по прямой селективной схеме: основная медная флотация, доизмельчение концентрата с тремя перечистками, концентрат третьей перечистки является готовым медным концентратом.

Медно-цинковая руда «Приорского» месторождения перерабатывается на ОФ-2 по селективной схеме: основная медная флотация, доизмельчение концентрата с тремя перечистками, концентрат третьей перечистки является готовым медным концентратом. Контрольная флотация медных минералов на хвостах первой медной перечистки, камерные продукты основной и контрольной медной флотации являются питанием цинк-пиритного цикла, который включает в себя цинковую головку, основную и контрольную операции. Камерный продукт контрольной цинк-пиритной флотации является отвальным хвостом флотации. Доизмельчение концентрата основной цинк-пиритной флотации перед основной и контрольной цинковой флотацией. Камерный продукт контрольной цинковой флотации направляется в отвальные хвосты. Концентрат основной цинковой флотации подвергается трехкратной перечисточной операции, концентрат третьей цинковой перечистки является готовым цинковым концентратом.

Сгущение и фильтрация медного концентрата на ОФ-1 и медного и цинкового концентратов на ОФ-2 схожи. Обезвоживание осуществляется в высокопроизводительных сгустителях диаметром 12 метров, фильтрация сгущенных концентратов осуществляется на фильтр-прессах. После обезвоживания концентраты конвейерами подаются на склад для дальнейшей отгрузки.

### **Результаты реализации проекта модернизации**

Ввиду исчерпания запасов медной руды (м/р 50 лет Октября) и вводом в отработку новых месторождений медно-цинковых руд («Лиманное», «Кундызды», «Авангард») стало необходимо обеспечить сохранение выпуска металлов, т.е. переработку медно-цинковых руд в условиях работы обеих фабрик.

Учитывая сжатые сроки реализации проекта, к выполнению комплекса работ было привлечено АО «НПО «РИВС», обладающее возможностью обеспечения полного цикла работ по реализации проекта – разработка технологии, проектирование, изготовление и поставка оборудования, сопровождение монтажа, запуск и технологическая наладка процесса. Практически одновременно были начаты работы по поиску технологии, проектных решений, расчету основного технологического оборудования с конструкторской проработкой для изготовления.

Специалистами АО «НПО «РИВС» совместно с Заказчиком проведен аудит технологической схемы обогатительных фабрик, выполнены необходимые научно-исследовательские работы, в результате которых разработаны технологические регламенты на переработку медно-цинковых руд

перспективной добычи (3). Разработанная технология позволит получать до 60 тыс. тонн меди и до 100 тыс. тонн цинка в концентратах в год.

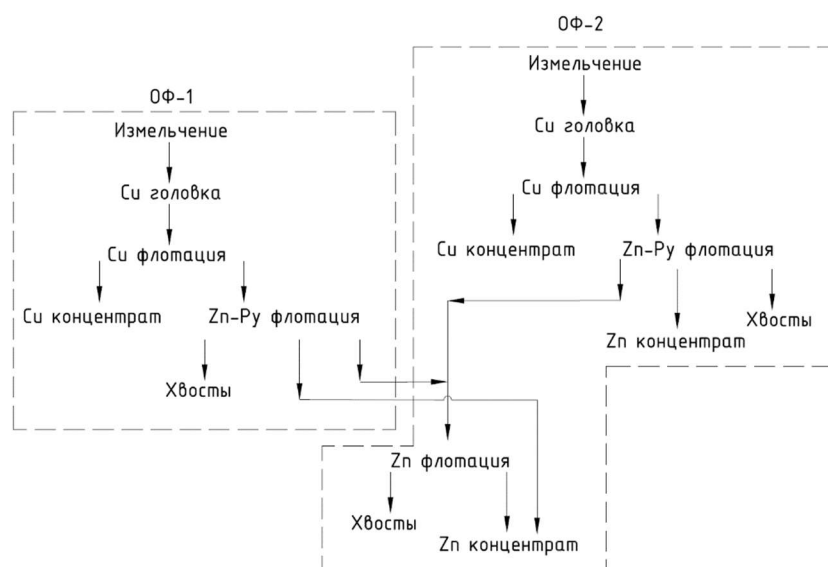
Планируемые технологические показатели:

- медный концентрат (ТУ 87 РК-00200928-145-97) с содержанием меди 19,5 %, цинка 5,0 %, при извлечении меди 82,0 %;
- цинковый концентрат (ТУ87 РК-00200928-117-90) с содержанием цинка 45,5 %, меди 0,6 %, при извлечении цинка 76,0 %.

Концепция модернизации обогатительного производства предусматривает:

- строительство нового цинк-пиритного цикла на ОФ-1;
- предварительное сгущение цинк-пиритных продуктов ОФ-1 и ОФ-2;
- модернизация объединенного существующего цинкового цикла ОФ-2 для флотации объединенного цинк-пиритного концентрата;
- ввод дополнительных мощностей для обезвоживания цинкового концентрата;
- расширение реагентного хозяйства;
- модернизация складов медного и цинкового концентратов ОФ-2.

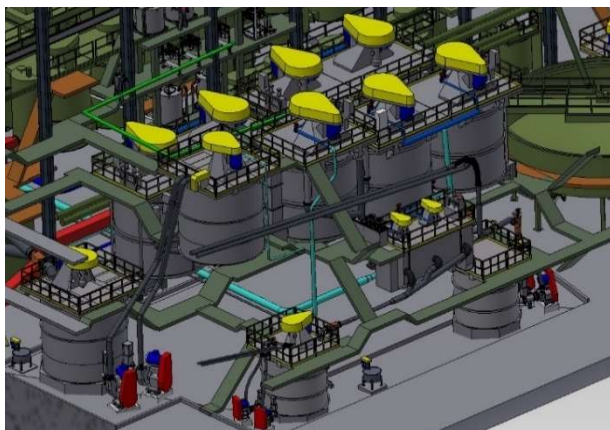
Выполненные исследования и расчеты показали, что на ОФ№1 для освоения разработанной технологии (рис. 1) на существующем оборудовании необходима дополнительная установка секции цинк-пиритной флотации.



**Рисунок 1 – Принципиальная технологическая схема**

Цинк-пиритный цикл ОФ-1 предусматривает установку флотомашин в операции цинковой «головки» (РИФ70 – 1 шт.), основной цинк-пиритной флотации (РИФ-70 – 6 шт.) и для перечистки цинковой «головки» (РИФ-8,5 – 2 шт.). Питанием цикла является камерный продукт основной и контрольной медной флотации (рис. 2?). После перечистки концентрата цинковой

«головки», получаемый готовый цинковый концентрат направляется по новой галерее трубопроводов на обезвоживание на ОФ-2. Пенный продукт основной цинк-пиритной флотации – по той же галерее на сгущение цинк-пиритного концентрата на ОФ-2. Хвосты цикла направляются в существующий хвостовой зумпф ОФ-1.



**Рисунок 2 – Секция цинк-пиритной флотации (проектное решение; реализация)**

При выполнении проектных работ АО «НПО «РИВС» использует современные BIM программы Autodesk Revit, Civil 3d, Inventor.

### **Заключение**

Разработанный проект получил положительные заключения Государственной экспертизы Республики Казахстан № 01-0145/19 от 30.04.2019 г

Модернизация обогатительного производства ТОО «Актюбинская медная компания» является примером комплексного подхода и успешной совместной работы команды специалистов ТОО «АМК» и АО «НПО «РИВС».

Выполнение работы по: разработке технологии, проектированию; комплексной поставке основного технологического оборудования; шефмонтажным и пусконаладочным работам; автоматизации технологического процесса, позволили в кратчайшие сроки обеспечить на обогатительной фабрике №1 переработку медно-цинковых руд без остановки производственных мощностей и снижения показателей.

### *Список литературы*

1. Гоготин А. В., Живилова Т. А., Мангулов К. К., Пашкин В. Л. Фабрика «под ключ» - стратегия компании Outotec Обогащение руд 2.2010. С 12-15.
2. <http://rmk-group.ru/ru/activities/enterprises/aktyubinsk/>
3. Технологический регламент «Реконструкция обогатительного производства ТОО «АМК» при переходе на переработку медно-цинковых руд перспективной добычи» Карасов Ю.К., Алексеева Ю.Б., Давлетбаева Э.Б.



## **СПОСОБ СКВАЖИННОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТА ИЗ СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ ГЛУБОКОЗАЛЕГАЮЩИХ РОССЫПЕЙ СО СЛОЖНОИЗВЛЕКАЕМЫМ ЗОЛОТОМ**

**Алексеева Е. В.**

ФГБУН Хабаровский Федеральный исследовательский центр Дальневосточного отделения РАН, обособленное подразделение ИГД ДВО РАН, г. Хабаровск, Россия

Как известно, в россыпях глубокого залегания по данным разведки сосредоточена значительная часть запасов золота, но традиционными способами их отработка будет нерентабельна. По результатам анализа минерально-сырьевой базы России выявлено, что в россыпях глубокого залегания находится более 300 т самородного золота. Разработка россыпей с глубоким (более 10 м) залеганием продуктивных пластов при их относительно небольшой мощности (от десятых долей метра до 2-2.5 м) и относительно низком содержании золота с использованием традиционных способов добычи как правило не рентабельна. В связи с чем актуальным становится обоснование новых нетрадиционных способов рентабельной и экологически безопасной отработки глубокозалегающих россыпей золота в целом по всей России. Переход от традиционного способа извлечения продуктивных песков и извлечением из них золота промывкой к физико-химическим технологиям позволит существенно снизить капитальные и эксплуатационные затраты на его получение.

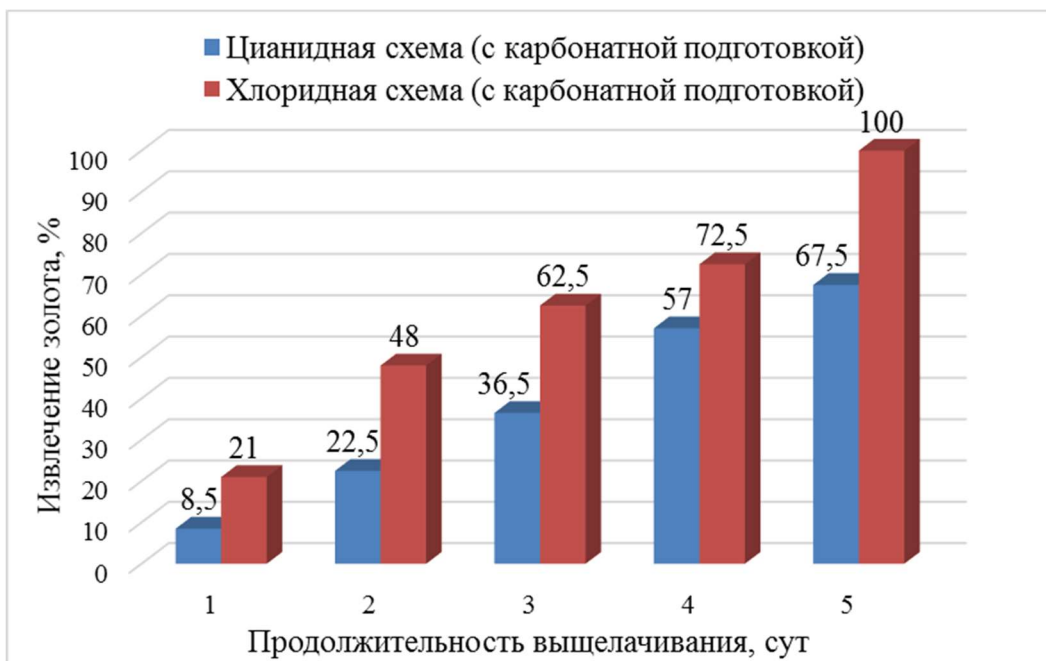
На Дальнем востоке известно большое количество россыпных месторождений с такими параметрами как глубина залегания от 10 м при котором мощность продуктивных пластов от 0,5 до 1,5 м. Для примера можно рассмотреть Кручиненское золотороссыпное месторождение (Забайкалье), протяженность которого порядка 70 км. На одном из участков россыпи запасы золота достигают около 5 т, при этом глубина залегания пласта не менее 15 м, а мощность варьирует от 0,7 до 1,5 м. Форма нахождения золота на участке различна по гранулометрическим и морфологическим признакам. Кроме присутствия «видимого» золота, выявляемого микроскопическими исследованиями, есть и «невидимое» наноразмерное, дисперсное [1]. Так же на россыпях присутствует такие формы золота, которые невозможно извлечь гравитационными методами, а именно пластинчатое и чешуйчатое, при значительном количестве мелкого (-0,25 мм) и тонкого (менее 0,1 мм) золота [2-4]. И, говоря о потерях золота при промывке песков на промышленных приборах, можно считать, что основная часть такого золота обычно теряется, так как переносятся водными потоками в хвосты, которые как правило после отработки участка россыпи забуториваются, о чем упоминается во многих источниках [5-10].

Для повышения экономической эффективности разработки глубоко-залегających россыпей, а также экологической безопасности окружающей среды, предлагается использовать способ скважинного подземного выщелачивания золота. Данный способ по сравнению с традиционной разработкой оказывает наименьшее влияние на окружающую среду, а именно при его использовании отсутствует пылеобразование, отвалы, отстойники и т.д.

При выщелачивании золота из продуктивного пласта изымаются только частично подземные воды (в контуре эксплуатируемого участка). После завершения отработки способом скважинного подземного выщелачивания недр остаются в неизменном виде [8]. Вместе с тем в большей части россыпей присутствует и относительно крупное золото, которое не только растворяется длительное время, но и при их относительно низкой пробности может покрываться серебро- и медьсодержащими пленками, блокирующими дальнейший контакт с комплексообразователем. Поэтому целесообразно продуктивные пески из сравнительно небольших зон с относительно крупным золотом извлекать механическим способом, а основную часть золота, представленную мелкими зернами переводить в растворенное состояние подачей в пласт через скважины выщелачивающих растворов. При этом для перевода в продуктивный раствор инкапсулированного и дисперсного золота, локализованного и оксидно-гидроксидных пленках железа на поверхности зерен кварца-халцедона и в шлиховых минералах целесообразно использовать карбонатно-хлоридные растворы, которые кроме того имеют ряд существенных экологических преимуществ перед цианидными.

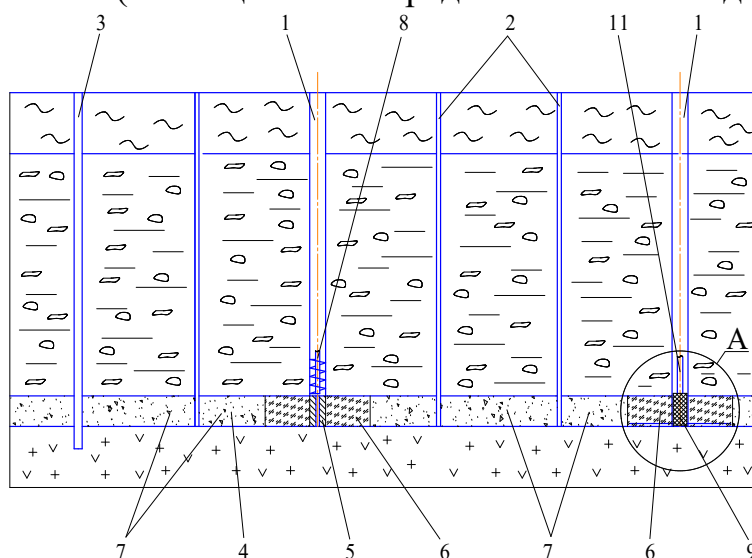
Для сравнения и доказательства технологической эффективности выщелачивания сложноизвлекаемых форм золота из песков россыпи одного из участков россыпи р. Кия (Забайкальский край) активированными карбонатно-хлоридными растворами, был проведен эксперимент в лабораторных условиях, в котором в качестве нулевого опыта использовались цианиды. На рисунке 1 представлена диаграмма, где сравнивается динамика извлечения золота из навесок технологической пробы продуктивных песков россыпи Кия при проведении экспериментов по активационному цианидному и хлоридному выщелачиванию золота (стандартный цианидный раствор позволяет извлечь не более 45 % золота).

В ходе экспериментальных исследований было выявлено, что хлоридная система обеспечивает возможность повышения степени выщелачивания золота безцианидными активированными растворами и значительно более безопасна для окружающей среды, так как раствор имеет околонейтральную рН, которая не превышает ПДК.

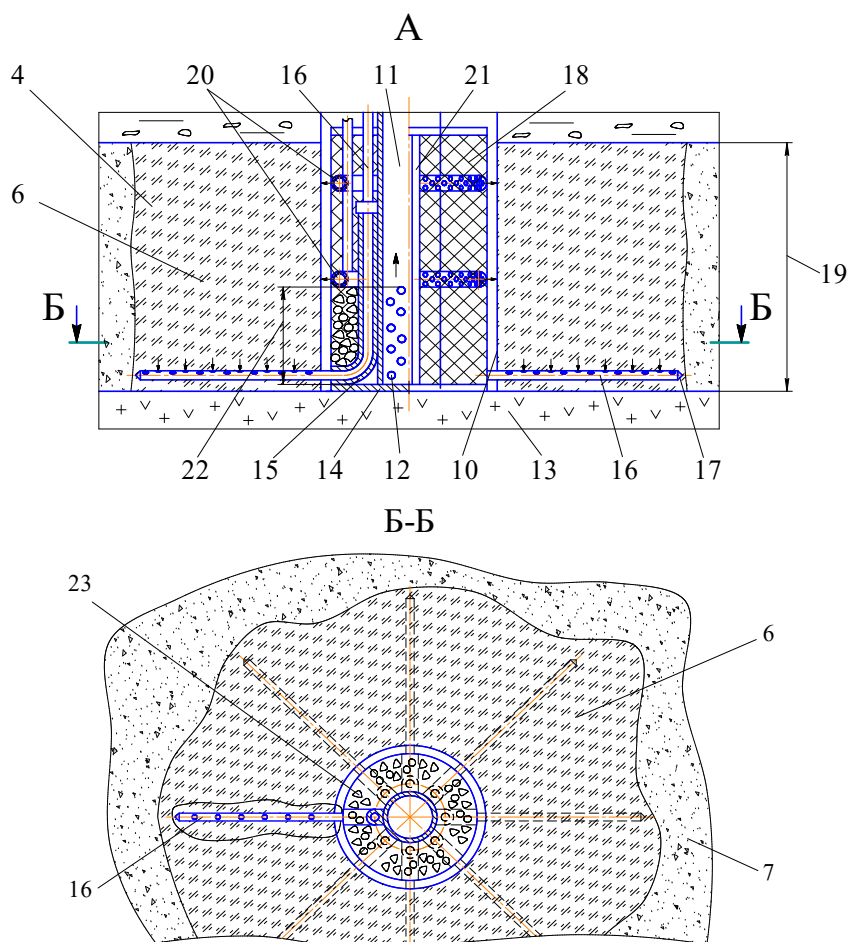


**Рисунок 1 – Сравнительный эксперимент активационному цианидному и хлоридному выщелачиванию золота**

Автором предлагается способ скважинного выщелачивания активированными карбонатно-хлоридными растворами. На рисунке 2 и 2а представлена схема реализации способа скважинного подземного выщелачивания, которая включает в себя ряд процессов: бурение скважин, формирование дренажных выработок, выявление в продуктивном пласте зон с различным содержанием золота (обогащенная со средним и низким содержанием).



**Рисунок 2 – Схема скважинного выщелачивания продуктивного пласта глубокозалегающей россыпи: 1 и 2 – скважины, 3 – дренажные выработки, 4 – продуктивный пласт, 5 – богатые зоны золота, 6 – зоны со средним содержанием золота, 7 – зоны с низким содержанием золота, 8 – шнек, 9 – центр скважины, 10 – стенка скважины, 11 – дренажная труба**



**Рисунок 2а – Вид А на рисунке 2, увеличен; разрез Б-Б на рисунке 2:**

12 – перфорированная нижняя часть дренажной трубы, 13 – плотик, 14 – пята, 15 – направляющие, 16 – гибкие перфорированные трубы, 17 – конические торцевые оголовки, 18 – сетчатый каркас, 19 – мощность продуктивного пласта, 20 – кольцевые перфорированные трубы, 21 – ребра жесткости, 22 – уровень, 23 – гравий

При выделении зоны с богатым содержанием золота при относительно крупных размерах его частиц производят локальное механическое извлечение золотосодержащей минеральной массы, т.е. скважины расширяют путем выбуривания с выемкой золотосодержащих песков для обогащения. При этом по центру скважины устанавливают дренажную трубу с перфорированной нижней частью, опирающейся на плотик через пята с направляющими для гибких перфорированных труб, внедряемых коническими торцевыми оголовками в зону со средним содержанием золота в продуктивном пласте. Далее для укрепления стенок скважины устанавливается сетчатый каркас – с кольцевыми перфорированными трубами и с ребрами жесткости – на мощность продуктивного пласта, а в сетчатом каркасе на уровне перфорированной нижней части дренажной трубы находится гравий. Через кольцевые перфорированные трубы производят подачу под напором концентрированного раствора выщелачивающих реагентов в зоны со

средним содержанием золота сложноизвлекаемых форм, а в зоны с низким содержанием золота производят подачу подготовительного карбонатно-пероксидного раствора через скважины. Выдерживают технологическую паузу для диффузионного выщелачивания золота в зонах со средним содержанием золота и окисления продуктивного пласта в зонах с низким содержанием золота. После чего в продуктивный пласт через скважины начинают закачивать хлоридно-карбонатный раствор с комплексообразователями слабой концентрации и откачку образующихся продуктивных растворов через гибкие перфорированные трубы, и дренажные трубы скважин. Затем осуществляется сбор продуктивных растворов с последующим сорбционным извлечением золота [11].

Тем самым происходит выщелачивание сложноизвлекаемого золота из глубокозалегающих маломощных продуктивных пластов. Данный способ рекомендован для промышленного использования, так как является весьма эффективным и менее затратным.

#### *Список литературы*

1. Моисеенко В.Г., Кузнецова И.В. Роль наночастиц золота, серебра и свинца в образовании месторождений благородных металлов // ФТПРПИ. – 2016. – № 3. – С. 377-381.
2. Алексеев В.С., Банщикова Т.С. Извлечение упорных форм золота из гравитационных концентратов и хвостов обогащения россыпей с применением химических реагентов // Физико-технические проблемы разработки месторождений полезных ископаемых. – 2017. – №4. – С. 159-164.
3. Алексеев В.С., Банщикова Т.С. Применение нетрадиционных технологий для извлечения золота из техногенных образований россыпей Приамурья // Горный журнал. – 2018. – № 10. – С. 52-57. DOI: 10.17580/gzh.2018.10.10.
4. Банщикова Т.С., Леоненко Н.А., Алексеев В.С. Физико-технические способы извлечения тонкодисперсного золота из техногенных россыпей Приамурья // Обогащение руд. – 2017. – №6. – С. 32-37. DOI: 10.17580/or.2017.06.06.
5. Алексеев В.С., Серый Р.С., Соболев А.А. Повышение извлечения мелкого золота на промывочном приборе шлюзового типа // Обогащение руд. – 2019. – № 5. – С. 13-18. DOI: 10.17580/or.2019.05.03.
6. Секисов А.Г., Лавров А. Ю., Шевченко Ю.С. и [др.]. Геотехнологии извлечения дисперсного и "тонкого" золота из техногенных минеральных образований Забайкальского края // Вестник Читинского государственного университета. – 2012. – № 1. – С. 34-42.
7. Патент RU 2647961 С1. Способ выщелачивания золота из упорных руд // Секисов А.Г., Рассказова А.В. / 21.03.2018. Заявка № 2017120462 от 09.06.2017 г.
8. Тимощенко С.Н., Воронов Е.Т., Овсейчук В.А., Урунов М.А. Скважинное выщелачивание золота из глубокозалегающих (погребённых) россыпных месторождений // Забайкалье. гос. ун-т. – Чита: ЗабГУ, 2015. – 63 с.
9. Серый Р.С., Алексеев В.С., Сас П.П. Оценка эффективности работы шлюзовых промывочных приборов при отработке месторождения с мелким и пластинчатым золотом // Золото и технологии. – 2015. – № 1 (27). – С. 104-107.

10. Алексеев В.С., Серый Р.С., Соболев А.А. Повышение извлечения мелкого золота на промывочном приборе шлюзового типа // Обогащение руд. – 2019. – № 5. – С. 13-18.

11. Патент RU 2716536 С1 Способ скважинного выщелачивания золота из сложноструктурных глубокозалегающих россыпей // Секисов А.Г., Чебан А.Ю., Рассказова А.В., Алексеева Е.В. / 12.03.2020. Заявка № 2019137465 от 20.11.2019 г.

УДК 669.213.3

## **НИЗКОТЕМПЕРАТУРНЫЙ ОБЖИГ АРСЕНОПИРИТОВОГО КОНЦЕНТРАТА В ИНЕРТНОЙ АТМОСФЕРЕ**

**Звонцов Н. О., Рогожников Д. А.**

ФГАОУ ВО «Уральский федеральный университет им. первого Президента  
России Б.Н. Ельцина», г. Екатеринбург, Россия

### **Введение**

В настоящее время упорным золотосодержащим рудам уделяется все большее внимание. Несмотря на существующие методы переработки подобного сырья, все еще продолжают активные исследования в данной области металлургии [1-6]. Исследования направлены, в основном, на снижение потерь золота с отходами производства. За период с 1991 по 2012 гг. из месторождений упорного золота было добыто 4088 т золота, а произведено – 3567 т. Потери составили 521 т или 13 %. Эти потери связаны с несовершенством применяемых технологий обогащения и извлечения [7].

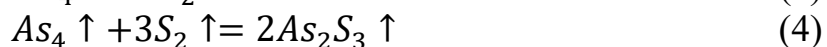
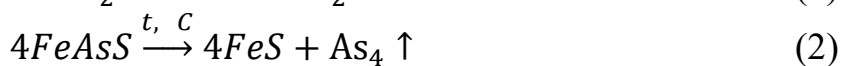
Основной причиной упорности руд является тонкая вкрапленность в минералах данных руд – арсенопирите и пирите. Золото в таких минералах содержится в субмикроскопическом виде, что не позволяет извлечь его без предварительного разрушения, так называемого вскрытия, этих минералов. Кроме того, упорность золота также связана с наличием твердого раствора, коллоидных частиц, поверхностного золота, а также присутствием сорбционно-активных углеродсодержащих веществ (органического углерода) [8-9].

Для преодоления упорности арсенопиритовых концентратов предлагается использовать низкотемпературный обжиг для диссоциации высших сульфидов концентрата, а также превращения мышьяка в наименее агрессивную форму трисульфида ( $As_2S_3$ ). В отличие от традиционного процесса, низкотемпературный обжиг проводится при низких температурах в диапазоне 200-400 °С. При данных температурах химические реакции протекают менее интенсивно, чем при традиционном обжиге [10], однако это помогает избежать подплавления частиц концентрата – типичной проблемы обжиговых процессов.

## Низкотемпературный обжиг в инертной атмосфере

Обжиг в инертной атмосфере нацелен на минимизацию возможных реакций образования вредных летучих форм мышьяка ( $As_2O_3$  и  $As_2O_5$ ) и его перевод в наименее агрессивную форму сульфида. При условии, что мышьяк получится максимально перевести в огарок, это позволит значительно снизить затраты на очистку отходящих газов и поможет избежать вреда экологии.

Основными реакциями, представляющими интерес в данной работе, являются:



В качестве подтверждения термодинамической вероятности протекания реакций (1-4) при заданных температурах ниже приведены значения изменения энергии Гиббса и логарифмов констант равновесия, рассчитанные для диапазона температур 200 – 400 °С (таблицы 1, 2).

**Таблица 1 – Расчеты изменения энергии Гиббса, кДж/моль, для реакций 1-4**

Т, °С	Номер реакции, ΔG, кДж/моль			
	1	2	3	4
200	151.396	-127.284	-304.246	-403.198
250	137.877	-133.336	-278.963	-370.487
300	124.194	-139.543	-253.934	-338.076
350	110.345	-145.903	-231.097	-309.832
400	96.418	-152.243	-209.103	-283.462

Изменение энергии Гиббса для реакции (1) имеет положительное значение, что говорит о возможности протекания реакции только в обратном направлении. Несмотря на это, реакция (1) все же возможна при заданных условиях. Это объясняется тем, что изменение энергии Гиббса зависит от значений изменения энтальпии и энтропии реакции. Для реакции диссоциации пирита при температуре 200 °С значения изменения энтальпии и энтропии равны 278,461 кДж и 268,551 кДж/К соответственно. В таких случаях, когда их значения положительны), то направление протекания реакции напрямую зависит от температуры (при высоких температурах возможно самопроизвольное протекание реакции в прямом направлении). Данное явление характерно для реакций диссоциации, которой и является реакция (1) [11].

Исходя из рассчитанных данных в таблице 2 можно сделать вывод, что более вероятно протекание реакций 3 и 4 при меньших температурах

рассматриваемого диапазона, т. к. их константы равновесия в данном случае максимальны.

**Таблица 2 – Расчеты логарифмов констант равновесия, для реакций 1-4**

Т, °С	Номер реакции, lnK <sub>p</sub>			
	1	2	3	4
200	-16.715	14.053	33.591	33.565
250	-13.768	13.314	27.856	28.444
300	-11.319	12.718	23.144	24.217
350	-9.250	12.231	19.373	20.669
400	-7.482	11.815	16.227	17.648

### Описание и результаты эксперимента

Целью эксперимента является подтверждение теоретической гипотезы о возможности превращения мышьяка в сульфидную форму при заданных условиях.

Исследуемый материал представляет собой полиметаллический сульфидный концентрат, полученный в ходе обогащения руды Акжальского месторождения (п. Акжал, Карагандинский р-н, республика Казахстан). Химический состав представлен в таблице 3.

**Таблица 3 – Химический состав концентрата «Акжал», % масс.**

Cu	Fe	Zn	Pb	Al	As	Ca	S	Si	Au, г/т	Ag, г/т
0,98	19,38	0,80	0,49	3,60	7,54	1,30	12,80	18,50	32,8	38,0

Для эксперимента была отобрана проба исходного концентрата «Акжал» массой 10 г. Исходный концентрат помещался в широкую прямоугольную навеску-лодочку, насыпался тонким слоем толщиной не более 2 мм. Фото навески с пробой представлено на рисунке 1.

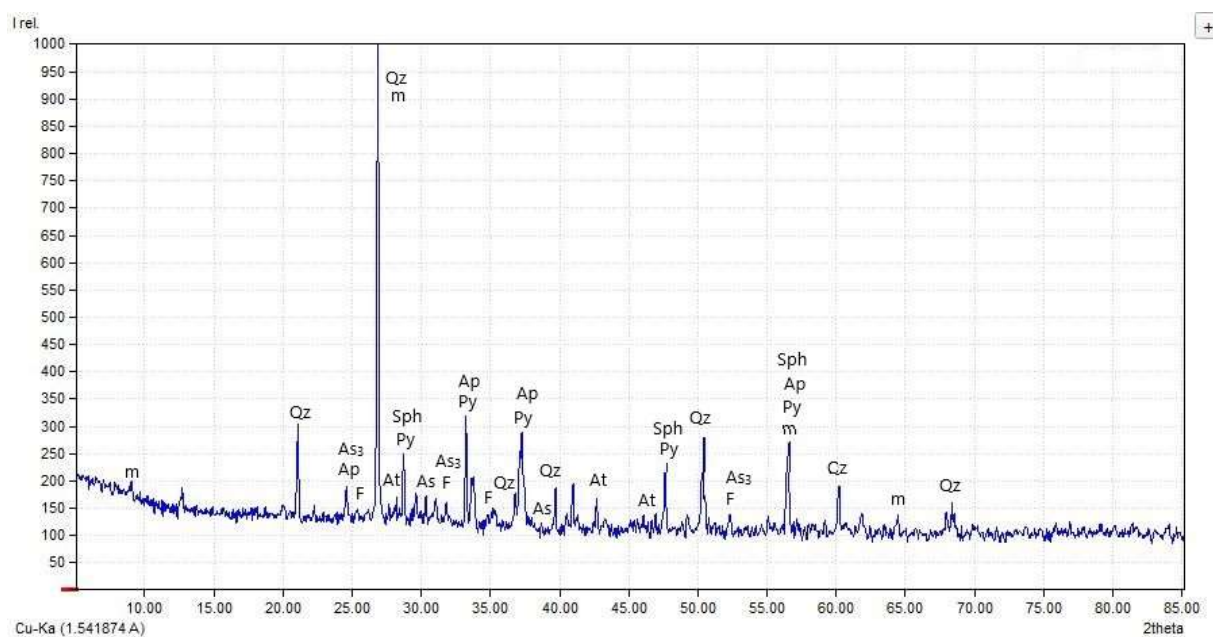
Опыт проводился в лабораторной муфельной печи при температуре 200 °С в атмосфере N<sub>2</sub> (99,996 %) в течение 2х часов под вытяжкой. Азот подавался в печь из газового баллона объемом 10 л. При помощи редуктора и ротаметра азот поступал в печь при давлении 1-2 бар с расходом ~32 л/ч.

По окончании эксперимента навеска была повторно взвешена, в ходе чего было обнаружено, что масса пробы осталась неизменной (10 г). Из этого можно сделать вывод, что в ходе обжига потенциальные газообразные продукты (S<sub>2</sub> и As<sub>4</sub>) не попали в отходящие газы, а прореагировали и остались в огарке. Полученный продукт был направлен на рентгенофазовый анализ (РФА). Рентгенограмма огарка представлена на рисунке 2.





**Рисунок 1 – Навеска-лодочка с исходным концентратом "Акжал"**



**Рисунок 2 – Рентгенограмма огарка, полученного при обжиге концентрата «Ак-жал»: Qz – SiO<sub>2</sub>, m – KAl<sub>2</sub>(AlSi<sub>3</sub>O<sub>10</sub>)(OH)<sub>2</sub>, F – FeO\*SiO<sub>2</sub>, Py – FeS<sub>2</sub>, Fs – FeS, Ap – FeAsS, Sph – ZnS, At – As<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, As – AsS, As<sub>3</sub> – As<sub>2</sub>S<sub>3</sub>**

Как представлено на рисунке 2, РФА показал наличие в огарке фазы мышьяка в форме AsS, As<sub>2</sub>S<sub>3</sub> и As<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, не считая исходного арсенопирита. Из этого можно сделать вывод, что главная цель эксперимента достигнута – при заданных условиях возможны диссоциация пирита и арсенопирита, а также возможно образование мышьяка в форме сульфида. Несмотря на то,

что РФА не позволяет оценить количество образовавшихся мышьяксо-держащих компонентов, само их наличие подтверждает целесообразность вы-бранного способа переработки и требует проведения дальнейших исследо-ваний.

### Заключение

Метод низкотемпературного обжига арсенопиритовых концентратов был опробован на примере полиметаллического концентрата «Акжал» в инертной атмосфере азота. Проведенный эксперимент показал наличие в огарке сульфидов мышьяка и пирротина, что соответствует цели низкотем-пературного обжига – диссоциация пирита ( $\text{FeS}_2$ ) и арсенопирита ( $\text{FeAsS}$ ) – основных компонентов, вмещающих в себе упорное золото.

Наличие в огарке фазы  $\text{As}_2\text{O}_3$  показывает присутствие кислорода в ат-мосфере печи, что позволяет скорректировать условия экспериментов при дальнейших исследованиях. Несмотря на отсутствие изменения массы пробы, наличие в огарке нескольких разнородных фаз мышьяка (оксидов и сульфидов) будет только усложнять дальнейшую переработку, добавляя еще один этап в технологическую цепочку получения золота из упорных концентратов.

На данном этапе исследований имеется положительный результат экс-периментов, что является основанием для продолжения исследований в дан-ном направлении. В дальнейшем планируется провести эксперименты низ-котемпературного обжига для поиска наиболее благоприятных условий, обеспечивающих достижение максимально возможной степени вскрытия концентрата и превращении мышьяка в сульфидную форму.

### Список литературы

1. Liu, X. Simultaneous Removal of S and As from a Refractory Gold Ore in a Single Stage O<sub>2</sub>-Enriched Roasting Process / X. Liu, Q. Li, Y. Zhang at al. // Metallurgical and Mate-rials Transactions B: Process Metallurgy and Materials Processing Science, Volume 50, Issue 4. – 15 August 2019. – P. 1588-1596. – DOI: 10.1007/s11663-019-01591-3.
2. Xhang, S.-H. Process mineralogy characteristics of acid leaching residue produced in low-temperature roasting-acid leaching pretreatment process of refractory gold concentrates / S.-H. Zhang, Y.-J. Zheng, P. Cao at al. // International Journal of Minerals, Metallurgy and Materials, Volume 25, Issue 10. – 1 October 2018. – P. 1132-1139. – DOI: 10.1007/s12613-018-1664-x.
3. Hagni, A. M. Process Mineralogy of Roasted Pyrite and Arsenopyrite / A. M. Hagni, R. D. Hagni, P. R. Taylor // Journal of Metals, Volume 44, Issue 4. – April 1992. – P. 36-38. – DOI: 10.1007/BF03222818.
4. Liu J. Selective Arsenic-Fixing Roast of Refractory Gold Concentrate / J. Liu, R. Chi, Z. Zeng at al. // Metallurgical and materials transactions, Vol. 31B. –December, 2000. – P. 1163-1168.
5. Yang Y. Gold extraction from a high carbon low-grade refractory gold ore by flota-tion-roasting-leaching process / Y. Yang, Xie Zh., Xu B. at al. // Rare Metal Technology. – Orlando, Florida, USA. – March, 2015. – P. 63-70. – DOI: 10.1007/978-3-319-48188-3.
6. Shamsuddin M. Constitutive Topics in Physical Chemistry of High-Temperature Nonferrous Metallurgy–A Review: Part 1. Sulfide Roasting and Smelting / M. Shamsuddin, H.

Y. Sohn // Journal of Metals, Vol. 71, No 9. – 2019. – P. 3253-3265. – DOI: 10.1007/s11837-019-03620-7.

7. Колмогорцев, Б. В. Проблемы переработки бедных и упорных золотосодержащих руд / Б. В. Колмогорцев, А. А. Вареничев // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал), no. 2. – 2016. – С. 204-218.

8. Захаров, Б. А. Золото: упорные руды [Текст]: научное издание / Б. А. Захаров, М. А. Меретуков. – М.: Издательский дом «Руда и металлы», 2013. – 452 с.

9. Гуляшинов, П. А. Исследование процесса обжига золотосодержащей скородитовой руды / П. А. Гуляшинов, П. Л. Палеев, А. Н. Гуляшинов // Вестник Иркутского государственного технического университета. – Т. 20, №10, 2016. – С. 154-162. – DOI: 10.21285/1814-3520-2016-10-154-162.

10. De Michelis I. Roasting and chlorine leaching of gold-bearing refractory concentrate: experimental and process analysis / I. De Michelis, A. Olivieri, S. Ubaldini at al. // International journal of mining science and technology, Elsevier. – 25th Feb 2013. – P. 709-715.

11. Коренев, Ю. М. Общая и неорганическая химия. Курс лекций. Часть I. Основные понятия, строение атома, химическая связь / Ю. М. Коренев, В. П. Овчаренко // Школа имени А. Н. Колмогорова, Издательство Московского университета. – М. – 2000. – 60 с.

УДК 669.2/.8

## **ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ ТРУДНОВСКРЫВАЕМОГО СУЛЬФИДНОГО ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ**

**Головкин Д. И., Русалев Р. Э., Дизер О. А., Бабинцев А. А., Рогожников Д. А.**  
ФГАОУ ВО «Уральский федеральный университет им. первого Президента  
России Б.Н. Ельцина», г. Екатеринбург, Россия

*\*Работа выполнена при финансовой поддержке проекта Российского научного фонда № 20-79-00317*

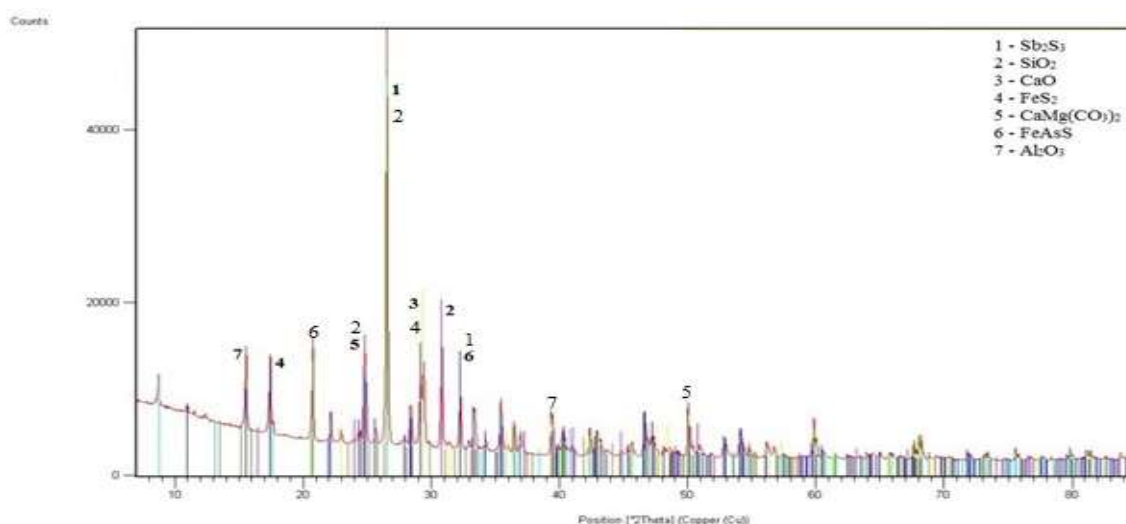
В связи с ухудшением качества золотосодержащих руд, все чаще вовлекается в переработку упорное трудноскрываемое сырье [1-2]. Переработка подобного сырья традиционными способами становится невозможной без предварительного вскрытия сульфидов, ассоциированных с золотом. Существуют основные технологии, применяемые для обработки сульфидных концентратов: окислительный обжиг, бактериальное окисление и автоклавное выщелачивание, в том числе с предварительным тонким измельчением [3]. В основном выбор того или иного метода зависит от состава и свойств руды, а также экономической целесообразности его применения.

Исследуемый концентрат представляет собой упорный сульфидный золото-сурмянистый концентрат крупностью 90 % -0,074 мм. Элементный состав концентрата проводили на рентгеноспектральном флуоресцентном

спектрометре Axios MAX, PANalitical, результаты представлены в таблице 1. Рентгенофазовый анализ, представленный на рисунке 1, выполнен на дифрактометре XRD 7000 Maxima.

**Таблица 1 – Элементный состав упорного сульфидного золото-сурьмянистого Концентрата**

Элемент	As	Ca	Fe	Mg	O	S	Sb	Si	Au	Прочие
Масс. %	1,9	13,2	8,9	1,46	23,2	12,1	20,9	15,7	60г/т	2,64



**Рисунок 1 – Дифрактограмма упорного сульфидного золото-сурьмянистого концентрата**

Ввиду того, что в составе исследуемого концентрата присутствует мышьяк (1,9%), переработка подобного сырья пирометаллургическими способами не имеет перспективы [4]. Также концентрат с содержанием сурьмы 21% для пирометаллургического передела считается бедным, что делает производство нерентабельным [5]. Применение автоклавного выщелачивания является капиталоемким, что приводит к увеличению себестоимости извлекаемых ценных компонентов [6]. Бактериальный метод характеризуется меньшими капитальными затратами, но имеет существенные недостатки. Главным из них является низкое извлечение золота [7].

С целью интенсификации технологических процессов по переработке упорного золотосодержащего сырья актуальным направлением является применение азотной кислоты, обладающей рядом преимуществ:

- высокий тепловой эффект реакций окисления сульфидов;
- выделяющиеся при взаимодействии азотной кислоты с сульфидами нитрозные газы в смеси с кислородом можно использовать для окисления сульфидов до сульфатов и последующей регенерации кислоты;
- высокие значения окислительного потенциала, по сравнению с наиболее распространенными серно- и солянокислыми реагентами;

- интенсивное образование и растворение сульфатов металлов вследствие высокой скорости окисления сульфидов.

Перечисленные преимущества использования азотной кислоты для вскрытия сульфидов, в сравнении с другими окислителями, обеспечивают высокую интенсивность процесса и полноту извлечения металлов в раствор при малом расходе реагентов [8-9].

Улавливание отходящих нитрозных газов позволяет достичь существенного уменьшения негативного влияния оксидов азота на окружающую среду, а за счет их использования при регенерации азотной кислоты удается снизить материальные затраты, возвращая ее в процесс.

В данной работе предлагается технологическая схема со вскрытием упорных сульфидных руд с помощью азотнокислотного выщелачивания с последующим извлечением золота цианированием, а также попутным извлечением сурьмы.

Эксперименты по выщелачиванию сурьмы проводили в течение 1-3 часов в стеклянном сосуде при постоянном перемешивании при температурах 30, 40, 50 °С. В выщелачивающем растворе концентрация NaOH составляла 40 г/дм<sup>3</sup>, Na<sub>2</sub>S – 100 г/дм<sup>3</sup>. Раствор нагревали до заданной температуры и добавляли навеску флотоконцентрата – 10 г, при Ж:Т=2,5- 6:1. По результатам проведенных экспериментов установлены параметры с максимальным переходом сурьмы в раствор (97,6 %): t = 50 °С, Ж:Т = 4:1, Т = 3 часа.

Поскольку обессурьмянистый концентрат содержит карбонаты [10], увеличивающие расход азотной кислоты, было принято решение произвести предварительную сернокислотную обработку концентрата с целью разрушения минералов типа доломита (CaMg(CO<sub>3</sub>)<sub>2</sub> = 15,10 %). Декарбонизацию проводили концентрированной серной кислотой при расходе 1:4 от массы кека, до прекращения выделения газов.

Декарбонизированный кек в смеси с водой в виде пульпы поступал на азотнокислотное выщелачивание в круглодонный стеклянный реактор. В зависимости от заданных условий проведения опыта навеску либо распульповывали в воде, затем постепенно добавляли кислоту, либо, в случае выщелачивания в концентрированной азотной кислоте, концентрат порционно загружали в реактор с кислотой, разогретой до 70 °С. Процесс выщелачивания протекал при постоянном перемешивании со скоростью 500 об/мин.

Для азотнокислотного выщелачивания определены следующие параметры для достижения максимального разрушения сульфидных минералов и перевода ценных компонентов в раствор: соотношение Ж:Т=8:1, концентрация азотной кислоты 6 моль/дм<sup>3</sup> и продолжительность выщелачивания 80 минут. При этом достигнуты следующие показатели по извлечению: Fe – 97,1%, S – 90,5 %, As – 93,2 %.

Для цианирования кеков азотнокислотного выщелачивания в бутылочный агитатор загружали навеску материала массой 110 г и заливали раствор цианида натрия с концентрацией 5 г/дм<sup>3</sup>. Отношение Ж:Т составляло 3:1. По истечении 24 часов кек отфильтровывали и промывали дистиллированной водой до получения промывного раствора с нейтральным значением рН. Объём промывного раствора – 1 дм<sup>3</sup>, влажность кека после промывки – 25,0 %. Кек высушивали до постоянной массы при температуре 80 °С, измельчали и усредняли. Выход кека цианирования составлял 98 %.

Извлечение золота в растворы цианирования определяли методом пробирного анализа кеков цианирования. Извлечение золота в раствор составило 97 %.

#### *Список литературы*

1. Меретуков М. А. Золото: зарождение горного дела, металлургии и технологии / М. А. Меретуков. – Москва: Руда и Металлы. - 2008. – 180 с.
2. Лодейщиков В.В. Технология извлечения золота и серебра из упорных руд / Лодейщиков В.В. - Иркутск: ОАО «Иргиредмет». – 1999. – 452 с.
3. Бочаров В.А. Комплексная переработка руд цветных металлов с применением комбинированных технологий / В.А Бочаров // Обогащение руд. – 1997. – № 3. - С. 3-6.
4. Баликов С.В. Обжиг золотосодержащих концентратов / С.В. Баликов, В.Е. Деметьев, Г.Г. Минеев - Иркутск «Иргиредмет», 2002. 416 с.
5. Сурьма / С.М. Мельников [и др.] ; под ред. С.М. Мельникова. – Москва: Металлургия, 1977. – 534 с.
6. Mason P.G. Energy requirements for the pressure oxidation of gold-bearing sulfides / P.G. Mason // JOM. Springer. - 1990. - Vol. 42. - № 9. - P. 15–18.
7. Southwood M.J., Southwood A.J. Mineralogical observation on bacterial leaching of puriferous pyrites // Fundamental and Applied Biohydrometallurgy: Proceedings of 6th International Symposium on Biohydrometallurgy. - New York: Elsvier, 1985. – P. 98-114.
8. D.A. Rogozhnikov, A.A. Shoppert, O.A. Dizer, K.A. Karimov, R.E. Rusalev, Leaching Kinetics of Sulfides from Refractory Gold Concentrates by Nitric Acid. Metals 2019, 9, 465.
9. D.A. Rogozhnikov, K.A. Karimov, A.A. Shoppert, O.A. Dizer, S.S. Naboichenko, Kinetics and mechanism of arsenopyrite leaching in nitric acid solutions in the presence of pyrite and Fe(III) ions. Hydrometallurgy. 2020. Vol. 199.
10. Гидрометаллургическая технология извлечения сурьмы из золото-сурьмянистых флотационных концентратов / Русалев Р.Э., Рогожников Д.А., Набойченко С.С., Дизер О.А., Коблик А.А. // В сборнике: Цветные металлы и минералы. 2019. С. 900-906.

## ВЫБОР ИОНИТА ДЛЯ СОРБЦИИ КОБАЛЬТА ИЗ РАСТВОРОВ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ОКИСЛЕННЫХ НИКЕЛЕВЫХ РУД

**Маковская О. Ю., Петькин И. А.**

ФГАОУ ВО «Уральский федеральный университет им. первого Президента  
России Б.Н. Ельцина», г. Екатеринбург, Россия

Одним из наиболее востребованных на рынке металлов является кобальт. Металл широко применяется в самых разнообразных областях: для получения постоянных магнитов, в производстве твердых сплавов для металлообрабатывающих инструментов, в качестве катализатора в нефтяной и химической промышленности, как компонент суперсплавов и для изготовления пигментов. Ключевой областью промышленного потребления кобальта является производство электроники и аккумуляторных батарей.

Основную часть кобальта в России добывают попутно с никелем из сульфидных руд (Норильский рудный район, Печенгское рудное поле Мурманской обл.). Уральские окисленные никелевые руды также содержат в среднем 0,05-0,06 % кобальта. Переработка уральских окисленных руд в настоящее время практически остановлена и предприятия «Южуралникель» и «Уфалейникель», выпускавшие кобальт, законсервированы. Тем не менее, уральские окисленные никелевые руды – важный потенциальный источник не только никеля, но и кобальта.

Применявшиеся ранее для переработки окисленных никелевых руд пирометаллургические технологии были экономически неэффективны, и отличались высокой себестоимостью получаемого металла [1]. Гидрометаллургические технологии переработки окисленных никелевых руд гораздо более эффективны, о чем свидетельствует мировой опыт [2]. Для переработки латеритных руд Новой Каледонии, Австралии, Индонезии применяют атмосферное и автоклавное выщелачивание, процесс Карона [3-6].

В таблице 1 представлен состав образцов руд месторождений, использованных в работе.

**Таблица 1 - Состав образцов руд Буруктадьского месторождения, % масс**

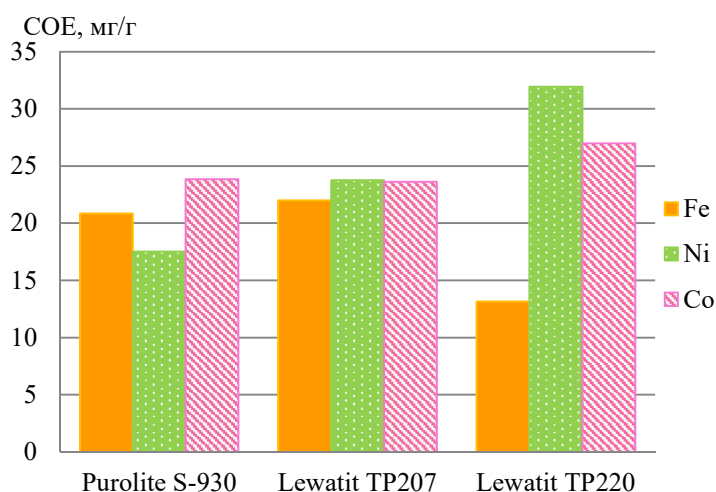
	Na <sub>2</sub> O	MgO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	Fe	Ni	Co	S
Железистая руда	0,5	4,5	5,9	31,6	32,2	0,60	0,02	0,08
Магнезиальная руда	1,0	13,0	4,2	41,4	17,3	0,78	0,00	0,01
Смешанная руда	0,4	7,2	5,3	40,3	22,7	0,70	0,00	0,00

Кроме перечисленных компонентов руды содержат, % масс.: 0,04-0,79 CaO, ~0,02 TiO<sub>2</sub>, 0,6-0,95 Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, 0,63-0,66 MnO.

Основными минералами являются гидроксиды и оксиды железа, серпентин и минералы группы смектита (нонtronит, монтмориллонит). Второстепенными являются галлуазит, кварц, хромшпинелиды, асболоан. Сопутствующие – хлориты, амфиболы, кальциты, церианит, рутин, барит.

Вследствие невысокого содержания металлов целесообразно использовать гидрометаллургическую переработку с коллективным извлечением ценных компонентов в раствор. В результате атмосферного серноокислотного выщелачивания образцов руд Буруктальского месторождения были получены растворы, имеющие средний состав, г/дм<sup>3</sup>: 30-60 Fe, 1-5 Ni, 10-20 Mg, 5-10 Mn, 10 Al, 0,3 Co, 0,1 Cu, 15-30 H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>.

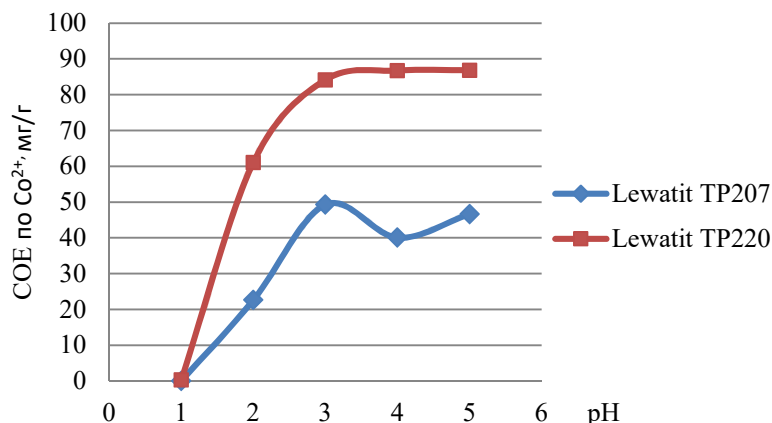
Наиболее перспективным процессом извлечения кобальта является сорбция на ионообменных смолах [7, 8]. Из-за высокого содержания примесей в растворах выщелачивания целесообразно рассмотреть для извлечения кобальта селективные хелатные иониты. Хорошими сорбционными свойствами по отношению к кобальту обладают иониты Purolite S930, Lewatit TP207 и Lewatit TP220. Иониты Purolite S930 и Lewatit TP207 являются аналогами, и содержат иминодиацетатные функциональные группы. Ионит Lewatit TP220 содержит бис-пиколиламиновые группы. Для определения селективности ионитов к ионам Fe(III), Ni(II), Co(II) использованы индивидуальные модельные растворы с концентрацией металла 1 г/дм<sup>3</sup>. Сорбцию вели в статических условиях в течение 24 часов. Наибольшую сорбцию никеля и кобальта при наименьшем поглощении железа проявляет Lewatit TP220 (рисунок 1).



**Рисунок 1 – Статическая обменная емкость ионитов**

Известно, что функциональные группы большинства комплексообразующих ионитов проявляют склонность к протонированию, а растворы выщелачивания ОНР имеют сравнительно низкие значения pH. Поэтому была изучена зависимость сорбционной емкости по кобальту от pH (рисунок 2).





**Рисунок 2 – Зависимость емкости ионитов по кобальту от pH**

Из полученных данных, следует, что максимальной емкости по Co(II) изученные иониты достигают при pH=3 и при дальнейшем повышении pH емкость практически не меняется. Таким образом, при проведении операции выщелачивания следует стремиться к получению растворов с pH близким к этому значению.

#### *Список литературы*

1. ИТС 12-2019 Производство никеля и кобальта: Информационно-технический справочник по наилучшим доступным технологиям / Москва: Бюро НДТ, 2019. - 195 с.
2. Crundwell F. Extractive Metallurgy of nickel, cobalt and platinum group metals / F. Crundwell, M. Moats et al. // Elsevier, 2011. - 609 p.
3. Kaya Ş. High pressure acid leaching of a refractory lateritic nickel ore / Ş. Kaya, Y. Topkaya // Minerals Eng., 2011. Vol. 24, pp. 1188-1197.
4. Ma B. Selective pressure leaching of Fe (II)-rich limonitic laterite ores from Indonesia using nitric acid / B. Ma, C. Wang, W. Yang, B. Yang and Y. Zhang, // Minerals Eng. 2013. V. 45, issue 5, pp. 151-158.
5. Verbaan, Development and piloting of Skye's atmospheric limonite and saprolite leach process (SAL) at SGS Minerals / Verbaan, F. Sist, S. Mackie, I. Todd, D. Neudorf // Proceedings of ALTA Nickel/Cobalt 12, Perth, WA, 2007.
6. Rhamdhani M. A. Advances in research on nickel production through the Caron process / M. A. Rhamdhani, J. Chen, T. Hidayat, E. Jak, P. Hayes // Proceedings of EMC 2009, pp. 899-913.
7. Mendes, F.D. Selective sorption of nickel and cobalt from sulphate solutions using chelating resins / F.D. Mendes, A.H. Martins // Int. J. Miner. Process. 2004. Vol. 75, pp. 359–371.
8. Кудрявцев И.В. Сорбционное поведение кобальта в сернокислых растворах / И.В. Кудрявцев, В.Н. Рычков, В.И. Скороходов, Б.К. Радионов, С.С. Набойченко // Известия вузов. Цветная металлургия. 2007, № 3, С. 34-36.

## **ИССЛЕДОВАНИЯ ЗОЛОШЛАКОВ РЕФТИНСКОЙ ГРЭС ДЛЯ ПЕРВИЧНОЙ БИОЛОГИЧЕСКОЙ РЕКУЛЬТИВАЦИИ ЗОЛОТВАЛОВ**

**Вальцева А. И., Мезенина Ю. А.**

ФГАОУ ВО «Уральский федеральный университет им. первого Президента  
России Б.Н. Ельцина», г. Екатеринбург, Россия

В Российской Федерации примерно 25 % [1] электрических станций используют в качестве топлива уголь. На сегодняшний день золошлаковые отходы ТЭЦ лишь на 10 % используются в различных отраслях производства, хотя потенциал их использования гораздо шире. Однако большая часть золошлаковых отходов складывается на золошлакоотвалах. Золоотвалы – это своеобразные элементы техногенного ландшафта, создаваемые путем аккумуляции золы, образующейся при сжигании твердого топлива. Отработанные золошлакоотвалы представляют собой сложные техноприродные системы, которые относятся к измененным (или сильнонарушенным) геологическим системам, а по степени хозяйственной ценности такие системы относятся к акультурным промышленным комплексам [2].

Процесс восстановления таких объектов как золоотвал обязательно должен завершиться этапом биологической рекультивации с целью регенерации биоценозов, то есть создания в условиях отдельного экотопа нового почвогрунта с устойчивыми растительными сообществами.

Существует также несколько вариантов рекультивации: сельскохозяйственная, лесохозяйственная, рыбохозяйственная, водоохранная, рекреационная, санитарно-гигиеническая и строительная. Однако, не все техногенные экотопы подлежат сельскохозяйственной рекультивации в силу их химического загрязнения, низкой плодородности. Рыбохозяйственное и водохозяйственное направления рекультивации связаны с созданием на рекультивируемых землях водоемов, что ограничивает возможности данных направлений. То же можно сказать и о строительном, санитарно-гигиеническом и рекреационном направлениях. Другими словами, одним из наиболее перспективных и широко распространенных направлений рекультивации нарушенных земель является лесохозяйственное. Лесная рекультивация обеспечивает оздоровление территории даже в районах с преобладанием техногенных ландшафтов («индустриальных пустошей» и с резко осложненным рельефом. Лесные насаждения, создаваемые в процессе рекультивационных работ, защищают ландшафт от катастрофического развития водной и ветровой эрозии, способствуют улучшению гидрологического режима, снижают интенсивность загрязнения окружающей территории. Особо следует отметить, что лесная рекультивация менее дорогостоящая, чем сельскохозяйственная [3].

Зола тепловых электростанций с момента поступления ее на золоотвал во влажном состоянии представляет собой субстрат, относительно пригодный для прорастания семян, формирования проростков и всходов многих видов цветочных растений [4]. Однако формирование растительного и почвенного покрова на свежих золоотвалах протекает довольно медленно и отвалы в естественном состоянии лишены полного растительного покрова, также существует проблема уноса ветром семян с ровной поверхности золоотвала. Самозаращение золоотвала происходит медленно, в основном за счет сорных трав. Исходя из вышеперечисленного, рядом авторов [5] представляется экономически наиболее выгодным покрытие золоотвала даже 2-х сантиметровым слоем почвы, что позволяет в течение 5-10 лет создать растительный покров вполне достаточный, чтобы предотвратить пыление. Растительный слой формируется при этом из многолетних трав и растений. Развитие корневых систем растений позволяет закрепить подвижный субстрат золоотвалов, в результате чего возможно формирование плодородного субстрата. Важно отметить, что ряд ученых [6] отмечает невозможность восстановления полноценных лесных массивов по причине того, что уже через 10 лет корневые системы не могут обеспечивать необходимое деревьям питание.

С целью изучения возможности рекультивации золоотвала Рефтинской ГРЭС были взяты пробы зольного субстрата. Результаты химического анализа представлены в табл.1. Макроэлементный состав золошлаков характеризуется преобладанием кремнезема, что позволяет считать их кремнистыми. Содержание кремнезема изменяется от 47 до 60,2 %. Содержание  $Al_2O_3$  изменяется от 15,61 до 30,92 %. Содержание суммарного железа не превышает 5 %, составляет в среднем около 3,35 %. Содержание CaO и MgO не превышает 1,5 и 1,0 % соответственно, что также указывает на кислый силикатный состав золошлаков. Щелочные элементы  $K_2O$  и  $Na_2O$  в сумме не превышают 1,5 %.

Для рентгенофазового анализа были взяты две пробы обычным магнитом были разделены на две фракции магнитная/немагнитная. Результаты анализа представлены в таблице 2.

В отдельных пробах обнаружены следы техногенных радионуклидов ( $Cs^{137}$ ,  $Am-241$ ) с активностью, не превышающей погрешности измерения. Исследования показали, что в изучаемых пробах, отобранных с территории золоотвала № 2 Рефтинской ГРЭС, присутствуют минеральные и техногенные частицы. Преобладают частицы техногенного происхождения. Также было обнаружено, что в исследуемых образцах органическое вещество не содержится. Повышенное содержание в золе, по сравнению с почвой, микроэлементов, значительное количество подвижных элементов питания  $P_2O_5$  и  $K_2O$ , а также слабощелочная реакция способствовали раскислению почвы и привели на значительной части территории к повышению почвенного плодородия. При очень больших выбросах в атмосферу загрязняющих веществ

Рефтинской ГРЭС, основные компоненты их – сернистый ангидрид и кальций содержащая зола, взаимно нейтрализуясь, формируют среду, по показателю рН близкую к нейтральной.

**Таблица 1 – Среднее содержание макроэлементов в золошлаках золоотвала № 2 Рефтинской ГРЭС, масс %**

Наименование составляющих	% (усредненное значение)
Проценты прочих примесей (BaO, SrO, F, MnO)	1,9
SiO <sub>2</sub>	60,2
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	30,92
CaO	1,28
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	3,35
SO <sub>3</sub>	0,153
MgO	0,577
Na <sub>2</sub> O	0,525
K <sub>2</sub> O	0,750
TiO <sub>2</sub>	1,17
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,482
RuO <sub>2</sub>	0,219

**Таблица 2 – Химический анализ золы**

Содержание, %										
Al	Ba	Ca	Cr	Cu	Fe	Ga	K	Mg	Mn	Na
16,75	0,13	1,65	0,072	0,035	5,22	0,005	0,802	0,347	0,099	0,313
O	P	Rb	S	Si	Sr	Ti	W	Y	Zn	Zr
39,0	0,213	0,003	0,098	34,07	0,063	1,06	0,015	0,011	0,016	0,06

Естественное зарастание золоотвала отсутствует, так как на поверхности золоотвала была обнаружена дефляция золы, которая создает неблагоприятные условия для формирования естественных растительных сообществ. Исходя из вышеперечисленного, считается, что саморекультивация золоотвала невозможна.

С целью установления возможности произрастания культур-фитомелиорантов на золоотвале Рефтинской ГРЭС планируется провести лабораторные исследования для выяснения оптимального варианта засева техногенного экотопа. Для первых лабораторных экспериментов были взяты семена бобовых и злаковых культур: в три горшка были посажены семена гороха «Ранний-301» и кукурузы «Лакомка-121». Посадка семян производилась в пластмассовые горшки высотой 100мм, из которых 75 мм был слой золы, а 25 мм – слой земли – «Грунт Универсальный», семена были помещены на глубину 5 мм и обильно политы. Для ускорения прорастания семян был сделан «парник» из пищевой пленки, как показано на рисунке 1.



**Рисунок 1 – Мини-парник**

Первые ростки появились на второй день после посадки, на седьмой день после высадки семян в смесь грунта и зольного субстрата – появились ростки высотой от 3 мм до 200 мм при температуре воздуха в помещении 23 °С, влажности 65 %, ростки показаны на рис. 2. Полив семян производился ежедневно.



**Рисунок 2 – Ростки на седьмой день эксперимента: первый слева – кукуруза, остальные – горошек**

Первые данные свидетельствуют о достаточно неплохой всхожести бобовых и злаковых культур при проведении первичной биологической рекультивации золоотвалов с нанесением слоя плодородной почвы для последующего создания разнотравно-полынно-злакового фитоценоза.

#### *Список литературы*

1. Россия держится за уголь [Электронный ресурс]. URL: <https://www.kommersant.ru/doc/3869013> (дата обращения: 27.10.2020).

2. Гурина, И.В. Особенности биологической рекультивации золоотвалов / И.В. Гурина, А.И. Щиренко // Мелиорация и водное хозяйство: материалы Всероссийской науч.-практ. конф. 25-26 сентября 2008 г., г. Новочеркасск, - Новочеркасск: Лик, 2008. Вып. 6. С. 256-258.

3. Чибрик, Т.С. Экологические основы и опыт биологической рекультивации нарушенных промышленностью земель / Т.С. Чибрик, Н.В. Лукина, Е.И. Филимонова, М.А. Глазырина. – Екатеринбург: Изд-во Урал. ун-та, 2011. 268 с.

4. Серая, Г.П. К вопросу об участии цветочных растений в начальном освоении и преобразовании зольного субстрата. / Г.П. Серая, С.В. Комов // Растения и промышленная среда. – Свердловск: УрГУ, 1974. С. 97-108.

5. Хамидуллина, М.В. Особенности роста и развития многолетних растений на плотных золоотвалах / М.В. Хамидуллина // Растения и промышленная среда: Сб. науч. работ каф. ботаники. – Свердловск: УрГУ, 1964. С. 134- 145.

6. Вишня, Б.Л. Методы рекультивации отработанных золоотвалов ТЭС. / Б.Л. Вишня, В.Л. Шульман, А.В. Орлов // Биологическая рекультивация нарушенных земель. – Екатеринбург: УрО РАН, 1997. С. 22-31.

УДК 622.765.061

## **О ВОЗМОЖНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ ПОЛИВИНИЛКАПРОЛАКТАМА ДЛЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ТОНКОИЗМЕЛЬЧЕННЫХ ЦЕННЫХ МИНЕРАЛОВ**

**Гетман В. В. Каркешкина А. Ю.**

ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр РАН», г. Москва, Россия

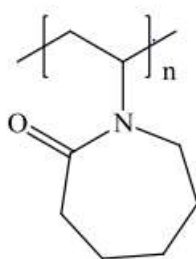
Развитие горно–добывающей промышленности неуклонно приводит к постепенному истощению ресурсов. Вследствие отработки легкообогатимых месторождений сохранение ежегодного производства металлов возможно только с освоением труднообогатимых месторождений. Основная сложность состоит в выделении тонких и ультратонких минеральных компонентов, требующих крупность помола до 85–90 % класса –0,074 мм. Решение данной проблемы состоит в поиске, разработке и применении новых эффективных и экологически безопасных флотационных реагентов для извлечения цветных и благородных металлов в концентраты.

Одним из классов широкодоступных, экологически безопасных реагентов, используемых в различных отраслях промышленности, являются водорастворимые полимеры (ВРП). Особое внимание привлекают ВРП, способные изменять свои свойства и структуру при сравнительно небольших вариациях термодинамических переменных, а также при изменении параметров внешней среды. При внешнем воздействии (рН, температура, свет, химический сигнал, давление, электрическое или магнитное поле и др.) микроструктура таких полимеров может быстро и обратимо изменяться от гидрофильного до гидрофобного состояния [1-3].

В связи с тем, что селективность органических реагентов в процессе флотации связана с наличием функциональных групп, обеспечивающих взаимодействие с ионами цветных и драгоценных металлов, наибольшей практической ценностью обладают водорастворимые полимеры с комплексообразующими группами, способные образовывать устойчивые хелатные комплексные соединения с ионами металлов. Важнейшие представители класса водорастворимых комплексообразующих полимеров: полиакриловая кислота, поливиниловый спирт, поли-N-винилпирролидон их сополимеры, а также полиэтиленмин.

В ИПКОН РАН разработана методика флотационного выделения тонкодисперсных минеральных продуктов, содержащих ценные компоненты, в присутствии термоморфных (термочувствительных полимеров) [4-6]. В данной работе изучен поливинилкапролактam (ПВК) в качестве реагента собирателя, обладающий устойчивостью и сохраняющий свои термочувствительные свойства в многокомпонентной флотационной пульпе [7-9].

Поливинилкапролактam является амфифильным полимером. В составе его мономерного звена содержатся как гидрофильные, так и гидрофобные фрагменты. Структурная формула поливинилкапролактама:

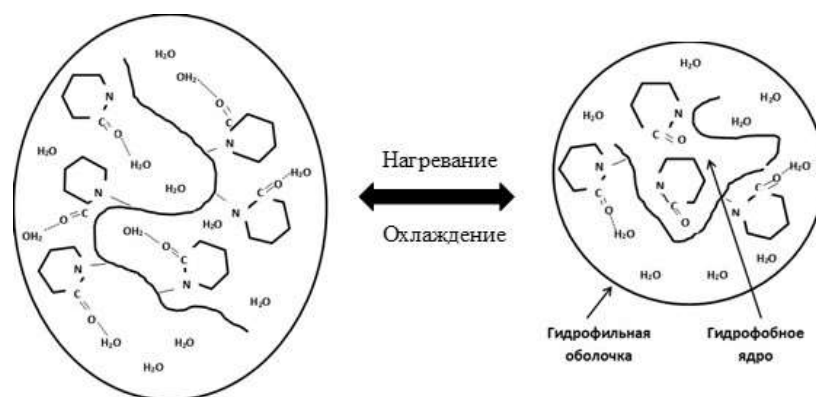


Температура фазового разделения не зависит от pH [10]. ПВК растворим в воде, имеет высокую биологическую совместимость, низкую токсичность. Такие свойства позволяют использовать ПВК в медицине (доставка и капсулирование лекарств), биологии (мембраны с регулируемой проницаемостью) и биотехнологии (сенсоры).

Термочувствительные свойства водорастворимого полимера (ПВК) основаны на равновесии между двумя взаимодействиями: ПВК-вода и ПВК-ПВК (рисунок 1). С одной стороны, цепи ПВК претерпевают в воде сольватацию растворённого вещества и растворителя. С другой стороны, существуют гидрофобные взаимодействия между цепями молекулы ПВК. В результате нагревания образуется структура наподобие губки, способной при дальнейшем нагревании выталкивать «лишние молекулы» воды.

Исследование термочувствительности ПВК проводили визуально с фиксацией температуры фазового разделения ( $T_{фр}$ ). Раствор ПВК с концентрацией 1,0 %, 0,1 %, 0,02 % медленно нагревали на водяной бане от 20-45 °С при изменении агрегатного состояния (выделение дисперсной фазы)

фиксируют  $T_{\text{фр}}$ . Затем в естественных условиях раствор остывал и переходил в начальное агрегатное состояние (становился прозрачным), что свидетельствует о его термочувствительных свойствах. С увеличением концентрации ПВК в растворе от 0,02 % до 1 % температура фазового разделения повышалась с 27-30 °С при доверительном интервале измерений  $\pm 0,1$  °С (таблица 1).



**Рисунок 1 – Взаимодействие между ПВК и водой в растворе**

**Таблиц 1 – Зависимость температуры фазового разделения от концентрации ПВК**

Исследуемый полимер	Концентрация, %	$T_{\text{фр}}, ^\circ\text{C}$
ПВК	1,0	30
	0,1	29
	0,02	27

Водорастворимые полимеры широко применяются в промышленности в качестве флокулянтов, вызывающих образование флокул из мелких коллоидных частиц дисперсной фазы [11]. Для оценки флокулирующих свойств ПВК была проведена серия экспериментов на Олимпиадинской руде. Навески руды массой 100 г измельчали в шаровой мельнице марки “62 МЛ”, ситовая характеристика представлена в таблице 2. Выход класса минус 0,071 мм составил 96,5 %.

**Таблица 2 – Ситовая характеристика руды Олимпиадинского месторождения**

Класс, мм	Выход, %
+0,1 мм	0,7
-0,1+0,071	2,8
-0,071+0,045	19,2
- 0,045	77,3
Итого	100,0



Флокуляцию изучали методом седиментационного анализа в гравитационном поле, по массе осадка, выпадающего в течение определенного промежутка времени. В широкий стакан объемом 1 литр помещали измельченную навеску руды (пульпу), тщательно перемешивали, в зависимости от условий эксперимента изменяли температуру нагрева пульпы и концентрацию ПВК. В статических условиях твердые частицы пульпы оседали, по истечении 5 минут производили декантацию жидкой части, а оставшийся осадок сушили и взвешивали. Результаты и условия экспериментов представлены в таблице 3.

**Таблица 3 – Результаты изучения ПВК в качестве реагента флокулянта**

Условия эксперимента	Слив, %	Осадок, %
Без нагрева пульпы (t=21 °С)	18,80	81,20
Нагрев пульпы (t=40 °С)	15,83	84,17
Нагрев пульпы (t=40 °С) ПВК 10 г/т	12,92	87,08
Нагрев пульпы (t=40 °С) ПВК 20 г/т	12,07	87,93
Нагрев пульпы (t=40 °С) ПВК 30 г/т	11,37	88,63
Нагрев пульпы (t=40 °С) ПВК 40 г/т	9,87	90,13

С увеличением концентрации ПВК в пульпе с 10 г/т до 40 г/т количество осадка увеличивается на 9 %, полученные результаты свидетельствуют о флокулирующей способности ПВК.

Свойства ПВК (термоморфность, температура фазового разделения и флокулирующие способности) подтвержденные экспериментально в условиях, приближенных к флотационным, позволяют сделать вывод о целесообразности дальнейших исследований ПВК в качестве реагента при флотационном извлечении тонкоизмельченных минералов, содержащих ценные компоненты.

#### *Список литературы*

1. Кирш Ю.Э. Поливинилпирролидон и другие поливиниламиды. М.: Наука, 1998 год.
2. Galaev I.Yu., Mattisson B. Thermoreactive water-soluble polymers nonionic surfactants and hydrogels as reagents in biotechnology// *Enzyme Microbial Technol.* –1993. – vol.15. – P. 354 - 366.
3. Калдыбеков Д.Б. Термоморфные полимеры на основе N-винилкапролактама: синтез, характеристики, перспектива, области применения. Дисс. докт. фил. Наук. Казахстан, Алматы. 2014.
4. Chanturia V.A., Matveeva T.N., Ivanova T.A., Getman V.V. MECHANISM OF INTERACTION OF CLOUD POINT POLYMERS WITH PLATINUM AND GOLD IN FLOTATION OF FINELY DISSEMINATED PRECIOUS METAL ORES. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review.* 2016. Т. 37. № 3.С. 187-195.
5. Чантурия В.А., Недосекина Т.В., Иванова Т.А., Гетман (Степанова) В.В., Недосекин Д.А. – Патент РФ № 2368427/Способ флотации благородных металлов / Бюллетень ФИПС. – 2009. – № 27.
6. Chanturia, V. A., and V. V. Getman. 2015. Experimental investigation of interaction between modified thermomorphic polymers, gold and platinum in dressing of rebellious precious metal ore. *Journal of Mining Science* 51(3):580–85.

7. Шубов Л.Я., Иванков С.И., Щеглова Н.К. Флотационные реагенты в процессах обогащения минерального сырья. Т.1 Справочник - М., Недра, С. 23, 327-371.

8. Самуэль С.Вонг (US); Д.Р.Нагараж (US); Джеймс С.Ли (US); ЛиноМаглиокко (US) Патент РФ 2140329 Способ извлечения ценных сульфидных минералов из руд, публ. 27.10.1999. СайтекТекнолоджи Корп. (US).

9. Осипова Е.А. Водорастворимые комплексообразующие полимеры //Соросовский общеобразовательный журнал [pereplet.ru/obrazovanie/stsoros/](http://pereplet.ru/obrazovanie/stsoros/) №8, 1999 год, С.40-47.

10. Вережников В.Н., Плаксицкая Т.В., Пояркова Т. Н., Шаталов Г. В. (СО) полимеры N,N-диметиламиноэтилметакрилата и n-винилкапролактама: синтез, рН-термочувствительные свойства и эффективность флокулирующего действия// Современные наукоемкие технологии. – 2005. – № 11 – С. 23-29.

11. Низова С.А., Чепикова М.В. Водорастворимые полимеры. Структура, получение, свойства, применение РГУНиГ им Губкина. Материалы учебного пособия, Москва 2011 г.

## **ФЛОТОКЛАССИФИКАЦИЯ В ЗАМКНУТОМ ЦИКЛЕ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ КАК ОДИН ИЗ СПОСОБОВ СНИЖЕНИЯ ПЕРЕИЗМЕЛЬЧЕНИЯ СУЛЬФИДНЫХ РУД**

**Интогарова Т. И.**

МПТИ (ф) ФГАОУ ВО «Северо-Восточный федеральный университет  
им. М.К. Аммосова», г. Мирный, Россия

Сульфидные руды отличаются сложным вещественным составом, разнообразием текстурно-структурных параметров, наличием генераций сульфидов, обладающих различными физико – механическими свойствами, плотностью, микротвердостью, содержанием различных микровключений [1-2].

Высокое взаимопрораствание полезных минералов определяют трудности их раскрытия в процессе измельчения. Наблюдается переизмельчение и образование вторичных шламов [3].

В реальных условиях зерна минералов в руде находятся в широком диапазоне крупности, имеют различные формы и распределены в породе неравномерно. Образующиеся в процессе измельчения вторичные шламы обладают низкими флотационными свойствами и оказывают отрицательное влияние на процесс флотации флотируемых минералов [4-8].

Таким образом, недораскрытие минеральных сростков и образование вторичных шламов в процессе измельчения являются основными причинами больших потерь металлов в отвальных хвостах флотации и в разноименных концентратах.

В настоящее время в области обогащения применяют различные направления для снижения переизмельчения, повышения извлечения [9, 10].

Одним из эффективных методов повышения показателей флотации за счет снижения переизмельчения минералов является использование процесса флотоклассификации в замкнутом цикле измельчения [11, 12].

Флотоклассификация в замкнутом цикле измельчения позволяет извлекать в пенный продукт флотируемые компоненты по мере их вскрытия, что резко снижает переизмельчение минералов и образование вторичных шламов.

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, дробленой 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 степени 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.

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.

**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

Результаты распределения меди по классам крупности слива флото-классификации приведены в таблице 2

**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

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 сужающемся желобе.

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.

**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

Проводились экспериментальные исследования флотоклассификации с обогащением пенных продуктов в сужающихся желобах на медной руде месторождения «Еленовское».

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 %.

На основе анализа разработанных ранее аппаратов разработана конструкция флотационного классификатора и получен патент РФ на изобретение

Разработанное техническое решение испытано в промышленных условиях обогатительной фабрики ОАО «Святогор» при переработке медной руды «Сафьяновского» месторождения. Выполнено сравнение показателей работы флотоклассификатора по известному техническому решению без аэраторов в сужающихся желобах и по предлагаемому техническому решению с аэраторами на днище сужающихся желобов.

Флотоклассификатор по предлагаемому техническому решению с аэраторами на днище сужающегося желоба позволяет при переработке руды «Сафьяновского» месторождения повысить качество медного концентрата в верхнем продукте сужающегося желоба с 17,05 до 17,95 % при повышении извлечения меди в него с 43,3 до 57,07 %.

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.

#### *Список литературы*

1. Алгебраистова Н. К., Кондратьева А. А. Технология обогащения руд цветных металлов // Электронный учебно-методический комплекс. 2009. Режим доступа: [www.geokniga.org](http://www.geokniga.org).
2. Chandramohan, R., Holtham, P. and Powell M. The Influence of Particle Shape in Rock Fracture // XXV International Mineral Processing Congress IMPC. 2010). pp. 3163–3171.
3. Бочаров В. А., Манцевич М. И., Скопов Е. В. Состояние, перспективы развития технологии глубокой и комплексной переработки руд цветных металлов // Горный журнал. 2007. №2. с.65.
4. Абрамов А. А. Флотационные методы обогащения // учебник. М.: Изд-во Моск. гос. горн. ун-та, 2017. С. 600.
5. Козин В. З. Исследование руд на обогатимость // Конспект лекций. Екатеринбург. Изд-во УГГГА. 2001. 142 с.
6. Tomasz P. Olejnik. Grinding kinetics of selected minerals with reference to the number of contact points // Physicochemical Problems of Mineral Processing, 40 2006. P. 247-254.
7. Jankovic, A. Variables affecting the fine grinding of minerals using stirred mills // Minerals Engineering 16. 2003. P. 337–345.
8. Tasdemir, A., Ozdag, H., Onal, G. Image analysis of narrow size fractions obtained by sieve analysis - an evaluation by log-normal distribution and shape factors // Physicochemical Problems of Mineral Processing, 46. 2011. P. 95-106.
9. Хопунов Э. А. Селективное разрушение минерального и техногенного сырья (в обогащении и металлургии) // Екатеринбург: ООО «УИПЦ». 2013. 429 с.

10. Чантурия В. А., Шадрунова И. В., Горлова О. Е. Инновационные процессы глубокой и комплексной переработки техногенного сырья в условиях новых экономических вызовов // Материалы международной научно-технической конференции «Эффективные технологии производства цветных, редких, благородных металлов». Алматы, 2018. С. 7-13.

11. Валиева О. С., Интогарова Т. И., Бекчурина Е. А., Морозов Ю. П. Преимущества применения флотоклассификаторов в замкнутом цикле измельчения // Горный журнал - №2 - 2019. С. 51-56.

12. Бекчурина Е. А., Интогарова Т. И., Абдыкирова Г. Ж. Предложение по реализации флотоклассификации в замкнутом цикле измельчения // Материалы международной научно-технической конференции «Эффективные технологии производства цветных, редких и благородных металлов». Алматы. 2018. С. 76-81.

УДК 536+669.18

## **ИЗУЧЕНИЕ ВЛИЯНИЯ ОСНОВНОСТИ ХРОМ- И БОРСОДЕРЖАЩЕГО ШЛАКА НА ПРОЦЕСС ДЕСУЛЬФУРАЦИИ СТАЛИ МЕТОДОМ ТЕРМОДИНАМИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ**

**Салина В. А.<sup>1,2</sup>, Жучков В. И.<sup>1</sup>**

<sup>1</sup>ФГБУН «Институт металлургии УрО РАН», г. Екатеринбург, Россия

<sup>2</sup>ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,  
г. Екатеринбург, Россия

*\*Работа выполнена по Государственному заданию ИМЕТ УрО РАН*

Десульфурация стали в восстановительный период процесса аргонокислородного рафинирования является одной из важнейших технологических операций при получении нержавеющей марки стали. Для обеспечения низкой концентрации серы применяют разжижающие флюсы, такие как  $\text{CaF}_2$  и  $\text{V}_2\text{O}_5$ . Известны работы по изучению влияния состава шлаков и содержания  $\text{CaF}_2$  и  $\text{V}_2\text{O}_5$  на эффективность удаления серы из металла [1-4]. Однако  $\text{CaF}_2$  не обеспечивает необходимой десульфурации стали из-за кратковременного влияния, а его применение вызывает выделение газообразного фтора, что ухудшает экологическую обстановку окружающей среды [5]. Поэтому наиболее целесообразно изучение влияния  $\text{V}_2\text{O}_5$  на процесс десульфурации стали в составе оксидной системы  $\text{CaO-SiO}_2\text{-Cr}_2\text{O}_3\text{-MgO-Al}_2\text{O}_3\text{-V}_2\text{O}_5$ .

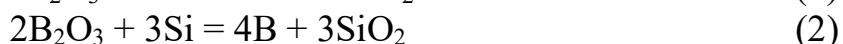
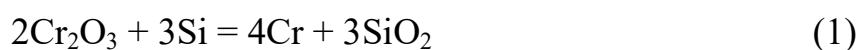
Ранее авторами работы [6] изучен процесс десульфурации среднеуглеродистой стали шлаками системы  $\text{CaO-SiO}_2\text{-MgO-Al}_2\text{O}_3\text{-V}_2\text{O}_5$  основностью 2-5, содержащих 1-4%  $\text{V}_2\text{O}_5$ , методом термодинамического моделирования. Показано, что в диапазоне высоких значений основности шлака (3-4) отрицательное влияние кислотного оксида  $\text{V}_2\text{O}_5$  на его рафинирующие свой-

ства снижается, обеспечивая низкие, не превышающие 0,003-0,004% содержания [S] при 4% В<sub>2</sub>O<sub>3</sub>. При основности шлака 5 концентрация [S] снижается до 0,001% при прочих равных условиях.

Целью настоящей работы является изучение влияния основности шлака системы CaO–SiO<sub>2</sub>–Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>–MgO–Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>–В<sub>2</sub>O<sub>3</sub> при содержании 0; 6; 18% Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> и 6% В<sub>2</sub>O<sub>3</sub> на процесс десульфурации стали при температуре 1650°С методом термодинамического моделирования.

Исходные компоненты системы – сталь и шлак основностью 1; 1,5; 2,5, химический состав которого приведен в таблице 1. Соотношение металл:шлак составило 100:10 соответственно.

В качестве восстановителя использовали кремний, расход которого определен по стехиометрии на полное восстановление хрома и бора по реакциям:



Химический состав стали, %: 0,02 С; 0,34 Si; 1,8 Mn; 16 Cr; 0,03 S; Fe – остальное. Для проведения термодинамического моделирования использовали программный комплекс (ПК) HSC Chemistry 6.12, разработанный Outokumpu (Финляндия), и основанный на минимизации энергии Гиббса и вариационных принципах термодинамики [7]. Равновесный состав оксидной системы CaO–SiO<sub>2</sub>–Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>–MgO–Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>–В<sub>2</sub>O<sub>3</sub> определен с применением подпрограммы “Equilibrium Compositions”. Термодинамическое моделирование процесса десульфурации стали проведено при температуре 1650°С, общем давлении системы 0,1 МПа и количестве азота (N<sub>2</sub>) - 2,24 м<sup>3</sup>. Для вычисления использовали алгоритм программы минимизации потенциала Гиббса “GIBBS”. В базу данных ПК HSC Chemistry 6.12 введены термодинамические характеристики оксида хрома CrO (II), скорректированы существующие в базе данных термодинамические константы соединений: CaCr<sub>2</sub>O<sub>4</sub>, Fe<sub>3</sub>C, Cr<sub>3</sub>C<sub>2</sub>, Cr<sub>7</sub>C<sub>3</sub>, Cr<sub>23</sub>C<sub>6</sub>, SiC [8].

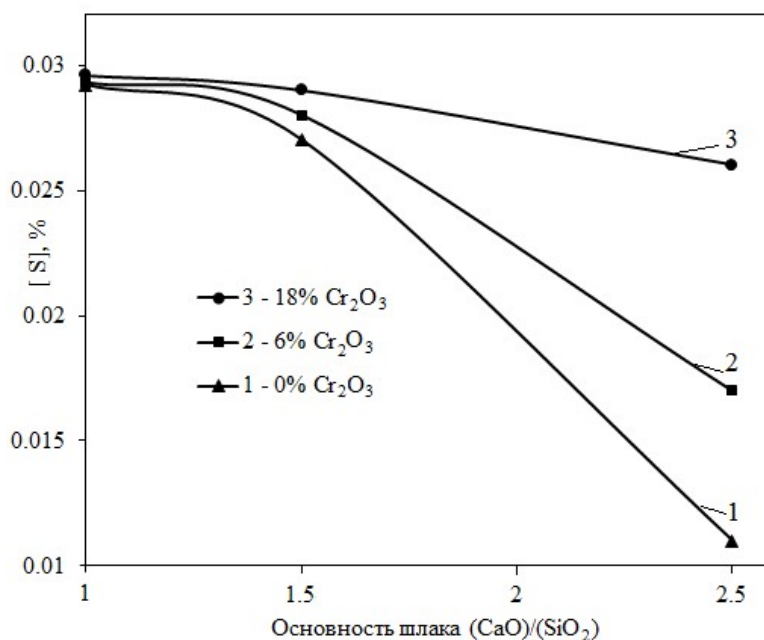
Таблица 1 – Химический состав шлака, %

CaO	SiO <sub>2</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	B <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	(CaO)/(SiO <sub>2</sub> )
41,5	41,5	0	8	3	6	1
59,3	23,7	0	8	3	6	2,5
46,4	18,6	18	8	3	6	2,5
32,5	32,5	18	8	3	6	1
49,8	33,2	0	8	3	6	1,5
55	22	6	8	3	6	2,5
39	26	18	8	3	6	1,5
38,5	38,5	6	8	3	6	1
46,2	30,8	6	8	3	6	1,5



На рисунке 1 приведены результаты термодинамического моделирования процесса десульфурации металла шлаком, содержащим 0; 6; 18 %  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  и 6 %  $\text{B}_2\text{O}_3$  (см. таблица). Определено, что увеличение основности шлака  $(\text{CaO})/(\text{SiO}_2)$  с 1 до 2,5 и уменьшение содержания  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  в шлаке с 18 до 0 % благоприятно воздействуют на снижение концентрации  $[\text{S}]$ . Для достижения низкого содержания серы в металле необходимо формирование шлака с высокой активностью  $\text{CaO}$ , которая определяется свободной, несвязанной с  $\text{SiO}_2$  концентрацией  $\text{CaO}$ , и высокой основностью [9].

Суммарное содержание  $\text{CaO}$  в шлаках, используемых при моделировании, находится в пределах 32,5-59,3 % (см. таблицу 1). При взаимодействии  $\text{CaO}$  с  $\text{SiO}_2$ , образующиеся силикаты кальция ( $\text{Ca}_2\text{SiO}_4$ ,  $\text{CaSiO}_3$ ), снижают свободную концентрацию  $\text{CaO}$  в шлаке. И чем ниже основность формируемого шлака, тем ниже, по-видимому, активность  $\text{CaO}$  в шлаке  $a_{(\text{CaO})}$  и выше содержание  $[\text{S}]$  при прочих равных условиях (см. рисунок). При содержании в шлаке 18 %  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  и повышении основности шлака с 1 до 2,5 содержание  $[\text{S}]$  снизилось на 12,2 %; при содержании 6 %  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  количество серы уменьшилось на 42 %; при 0 %  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  в шлаке концентрация  $[\text{S}]$  уменьшилась на 62,3 % и составила 0,011 % при основности шлака  $(\text{CaO})/(\text{SiO}_2)=2,5$  и температуре 1650°C.



**Рисунок 1 – Зависимость содержания серы в металле  $[\text{S}]$  от основности шлака  $(\text{CaO})/(\text{SiO}_2)$  при 0; 6; 18 %  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  и температуре 1650°C**

Таким образом, методом термодинамического моделирования для системы  $\text{CaO}-\text{SiO}_2-\text{Cr}_2\text{O}_3-\text{MgO}-\text{Al}_2\text{O}_3-\text{B}_2\text{O}_3$  изучено влияния основности шлака  $(\text{CaO})/(\text{SiO}_2)$  и содержания 0; 6; 18 %  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  в нем на процесс десульфурации стали постоянного состава. Определено положительное влияние

повышения основности шлака с 1 до 2,5 на степень десульфурации металла для всех составов шлака. Наименьшее содержание серы в металле составило 0,011 % при 0 %  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ , 6 %  $\text{V}_2\text{O}_5$  и основности шлака 2,5. Результаты термодинамического моделирования могут быть использованы при разработке процесса десульфурации стали хром- и борсодержащими шлаками.

#### *Список литературы*

1. Бабенко, А.А. Исследование и разработка комплексной технологии производства низкоуглеродистой борсодержащей стали с низким содержанием серы / А.А. Бабенко, В.И. Жучков, Л.А. Смирнов, А.В. Сычев, А.А. Акбердин, А.С. Ким, М.Ф. Витущенко, А.А. Добромилов // *Сталь*. – 2015. – № 11. – С. 48-50.
2. Wang, H. Effect of  $\text{V}_2\text{O}_5$  on melting temperature, viscosity and desulfurization capacity of CaO-based refining flux / H. Wang, T. Zhang, H. Zhu, G. Li, Y. Yan, J. Wang // *ISIJ International*. - 2011. - V. 51. - № 5. - P. 702 -706.
3. Жарменов, А.А. Комплексная переработка минерального сырья Казахстана / А.А. Жарменов, Д.М. Муқанов, А.А. Акбердин [и др.] // *Бор в процессах подготовки и металлургической переработки железорудного сырья*. – Астана: Фолиант, 2003. – Т. 3. – С. 3-87.
4. Бабенко, А.А. Результаты фундаментальных исследований – основа создания инновационных технологических решений в ковшевой металлургии стали / А.А. Бабенко, В.И. Жучков, Л.И. Леонтьев, Л.А. Смирнов, А.Г. Уполовникова // *Сб. тр. XV Междунар. конгресс сталеплавателей и производителей металла*. – Москва-Тула, 2018. – С. 319-326.
5. Дудкин, Д.А. Производство стали. Т. 3. Внепечная металлургия стали / Д.А. Дудкин, В.В. Кисиленко. – М.: Теплотехник, 2010. – 544 с.
6. Salina, V.A. Thermodynamic simulation of the influence of the temperature and the basicity of a boron-containing slag on steel desulfurization / V.A. Salina, A.V. Sychev, V.I. Zhuchkov, L.I. Leontev, A.A. Babenko // *Russian metallurgy (Metally)*. – 2018. – Vol. 2018. – № 5. – P. 427-431.
7. Roine, A. Outokumpu HSC Chemistry for Windows. Chemical reactions and Equilibrium software with extensive thermochemical database / A. Roine. Pori: Outokumpu research OY, 2002.
8. Глушко, В.П. Термические константы веществ. - М.: Академия наук СССР, 1979. – Вып. IX. – 574 с.; 1970. Вып. IV. Ч. I. 509 с.; 1974. Вып. VII. Ч. I. 343 с.; 1972. Вып. VI. Ч. I. 369 с.; 1971. Вып. V. 530 с.
9. Бигеев, А.М. Металлургия стали. Теория и технология плавки стали: учеб. для вузов. - 3-е изд. перераб. и доп. / Бигеев А.М., Бигеев В.А. – Магнитогорск: МГТУ, 2000. - 544 с.

## ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКОЙ ХЛОРИНАЦИИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ СУЛЬФИДНЫХ РУД В РЕЖИМЕ БЕСКОНТАКТНОЙ ПОЛЯРИЗАЦИИ ЧАСТИЦ

Морозов Ю. П.<sup>1</sup>, Шевченко А. С.<sup>1</sup>, Битимбаев М. Ж.<sup>2</sup>

<sup>1</sup>ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,  
г. Екатеринбург, Россия

<sup>2</sup>РОО «Национальная инженерная Академия РК», г. Алматы, Казахстан

*\*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»*

Актуальной задачей золотодобывающей отрасли является вовлечение в переработку труднообогатимых золотосодержащих руд. Для решения этой задачи возможно использование электрохимических методов обогащения.

Одним из перспективных методов электрохимического обогащения золотосодержащих сульфидных руд является электрохимическая хлоринация, заключающаяся в получении активных хлорсодержащих растворителей путем электролиза раствора хлорида натрия непосредственно в зоне растворения компонентов руды.

Поляризация электропроводных частиц в электрическом поле постоянного тока с возбуждением на их поверхности электрохимических реакций позволяет существенно снизить скорость растворения электропроводных минералов и металлов за счет образования растворяющих агентов непосредственно на поверхности растворяемых компонентов. Бесконтактная поляризация электропроводных частиц, находящихся в объеме пульпы между токоподводящими электродами, может привести к резкому увеличению скорости электрохимических процессов растворения частиц.

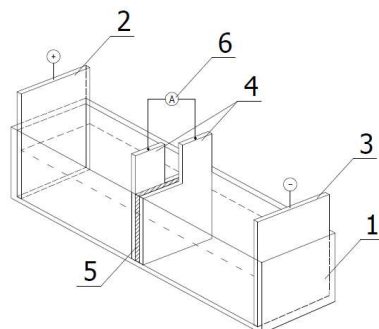
Частицы в данном случае становятся биполярными электродами, на анодной стороне которых, направленных к токоподводящему катоду, могут возбуждаться анодные электрохимические реакции, а на катодной, направленной к токоподводящему аноду – катодные электрохимические реакции.

При бесконтактной поляризации ток через частицу определяется разностью потенциалов на частице  $\Delta U$  и сопротивлением прохождения тока через частицу, которое определяется сопротивлением самой частицы  $R_{\text{ч}}$  и сопротивлениями торможения разряду ионов на анодной  $R_{\text{та}}$  и катодной  $R_{\text{тк}}$  сторонах частицы:

$$J_{\text{ч}} = \frac{\Delta U}{R_{\text{та}} + R_{\text{ч}} + R_{\text{тк}}} \quad (1)$$

Сопротивления  $R_{\text{та}}$  и  $R_{\text{тк}}$  обусловлены сопротивлением прохождению ионов через двойной электрический слой на поверхности частиц.

Для определения значений  $R_{та}$  и  $R_{тк}$  выполнены экспериментальные исследования на электрохимической ячейке, общий вид которой приведен на рисунке 1.



**Рисунок 1 – Общий вид электрохимической ячейки для исследования бесконтактной поляризации частиц:**

1 – ванна; 2- токоподводящий анод; 3 – токоподводящий катод;  
4 – электропроводные пластины модельной частицы; 5 – изолирующая прокладка модельной частицы; 6 – амперметр

Электрохимическая ячейка состоит из ванны 1, у крайних стенок которой установлены токоподводящие анод 2 и катод 3, выполненные из графитовых платин. Внутренние размеры ванны 1 составили: длина 600 мм; ширина 36 мм; высота 60 мм. В центре ванны установлена съемная биполярная «модельная частица», состоящая из электропроводных медных пластин 4, разделенных изоляционной прокладкой 5. К пластинам 4 подключен амперметр 6. Электроды 2,3 и «модельная частица» по ширине равны внутренней ширине ванны 1.

Эксперименты проводили следующим образом.

В ванну 1 устанавливали токоподводящие электроды 2,3 и «модельную биполярную частицу», к пластинам 4 которой подключали амперметр 6. В ванну 1 заливали раствор NaCl концентрацией 50 г/л, объемом 650 мл. Уровень жидкой фазы в ванне составил 24 мм. На токоподводящие электроды 2,3 подавали постоянный электрический ток. При значении тока 0,1 А определяли напряжение на электродах без «модельной частицы» и с «модельной частицей», полностью перекрывающей сечение жидкой фазы.

Результаты экспериментов приведены в таблице 1.

Из таблицы 1 следует, что введение в электрохимическую ячейку биполярной «модельной частицы» приводит к повышению сопротивления системы на 16 Ом. При этом сопротивление медных пластин биполярной частицы с амперметром составило менее 0,04 Ом, что можно признать незначительным.

**Таблица 1 – Результаты экспериментов по определению электрических параметров электрохимической системы без и с «биполярной модельной частицей» с медными пластинами**

Условия проведения эксперимента	Электрический ток через систему, А	Напряжение, В	Общее сопротивление системы, Ом
Без модельной биполярной частицы	0,1	10,0	100
С модельной биполярной частицей	0,1	11,6	116
Различие показателей	0	+1,6	+16

Тогда суммарное сопротивление торможения разряду частиц на аноде и катоде:  $(R_{та} + R_{тк}) = 16 \text{ Ом}$ .

При суммарной площади контакта пластин с жидкой фазой, равной  $0,036 \cdot 0,024 \cdot 2 = 0,001728 \text{ м}^2$ , удельное сопротивление торможения разряду ионов на единицу площади частицы составляет  $\frac{16}{0,001728} = 0,92 \cdot 10^4 \text{ Ом/м}^2$ .

Аналогично проведены исследования, когда в модельной частице пластины выполнены из пирита толщиной 3 мм. Результаты эксперимента приведены в таблице 2.

**Таблица 2 – Результаты экспериментов по определению электрических параметров электрохимической системы без и с «биполярной модельной частицей» с пиритными пластинами**

Условия проведения эксперимента	Электрический ток через систему, А	Напряжение, В	Общее сопротивление системы, Ом
Без модельной биполярной частицы	0,1	10,0	100
С модельной биполярной частицей	0,1	12,2	122
Различие показателей	0	+2,2	+22

Результаты показали, что удельное сопротивление торможения разряду ионов на единицу площади пирита составило  $1,4 \cdot 10^4 \text{ Ом/м}^2$ .

Далее проведены исследования по распределению электрического тока между раствором хлорида натрия и находящимися в нем электропроводными частицами пирита.

Эксперименты выполнены на электрохимической ячейке (рисунок 1) с переливным патрубком, обеспечивающим заданный уровень жидкости в ячейке.

Опыты проводили следующим образом.

В ванну 1 устанавливали токоподводящие электроды 2, 3, заливали раствор хлорида натрия известной концентрации до заданного уровня, определяемого переливным патрубком. Объем раствора в исследуемой уста-

новке составил 2000 мл. При изменении значений напряжения на электродах получали вольт – амперную характеристику электрохимической системы без электропроводных частиц в жидкой фазе.

Далее при отключенном электрическом токе в ванну 1 помещали поляризуемые частицы пирита крупностью от 10 до 40 мм массой 2,0 кг. Вытесненный через переливной патрубков объем измеряли с помощью мерного цилиндра. Полученный объем равен суммарному объему частиц, вытеснивших жидкую фазу. На электроды 2,3 подавали постоянный электрический ток при изменении значений напряжения на электродах получали вольт – амперную характеристику электрохимической системы с поляризуемыми пиритными частицами.

В качестве жидкой фазы в экспериментах использовали растворы NaCl различной концентрации от 0 до 100 г/л.

В каждом режиме эксперименты повторяли по три раза. Результаты экспериментов после математической обработки приведены на рисунке 2 в виде зависимости тока от концентрации NaCl в растворе при различных значениях напряжения на электродах.

Установлено, что зависимости тока от концентрации при различных значениях напряжения пересекаются в точке А на рисунке 2 при концентрации раствора 64 г/л. При концентрациях хлорида натрия ниже 64 г/л зависимости в присутствии частиц пирита располагаются выше, а при концентрациях выше 64 г/л – ниже зависимостей без частиц пирита.

Следовательно, в точке А электропроводность поляризованных частиц будет равна электропроводности раствора.

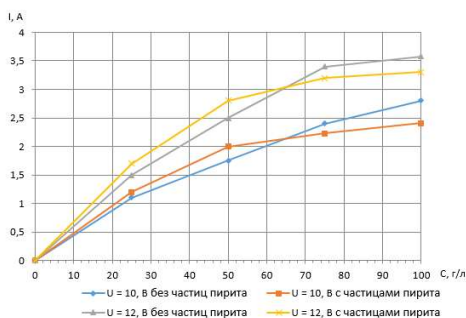


Рисунок 2 – Зависимости тока  $J$  от концентрации  $C$  хлорида натрия

Можно сделать вывод, что оптимальная концентрация раствора хлорида натрия в процессе электрохимической хлоринации при бесконтактной поляризации частиц золотосодержащего пирита должна быть не более 64 г/л.

## ГИДРОДИНАМИКА ПОТОКОВ ПУЛЬПЫ В ПРИСТЕНОЧНОМ СЛОЕ ТУРБУЛИЗАЦИОННОГО ЦЕНТРОБЕЖНОГО СЕПАРАТОРА

**Морозов Ю. П., Пеньков П. М., Бекчурина Е. А., Хамидулин И. Х.**  
ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,  
г. Екатеринбург, Россия

*\*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»*

Развитие теории центробежной сепарации играет большую роль в понимании механизмов разделения минералов в центробежных сепараторах. Знание закономерностей процесса позволяет грамотно управлять им для получения более высоких технологических показателей. На сегодняшний день большое внимание уделяется изучению гидродинамики потоков в центробежных сепараторах, описанию механизмов разделения минеральных частиц в чаше сепаратора и получению моделей, основанных на расчёте скоростей перемещения частиц в центробежном сепараторе.

Поток пульпы во вращающемся конусе центробежного сепаратора образует параболоид вращения [1]. Схематично конус с параболоидом вращения показан на рисунке 1.

Параметры параболоида вращения пульпы в пристеночном слое центробежного сепаратора зависят от объемной производительности по исходному питанию, скорости вращения конуса и геометрических размеров конуса.

Параболоид вращения описывается уравнением

$$y = ax^2, \quad (1)$$

В нашем случае в соответствии с рисунком 1 уравнение имеет вид:

$$(H_i - \Delta H) = aR_{\text{сеч } i}^2, \quad (2)$$

где  $H_i$  – высота внутренней части конуса на  $i$ -ом уровне, м;

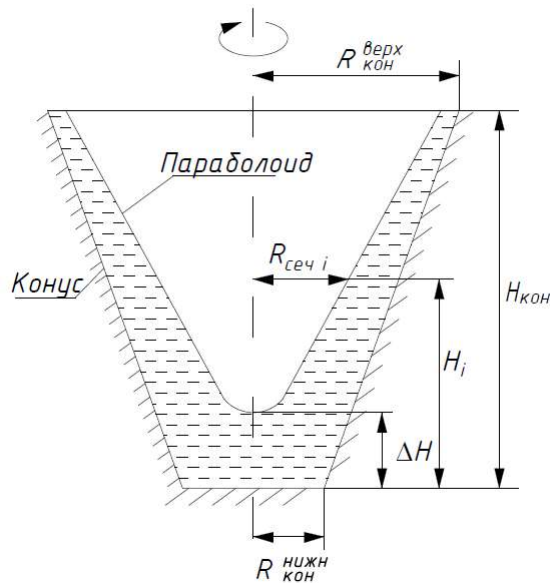
$\Delta H$  – расстояние от вершины параболоида вращения до днища конуса, м;

$R_{\text{сеч } i}$  – радиус сечения параболоида вращения на  $i$ -ом уровне, м;

$a$  – коэффициент.

Радиус сечения параболоида вращения

$$R_{\text{сеч } i} = \sqrt{\frac{H_i - \Delta H}{a}}, \quad (3)$$



**Рисунок 1 – Вращающийся конус с параболоидом вращения:**

$R_{\text{кон}}^{\text{верх}}$  – внутренний радиус конуса в верхней части;

$R_{\text{кон}}^{\text{нижн}}$  – внутренний радиус конуса в нижней части;

$H_{\text{кон}}$  – высота внутренней части конуса;

$\Delta H$  – расстояние от вершины параболоида до дна конуса;

$R_{\text{сеч } i}$  – радиус параболоида вращения на высоте  $H_i$ .

Средняя скорость движения восходящего потока пульпы в пристеночном слое на заданном уровне

$$\bar{v}_{ni} = \frac{Q_{\text{об}}}{S_{\text{сеч } i}}, \quad (4)$$

где  $\bar{v}_n$  – средняя скорость движения потока пульпы, м/с;

$Q_{\text{об}}$  – объемная производительность сепаратора по пульпе, м<sup>3</sup>/ч;

$S_{\text{сеч } i}$  – площадь сечения потока пульпы на заданной высоте конуса, м<sup>2</sup>;

Площадь сечения  $S_{\text{сеч}}$  потока пульпы на заданной высоте конуса

$$S_{\text{сеч } i} = \pi(R_{\text{кон } i}^2 - R_{\text{сеч } i}^2), \quad (5)$$

где  $R_{\text{кон}}$ ,  $R_{\text{сеч}}$  – соответственно, радиусы внутреннего сечения конуса и параболоида вращения на заданной высоте конуса  $H_i$ , м;

Таким образом, по параметрам параболоида вращения пульпы можно рассчитать значения площади сечения  $S_{\text{сеч } i}$  и среднюю скорость движения восходящего потока пульпы  $\bar{v}_{ni}$  на различных уровнях по высоте конуса.

Исследования гидродинамики потоков пульпы в пристеночном слое выполнены на центробежном сепараторе со сменными конусами, отличающимися геометрическими размерами при различных значениях объемной производительности  $Q_{\text{об}}$  и частоты вращения конусов  $n$ . Геометрические параметры конусов приведены в таблице 1.

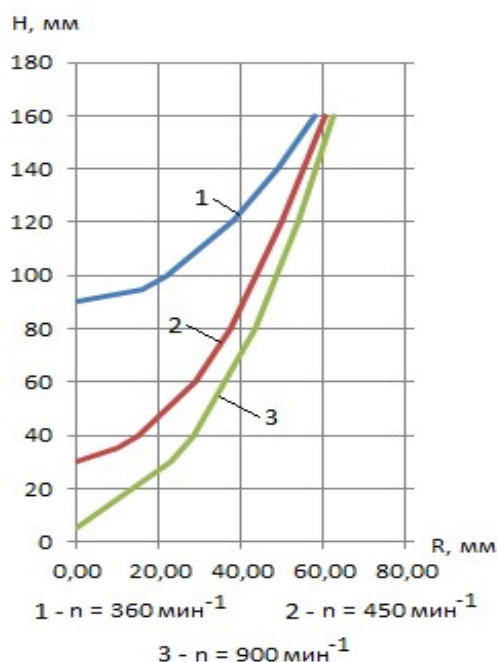


**Таблица 1 – Геометрические параметры сменных конусов  
центробежного сепаратора**

Параметры конуса	Значения параметров	
	Конус № 1	Конус № 2
Внутренний радиус в верхней части $R_{\text{кон}}^{\text{верх}}$ , м	63	115
Внутренний радиус в нижней части $R_{\text{кон}}^{\text{нижн}}$ , м	50	50
Высота внутренней части конуса, м	160	160

Исследования на конусе № 1 выполнены при объемной производительности по исходному питанию  $Q_{об} = 0,12 \cdot 10^{-3} \text{ м}^3/\text{с}$  при частоте вращения конуса 360, 450 и 900  $\text{мин}^{-1}$ .

В каждом режиме работы центробежного сепаратора выполнено фотографирование сформировавшейся границы разделения пульпы в пристеночном слое с воздухом, и определены значения расстояний от вершины параболоида вращения до днища конуса  $\Delta H$  и радиусов сечения ( $R_{\text{сеч } i}$ ) границы раздела «жидкое – газ» на  $i$ -ых уровнях по высоте конуса. Параметры границ раздела «жидкое – газ» пристеночного слоя приведены на рисунке 2.



**Рисунок 2 – Параметры границы раздела «жидкое – газ» пристеночного слоя конуса № 1 при частоте вращения 360  $\text{мин}^{-1}$ (1), 450  $\text{мин}^{-1}$ (2), 900  $\text{мин}^{-1}$ (3)**

Зависимость  $R_{\text{сеч } i}$  от высоты  $H_i$  описывается уравнениями параболы

$$\text{при } n = 360 \text{ мин}^{-1}: \quad R_{\text{сеч } i} = \sqrt{\frac{H_i - 90}{0,021}}, \quad (6)$$

$$\text{при } n = 450 \text{ мин}^{-1}: \quad R_{\text{сеч } i} = \sqrt{\frac{H_i - 30}{0,036}}, \quad (7)$$

$$\text{при } n = 900 \text{ мин}^{-1}: \quad R_{\text{сеч } i} = \sqrt{\frac{H_i - 5}{0,04}}, \quad (8)$$

По полученным данным выполнены расчеты площадей сечения потоков  $S_{сеч\ i}$  и средних скоростей движения восходящих потоков пульпы  $\bar{\vartheta}_n$ . Результаты расчетов приведены в таблице 2. Зависимости средних скоростей  $\bar{\vartheta}_n$  от высоты внутренней части конуса № 1 приведены на рисунке 3.

Таблица 2 – Результаты расчетов средней скорости движения восходящих потоков пульпы в пристеночном слое в конусе № 1

Уровень по высоте конуса, мм	$R_{кон\ i}, мм$	$R_{сеч\ i}, мм$	$S_{сеч\ i}, м^2$	$\bar{\vartheta}_n, м/с$
$n = 360\ мин^{-1}$				
100	58	22	0,009	0,013
120	60	38	0,007	0,017
140	62	42	0,006	0,020
160	63	58	0,002	0,060
$n = 450\ мин^{-1}$				
40	53	17	0,008	0,015
80	57	37	0,006	0,020
120	60	50	0,003	0,040
160	63	60	0,001	0,12
$n = 900\ мин^{-1}$				
40	53	30	0,006	0,020
80	57	43	0,004	0,03
120	60	57	0,001	0,12
160	63	62	0,0003	0,40

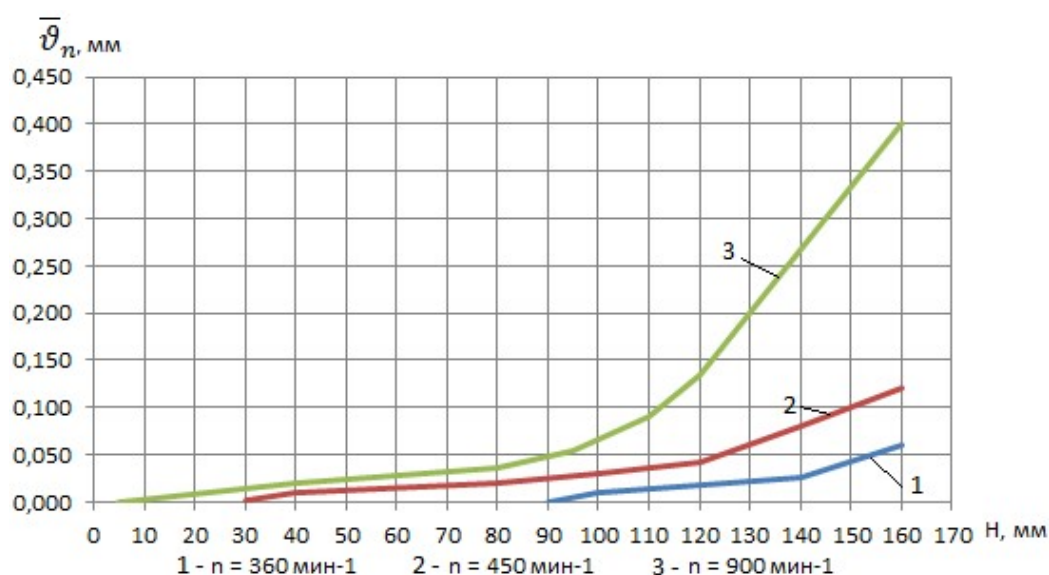
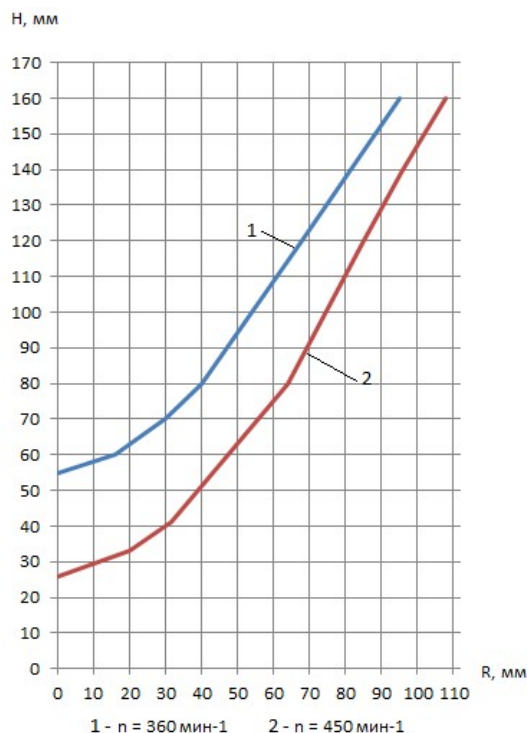


Рисунок 3 – Зависимости средней скорости движения восходящих потоков  $\bar{\vartheta}_n$  от высоты внутренней части конуса на  $i$ -ом уровне  $H_i$

Анализ зависимостей на рисунке 3 показал, что средняя скорость движения потоков пульпы  $\bar{v}_{ni}$  возрастает по мере увеличения высоты  $H_i$ . Следовательно, пульпа в пристеночном слое конуса движется с возрастающим ускорением.

На конусе № 2 выполнены исследования при объемной производительности по исходному питанию  $Q_{об} = 0,5 \cdot 10^{-3} \text{ м}^3/\text{с}$  при значениях частоты вращения конуса 360 (1) и 450 (2)  $\text{мин}^{-1}$ . Параметры полученных границ раздела «жидкое – газ» приведены на рисунке 4.



**Рисунок 4 – Параметры границы разделения «жидкое – газ» пристеночного слоя конуса № 1 при частоте вращения 360  $\text{мин}^{-1}$ (1), 450  $\text{мин}^{-1}$ (2)**

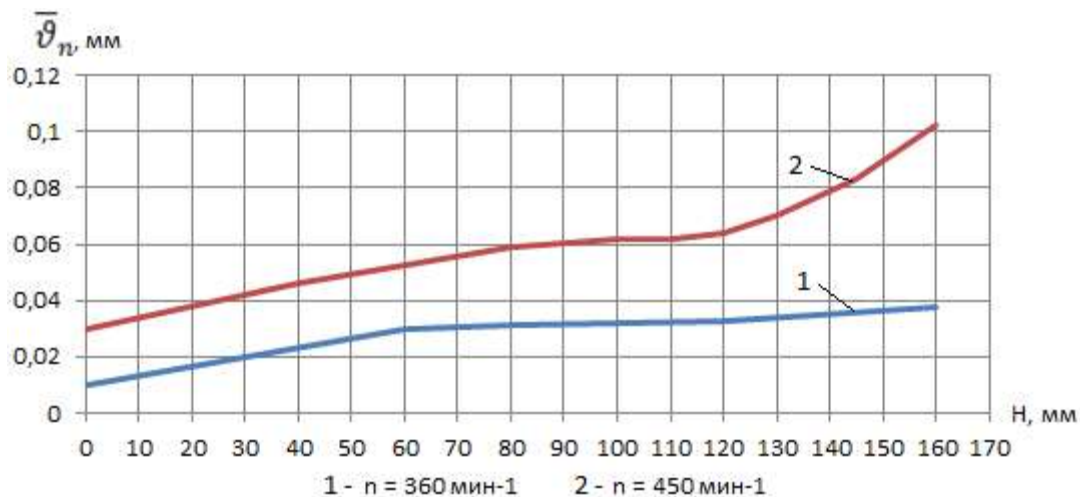
Зависимости  $R_{сеч i}$  от  $H_i$  описываются уравнением параболы начиная от ее вершины до точки, в которой первая производная (тангенс угла наклона касательной) будет равна угловому коэффициенту (тангенсу угла наклона) поверхности конуса.

Далее зависимость  $R_{сеч i}$  от  $H_i$  описывается уравнением прямой линии, угловой коэффициент которой меньше углового коэффициента поверхности конуса. Параболоид вращения с повышением уровня по высоте конуса превращается в коноидальную поверхность.

По полученным данным выполнены расчеты площадей сечения потоков  $S_{сеч i}$  и средних скоростей движения потоков  $\bar{v}_{ni}$ . Результаты расчетов приведены в таблице 3. Зависимости средней скорости  $\bar{v}_{ni}$  от высоты  $H_i$  приведены на рисунке 5.

**Таблица 3 – Результаты расчетов средней скорости движения восходящих потоков пульпы в пристеночном слое в конусе № 2**

Уровень по высоте конуса, мм	$R_{кон\ i},$ мм	$R_{сеч\ i},$ мм	$S_{сеч\ i},$ м <sup>2</sup>	$\bar{v}_n,$ м/с
$n = 360\ \text{мин}^{-1}$				
60	73	18	0,016	0,031
80	82	40	0,016	0,031
120	98	68	0,015	0,033
160	115	95	0,013	0,038
$n = 450\ \text{мин}^{-1}$				
40	65	33	0,0100	0,05
80	82	64	0,0083	0,06
120	98	84	0,0080	0,063
160	115	108	0,0049	0,102



**Рисунок 5 – Зависимости средней скорости движения восходящих потоков  $\bar{v}_n$  от высоты внутренней части конуса на  $i$ -ом уровне  $H_i$**

Установлено, что средняя скорость движения восходящих потоков пульпы возрастает по мере увеличения высоты внутренней части конуса.

Распределение скоростей восходящих потоков по толщине пристеночного слоя неравномерное. Это объясняется окружным смещением слоев пульпы по мере увеличения толщины пристеночного слоя. Слои, соприкасающиеся с поверхностью конуса, вращаются практически с той же скоростью, что и поверхность конуса. По мере приближения к поверхности пристеночного слоя скорость вращения пульпы уменьшается. Окружное смещение жидкости (отставание ее от поверхности конуса) на границе раздела «жидкое-газ» доходит до 30 % и более [1].

Подача турбулизирующего агента в пристеночные слои приводит к их перемешиванию и, следовательно, к усреднению скоростей восходящих потоков по толщине пристеночного слоя. Кроме того, по высоте конуса толщина пристеночного слоя уменьшается, разница в угловой скорости вращения слоев снижается. Следовательно, средняя скорость восходящих потоков  $\bar{v}_n$  может быть использована в первом приближении для расчета траектории движения частиц в пристеночном слое.

В целом, установлено, что поток пульпы во вращающемся конусе центробежного сепаратора образует в нижней части параболоид вращения до точки, в которой первая производная будет равна угловому коэффициенту внутренней поверхности конуса, после чего с повышением уровня по высоте конуса поверхность границы разделения фаз «жидкое-газ» превращается в коноидальную поверхность.

Независимо от параметров конуса площадь поперечного сечения в пристеночном слое снижается с повышением высоты, а скорость восходящих потоков пульпы увеличивается.

За счет уменьшения толщины сечения пристеночного слоя и подачи в пристеночный слой турбулизирующего агента скорости по толщине пристеночного слоя усредняются, следовательно, полученные значения средней скорости восходящих потоков  $\bar{v}_n$  могут быть использованы в первом приближении для расчета траектории движения частиц к поверхности конуса.

#### *Список литературы*

1. Фалей Е.А. Исследование закономерностей и разработка технических решений турбулизационной центробежной сепарации минерального сырья: дисс. канд. техн. наук: 25.00.13 / Фалей Екатерина Александровна. – Екатеринбург. 2014.

УДК 622.765.061

## **ИЗУЧЕНИЕ ВЛИЯНИЕ КОНЦЕНТРАЦИИ И РАЗМЕРА ДИСПЕРСНОЙ ФАЗЫ ЭМУЛЬСИИ НА ПОВЕРХНОСТНУЮ АКТИВНОСТЬ**

**Билялова С. М., Есенгазиев А. М., Муханова А. С., Нурпейсова К. К.,  
Мукатаева Н. Н.**

АО «Институт металлургии и обогащения» г. Алматы, Казахстан

Оценка современного состояния решаемой научно-технической проблемы. В обогатительной практике одним типом собирателя создать высокое извлечение зернистой и тонкодисперсной фракций флотуруемого материала, как правило не удается. Чаще всего это достигается использованием двух видов собирателей: то есть каждый собиратель применяется отдельно

в последовательных стадиях процесса, либо оба собирателя используются одновременно в оптимальных сочетаниях, обеспечивая синергетический эффект [1].

Применяемые дополнительные реагенты, чаще всего, не отличаются значимым собирательным эффектом, но в разы усиливают действие базового реагента-собирателя, что в свою очередь способствует существенно снизить расход последнего при сохранении, но и очень часто при улучшении, основных показателей процесса в целом. Наблюдается заметное снижение концентрации реагентов – собирателей в сточных (оборотных) водах, что дает определенный социальный эффект [2].

Во флотационном процессе важнейшей характеристикой эмульсии является размер масляных капель, потому как от этого зависит количество капель, вероятность их встречи и закрепления на частицах минерала и, в результате, количество адсорбированного масла на поверхности частиц. В соответствии с теоретическим и экспериментальным данным [3-8] основными факторами, определяющими дисперсность масляных эмульсий в воде, являются поверхностное натяжение на границе раздела масло-вода, плотность масла и интенсивность перемешивания пульпы.

В представленной работе для оценки поверхностной активности аполиарных флотореагентов были измерены их поверхностные натяжения на границе масло-вода. Поверхностное натяжение на границе раздела масло-вода определялось методом кольца Дью Нуи.

Метод кольца Дью Нуи – это образцовый метод для определения поверхностного/межфазного натяжения, который базируется на измерении максимального усилия ( $F$ ) для отрыва кольца с известной геометрией (длинной смачивания,  $L$ ), сделанного из хорошо смачиваемого материала (угол смачивания =  $0^\circ$ ). Во время подъёма кольца жидкость стремится стечь с него, что приводит к постепенному утончению плёнки жидкости и отрыву кольца.

Инновационные тензиометры EasyDyne компании KRUSS позволяют несколько раз растянуть/сжать тонкий слой плёнки без обрыва и, на основе нескольких измерений, рассчитать среднее значение (метод тонкой плёнки). В этом случае может быть зафиксировано изменение поверхностного натяжения во времени. Так как во время измерения происходят небольшие изменения площади поверхности, то метод также называют "псевдостатическим" (частично статическим).

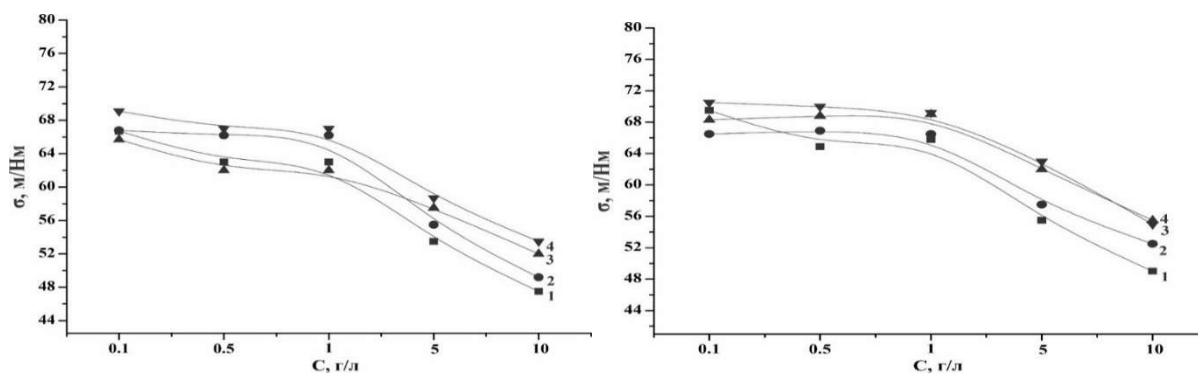
Метод кольца Дью Нуи подходит для измерения поверхностного/межфазного натяжения в диапазоне от 2 до 100 мН/м.

Исследованы коллоидно-химические характеристики синтезированных флотореагентов, и их поверхностные натяжения на границе вода-воздух на тензиометре KRUSS серии K20 EasyDyne методом кольца Дью Нуи. Измерения поверхностного и межфазного натяжения проводят при комнатной

температуре, либо в диапазоне от  $-10$  до  $100^{\circ}\text{C}$  при использовании термостатируемой рубашки, температура которой поддерживается с помощью циркуляционного термостата.

В наших исследованиях измерения поверхностного натяжения проводили при комнатной температуре. В методе кольца Дю Нуи кольцо с жидкостью поднимают до тех пор, пока регистрируется контакт с жидкостью. Ёмкость опускают до тех пор, пока не образуется тонкое кольцо натянутой жидкости. По мере натяжения жидкости достигается предельное растяжение, которое и фиксируется. При максимальной нагрузке вектор силы параллелен направлению движения, в этот момент краевой угол смачивания  $\Theta$  равен  $0^{\circ}$ .

С целью оценки поверхностную активность ультрамикрорегетогенных реагентов (нефть + БКс) при разных соотношениях нами были построены их изотермы поверхностного натяжения по сходству их формул, т.е. различающиеся друг от друга числом серо- и углеводородсодержащих радикалов или расстоянием между циклической группы и функциональной группой, количеством атомов кислорода или пространственным расположением циклических групп. На рисунках 1-2 приведены изменения поверхностного натяжения ( $\sigma$ ) эмульсии водных растворов растворов 1:1 (нефть + БКс), 2:1 (нефть + БКс), 4:1 (нефть + БКс), 6:1 (нефть + БКс) в зависимости от pH среды. Как видно из рисунков, эмульсий 6:1 (нефть+БКс) и 4:1 (нефть+БКс) по сравнению с 2:1 (нефть+БКс) и 1:1 (нефть+БКс) более сильнее снижает поверхностное натяжение.

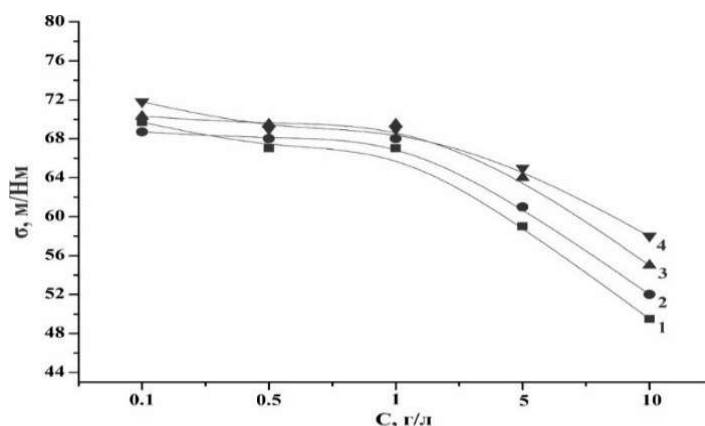


1 –6:1 (нефть+БКс); 2 –4:1 (нефть+БКс); 3 –2:1 (нефть+БКс); 4 –1:1 (нефть+БКс)

**Рисунок 1 – Зависимость поверхностного натяжения эмульсии (бутиловый ксантогенат: нефть Жанажолского месторождения) водных растворов от их концентрации при pH 6 и 8**

Тем временем все эмульсии водных растворов реагентов тяжело растворяются в воде, поэтому при низкой их концентрации происходит, сначала повышение  $\sigma$ , а затем с увеличением их концентрации - снижение. Это

означает, что при низкой концентрации реагентов затрудняется переход частиц эмульсии на границу жидкость-газ. С увеличением их концентрации происходит концентрирование частиц эмульсии на границу раздела фаз [9].



1 –6:1 (нефть+БКс); 2 –4:1 (нефть+БКс); 3 –2:1 (нефть+БКс); 4 –1:1 (нефть+БКс)

**Рисунок 2 – Зависимость поверхностного натяжения эмульсии (бутиловый ксантогенат: нефть Жанажолского месторождения) водных растворов от их концентрации при pH 10**

Результаты тестирования показали, что с повышением концентрации эмульсии реагентов поверхностное натяжение раствора понижается, поверхностно-активное вещество переходит в поверхностный слой, обуславливая уменьшение свободной энергии (движущая сила адсорбции). В предельном случае при добавлении к воде поверхностно-активных веществ молекулы воды полностью удаляются с поверхности раздела газообразной и жидкой фаз и замещаются молекулами менее полярного вещества. При этом сила межмолекулярного взаимодействия поверхностного слоя жидкости и воздуха увеличивается, поверхностное натяжение уменьшается.

#### *Список литературы*

1. Митрофанов С.М., Кузькин А.С. Теоретические и практические аспекты комбинирования собирателей и вспенивателей при флотации сульфидов // Цветные металлы. – 1993. – №. 12. – С. 52-56.
2. Жереб В.П., Самойлов В.Г., Тимошенко Л.И., Маркосян С.М. Реагенты - интенсификаторы во флотационном обогащении сульфидных медно- никелевых руд. Сбор. науч. трудов. Обогащение руд. Иркутск, 1994. – С.106 - 111.
3. Рябов В.Г., Старкова Н.Н., Тархов Л.Г., Кудинов А.В. Переработка нефти и газа: учеб. пособие. Пермь: Изд-во Перм. гос. техн. ун-та, 2008. - 103 с.
4. Хуторянский Ф.М., Галиев Р.Г., Капустин В.М. Глубокое обезвоживание и обессоливание нефти на НПЗ. Современный научно-технический уровень процесса // Тез. докл. XVIII Менделеевского съезда по общей и прикладной химии. М., 2007. – Т. 3. – С. 461.



5. Сахабутдинов Р.З., Губайдулин Ф.Р., Хамидуллин Р.Ф. Методики испытаний деэмульгаторов для промысловой подготовки нефти: метод. указания. Казань: Казан. гос. технолог. ун-т, 2009. – 35 с.

6. Виноградов В.М., Винокуров В.А. Образование, свойства и методы разрушения нефтяных эмульсий: метод. указания. М.: ФГУП «Нефть и газ», РГУ нефти и газа имени И.М. Губкина, 2007. – 31 с.

7. Свиридов Д.П., Семенов И. А., Ситников Д.Н., Романовский А. А., Ульянов Б.А., Засухин Е.П. К расчету ультразвукового диспергатора для измельчения частиц твердого материала в водной среде // Известия Вузов. Прикладная химия и биотехнология. – 2011. – №.1. – С. 126-129.

8. Клейн М.С. Условия эффективного использования отработанных минеральных масел в составе собирателей для флотации угольных шламов // Вестник КузГТУ. – 2015. – №.5. – С. 163-166.

9. Есенгазиев А. М., Барменшинова М. Б., Билялова С. М., Муханова А. А., Мухамедилова А. М. Исследование устойчивости эмульсии ультрамикрорегетерогенных флотореагентов, полученной методом ультразвукового диспергирования // Комплексное использование минерального сырья. – 2020. – №. 3(314). – С. 65-75. (КазБЦ (2017) – 0,204).

## СОДЕРЖАНИЕ

КАФЕДРА ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ УГГУ (1921-2021 Г.) <b>Козин В. З.</b> .....	3
ЭКОНОМИКО-ОРИЕНТИРОВАННЫЙ АЛГОРИТМ ОПТИМИЗАЦИИ ПРОЦЕССА КОЛЛЕКТИВНОЙ ФЛОТАЦИИ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫХ РУД <b>Эрдэнэзул Жаргалсайхан, Тумен-Оюуш Батмунх, Ганбат Самдан, Морозов В. В.</b> .....	6
УПРАВЛЕНИЕ ПРОЦЕССАМИ ДРОБЛЕНИЯ И ГРОХОЧЕНИЯ С ПРИМЕНЕНИЕМ АЛГОРИТМА НЕЧЕТКОЙ ЛОГИКИ <b>Хурэлчулуун Ишгэн, Дэлгэрбат Лодой, Морозов В. В.</b> .....	10
ВОЗМОЖНОСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ ДВУХСТАДИАЛЬНОЙ СХЕМЫ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ ЖЕЛЕЗНОЙ РУДЫ ЗА СЧЁТ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ТОНКОГО ГРОХОЧЕНИЯ ВО ВТОРОЙ СТАДИИ <b>Пелевин А. Е.</b> .....	15
ОСОБЕННОСТИ ПОЛУЧЕНИЯ И ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ТИТАНОМАГNETИТОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ <b>Булатов К.В., Газалеева Г. И.</b> .....	18
ИСПОЛЬЗОВАНИЕ НОВЫХ ОТЕЧЕСТВЕННЫХ РЕАГЕНТОВ ДЛЯ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕВОГО ШПАТА НА ПРИМЕРЕ РУД ВИШНЕВОГОРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ <b>Газалеева Г. И., Назаренко Л.Н.</b> .....	22
ОСОБЕННОСТИ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕВОШПАТОВОГО СЫРЬЯ СУХИМИ МЕТОДАМИ <b>Газалеева Г. И., Бузунова Т.А., Шигаева В.Н.</b> .....	25
ПЕРЕРАБОТКА ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД КОРБАЛИХИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ <b>Поперечникова О.Ю., Назаров Ю.П., Кутлин Б.А., Карасов Ю.К., Тюленев А.Ю., Козлова И.П.</b> .....	28
КОНТРОЛЬ ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКОГО СОСТАВА И ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ В ЦИКЛАХ ДРОБЛЕНИЯ <b>Седов А.В., Каменецкий А.А., Кутлин Б.А., Молодцев М.С., Бразюлис Л.А., Морозов В.В.</b> .....	34
НОВЫЙ ТИП ЗОЛОТА В ГАЛЕЧНЫХ ОБРАЗОВАНИЯХ РОССЫПЕЙ <b>Перегудов В.В., Шаутенов М.Р., Бегалинов А.Б., Третьяков А.В., Кургузкин Е.В.</b> ..	41
ПЕРЕРАБОТКА ОКИСЛЕННОЙ НИКЕЛЬ-КОБАЛЬТОВОЙ РУДЫ III УЧАСТКА БУРУКТАЛЬСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ <b>Ануфриева С.И., Семенов А.А., Гуляев С.В., Гуров В.А., Зарков А.В., Каплин А.И., Лихникевич Е.Г., Сосновский М.Г., Сычева Н.А.</b> .....	46

ПОЛУЧЕНИЕ ВЫСОКОКАЧЕСТВЕННОГО МАГNETИТ-ГЕМАТИТОВОГО ЖЕЛЕЗОРУДНОГО КОНЦЕНТРАТА МЕТОДОМ ВИНТОВОЙ СЕПАРАЦИИ <b>Емельянова К.К., Прокопьев С.А., Прокопьев Е.С., Сержанин П.В., Турецкая Н.Ю., Напольских С.А., Чикишева Т.А., Удовенко Т.А.</b> .....	51
ВЛИЯНИЕ РУДЫ ГУСЕВОГОРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ НА ПРИМЕСЬ ХРОМА В ЖЕЛЕЗОРУДНОМ СЫРЬЕ (ЖРС) <b>Бузмаков В.Н., Володина Ю.В.</b> .....	55
АКТИВАЦИЯ ОЗОННОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ МЕТАЛЛОВ ИЗ СУЛЬФИДНЫХ МИНЕРАЛОВ <b>Крылова Л. Н., Рябцев Д.А.</b> .....	59
ВЫБОР И ОПТИМИЗАЦИЯ ТЕМПЕРАТУРНОГО РЕЖИМА ПРОЦЕССА ПЕННОЙ СЕПАРАЦИИ КИМБЕРЛИТОВ <b>Коваленко Е.Г.</b> .....	63
ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ТЕХНОГЕННОЙ ГИДРОФИЛИЗАЦИИ АЛМАЗОВ В ПРОЦЕССАХ ПЕРЕРАБОТКИ КИМБЕРЛИТОВЫХ РУД <b>Двойченкова Г.П., Коваленко Е.Г., Морозов В.В.</b> .....	68
ИЗУЧЕНИЕ ЗАВИСИМОСТЕЙ МЕЖДУ КАЧЕСТВОМ ИСХОДНОГО СЫРЬЯ, ВЫХОДОМ ПОЛЕВОШПАТОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ И УДЕЛЬНЫМИ РАСХОДАМИ РЕАГЕНТОВ ПРИ ПРОМЫШЛЕННОМ ОСВОЕНИИ КЕДРОВОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ <b>Кочнев Д. В.</b> .....	72
ОБОГАТИМОСТЬ СУЛЬФИДНО-МАГNETИТОВЫХ РУД <b>Таланцева А.С., Мамонов С.В., Волкова С.В., Ефремова Т.А.</b> .....	76
ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ ПОВЫШЕНИЯ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ОБОГАЩЕНИЯ МЕДНО-ЦИНКОВОЙ РУДЫ ЗАПАДНО-ОЗЕРНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ <b>Сагадиев Р.Р., Газалеева Г.И., Мамонов С.В.</b> .....	79
СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ МЕДНО-ЦИНКОВОЙ РУДЫ УЗЕЛЬГИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ <b>Шарафутдинов Т.Н., Газалеева Г.И., Мамонов С.В.</b> .....	84
ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ ШЛАМОВ НЕЙТРАЛИЗАЦИИ ШАХТНЫХ ВОД <b>Павлов М.В., Морозов Ю.П., Павлов В.Ф.</b> .....	88
ИЗМЕНЕНИЕ СТРУКТУРНЫХ И ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ХАЛЬКОПИРИТА И ПИРРОТИНА В УСЛОВИЯХ ЭЛЕКТРОМАГНИТНЫХ ИМПУЛЬСНЫХ ВОЗДЕЙСТВИЙ <b>Хабарова И. А., Бунин И. Ж.</b> .....	91
ИЗУЧЕНИЕ УСЛОВИЙ ОБРАЗОВАНИЯ МОРФОЛИНДИТИОКАРБАМАТА МЕДИ НА ПОВЕРХНОСТИ ХАЛЬКОПИРИТА ПРИ ФЛОТАЦИИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД <b>Матвеева Т. Н., Громова Н. К., Минаев В. А.</b> .....	96

РАСЧЁТЫ СТРУКТУРЫ ГИДРАТИРОВАННЫХ ФОРМ МЕТАЛЛОВ, ИЗВЛЕКАЕМЫХ МЕТОДОМ ИОННОЙ ФЛОТАЦИИ <b>Медяник Н. Л., Смирнова А. В., Горбулина Д.П.</b> .....	100
КОМПЬЮТЕРНАЯ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ СПЕКАНИЯ НЕФЕЛИНОВОЙ ШИХТЫ С ТЕХНОГЕННЫМИ ДОБАВКАМИ <b>Головных Н. В., Бычинский В. А., Шепелев И. И.</b> .....	104
ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ПЕРЕРАБОТКИ ТЕХНОГЕННОГО АЛЮМИНИЕВОГО СЫРЬЯ ПО СПОСОБУ СПЕКАНИЯ В СОСТАВЕ НЕФЕЛИНОВОЙ ШИХТЫ <b>Головных Н. В., Жижаяев А. М., Шепелев И. И.</b> .....	109
МОЛЕКУЛЯРНОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ДИЭТИЛДИТИОАРСЕНОВОЙ КИСЛОТЫ (C <sub>2</sub> H <sub>5</sub> ) <sub>2</sub> ASSNH И ЕЕ ПРОИЗВОДНЫЕ SE, TE С АТОМОМ МЫШЬЯКА <b>Соложенкин П. М.</b> .....	114
ПРИМЕНЕНИЕ МОДИФИЦИРОВАННЫХ КРАХМАЛОВ В КАЧЕСТВЕ ДЕПРЕССОРА СИЛИКАТОВ ПРИ ФЛОТАЦИИ МАЛОСУЛЬФИДНОЙ ПЛАТИНОМЕТАЛЛЬНОЙ РУДЫ <b>Лавриненко А. А., Кузнецова И.Н., Саркисова Л.М., Шрадер Э.А., Копыльцов А.А.</b> .....	119
ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ СУЛЬФАТА ЖЕЛЕЗА И СЕРНИСТОГО НАТРИЯ НА КИНЕТИКУ ФЛОТАЦИИ СФАЛЕРИТА <b>Горячев Б.Е., Николаев А.А., Чжо Зай Яа</b> .....	123
ИССЛЕДОВАНИЕ СОВМЕСТНОГО ДЕЙСТВИЯ СУЛЬФАТА ЖЕЛЕЗА И СЕРНИСТОГО НАТРИЯ НА КИНЕТИКУ ФЛОТАЦИИ СФАЛЕРИТА <b>Горячев Б.Е., Николаев А.А., Чжо Зай Яа</b> .....	125
ТЕХНОЛОГИЯ ДЛЯ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО РАЗДЕЛЕНИЯ И РАЗУПРОЧНЕНИЯ БЕДНОЙ СУЛЬФИДНОЙ РУДЫ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ РЕНТГЕНОРАДИОМЕТРИЧЕСКОГО И ЭЛЕКТРОИНДУКЦИОННОГО СЕПАРАТОРОВ <b>Афанасьев А. И., Потапов В. Я., Морозов Ю.П., Потапов В. В., Стожков Д.С., Чиркова А. А.</b> .....	126
КОРРЕКТИРОВКА ТОВАРНОГО БАЛАНСА ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ <b>Комлев А. С.</b> .....	132
ВЛИЯНИЕ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ОБОГАЩЕНИЯ РЕНТГЕНОРАДИОМЕТРИЧЕСКИМ МЕТОДОМ НА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ ФЛОТАЦИИ РУДЫ НОВО-ШЕМУРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ <b>Зиятдинов С. В., Овчинникова Т. Ю., Задорин В. С.</b> .....	139
ОПРЕДЕЛЕНИЕ МАССЫ ПРОДУКТА В ЕМКОСТИ ПО РАЗНОСТИ ВЕСОВ ПОСТУПИВШИХ И ВЫШЕДШИХ ИЗ НЕЕ ПРОДУКТОВ <b>Водовозов К. А.</b> .....	144

СРАВНЕНИЕ СКИПИДАРА И СОСНОВОГО ФЛОТАЦИОННОГО МАСЛА МЕТОДОМ ГЖХ НА КОЛОНКЕ GS-5MS <b>Малышев А.Н., Меньшиков С. Ю.</b> .....	149
ОПРЕДЕЛЕНИЕ ТЕПЛОФИЗИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК АСБЕСТОСОДЕРЖАЩИХ ПРОДУКТОВ <b>Потапов В.Я., Потапов В.В., Горшкова Э.М., Степаненко Д.Д., Адас В.Е.</b> .....	151
ПОВЫШЕНИЕ КАЧЕСТВА ЖЕЛЕЗНОГО КОНЦЕНТРАТА ПРИ ИСПОЛЬЗОВАНИИ ТОНКОГО ГРОХОЧЕНИЯ ВО ВТОРОЙ И ТРЕТЬЕЙ СТАДИЯХ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ <b>Пелевин А. Е.</b> .....	157
ПРИМЕНЕНИЕ МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ В ПОВЫШЕННОМ ПОЛЕ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ ЖЕЛЕЗИСТЫХ КВАРЦИТОВ <b>Пелевин А. Е., Мушкетов А. А.</b> .....	161
ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ФАКТОРЫ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОЙ РЕНТГЕНОФЛУОРЕСЦЕНТНОЙ СОРТИРОВКИ РУД <b>Овчинникова Т. Ю., Ефремова Т. А.</b> .....	163
ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТЕЙ ПНЕВМАТИЧЕСКОГО ОБОГАЩЕНИЯ МЕДНОЙ РУДЫ <b>Завьялов С. С.</b> .....	166
РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ ПЫЛЕЙ И ОТХОДОВ МЕТАЛЛУРГИИ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ УГЛЕВОДОРОДНЫХ ВЯЖУЩИХ ВЕЩЕСТВ <b>Кошкарров В. Е., Морозов Ю. П., Кулай П. М., Кошкарров Е. В.</b> .....	169
ФЛОТАЦИОННОЕ ОБОГАЩЕНИЕ КИРОВГРАДСКИХ ПИРИТНЫХ ОГАРКОВ <b>Левченко Г.Н., Киселёв М.Ю., Тимофеев К.Л., Воинков Р.С., Краюхин С.А.</b> .....	173
ВЫБОР ФРАКЦИОННОГО СОСТАВА КОМПАУНДНЫХ СОБИРАТЕЛЕЙ ДЛЯ ПЕННОЙ СЕПАРАЦИИ АЛМАЗОВ <b>Лезова С. П., Пестряк И.В.</b> .....	177
ВЫБОР РЕЖИМА ПОДГОТОВКИ К ФЛОТАЦИИ АПАТИТ-ШТАФФЕЛИТОВЫХ РУД КОВДОРСКОГО ГОКА <b>Поливанская В. В.</b> .....	182
ОЦЕНКА ВОЗМОЖНОСТЕЙ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ФЛЮОРИТА ИЗ ШЛАМОВЫХ ФРАКЦИЙ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ ЯРОСЛАВСКОЙ ГОРНОРУДНОЙ КОМПАНИИ <b>Киенко Л. А., Воронова О. В.</b> .....	185
ПОВЫШЕНИЕ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ФЛЮОРИТА ПРИ ВТОРИЧНОЙ ПЕРЕРАБОТКЕ СЫРЬЯ НА ОСНОВЕ ОПТИМИЗАЦИИ ДИСПЕРСНО-ШЛАМОВЫХ ХАРАКТЕРИСТИК ПУЛЬПЫ <b>Воронова О. В., Киенко Л. А.</b> .....	190

<p>КЛАССИФИКАЦИЯ РАЗЛИЧНЫХ МИНЕРАЛОВ В АЭРО- И ГИДРОДИНАМИЧЕСКОЙ СРЕДЕ НА ЛАБОРАТОРНЫХ МОДЕЛЯХ БАРАБАННЫХ СЕПАРАТОРОВ <b>Лебедев И.Ф., Филиппов В.Е.</b> .....</p>	195
<p>ПЕРЕРАБОТКА И ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ОТВАЛЬНЫХ ШЛАКОВ ФЕРРОСПЛАВНОГО ПРОИЗВОДСТВА ПРИ ВЫПЛАВКЕ СТАЛИ <b>Гуляков В.С., Вусихис А.С.</b> .....</p>	198
<p>ПОВЕРХНОСТНЫЕ И МЕЖФАЗНЫЕ СВОЙСТВА ОКСИДНЫХ РАСПЛАВОВ СИСТЕМЫ <math>V_2O_3</math> – <math>CaO</math> – <math>CuO</math> С МЕДЬЮ <b>Ченцов В.П., Вусихис А.С.</b> .....</p>	202
<p>КИНЕТИКА ВОССТАНОВЛЕНИЯ ЦИНКА ИЗ БОРАТНОГО РАСПЛАВА ГАЗОМ-ВОССТАНОВИТЕЛЕМ В БАРБОТИРУЕМОМ СЛОЕ <b>Агафонов С.Н., Алекторов Р.В., Вусихис А.С.</b> .....</p>	207
<p>МЕХАНОХИМИЧЕСКАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ ОТХОДОВ АНТИМОНИДА ИНДИЯ <b>Каминский Ю. Д.</b> .....</p>	212
<p>ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА РАЗРУШЕНИЯ КИМБЕРЛИТА И ВСКРЫТИЯ АЛМАЗОВ В ПЛАНЕТАРНОЙ МЕЛЬНИЦЕ <b>Каминский Ю. Д.</b> .....</p>	215
<p>ИССЛЕДОВАНИЯ ФЛОТАЦИОННЫХ СВОЙСТВ НОВЫХ ОБРАЗЦОВ СОБИРАТЕЛЕЙ ДЛЯ МЕДНО-МЫШЬЯКОВИСТЫХ РУД <b>Шепета Е. Д., Рябой В. И.</b> .....</p>	217
<p>МОДЕРНИЗАЦИЯ ОБОГАТИТЕЛЬНОГО ПРОИЗВОДСТВА ТОО «АКТЮБИНСКАЯ МЕДНАЯ КОМПАНИЯ» <b>Голованов А.В., Ропейко С.А., Карасов Ю.К., Шестаков К.И.</b> .....</p>	221
<p>СПОСОБ СКВАЖИННОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТА ИЗ СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ ГЛУБОКОЗАЛЕГАЮЩИХ РОССЫПЕЙ СО СЛОЖНОЙ ИЗВЛЕКАЕМЫМ ЗОЛОТОМ <b>Алексеева Е. В.</b> .....</p>	225
<p>НИЗКОТЕМПЕРАТУРНЫЙ ОБЖИГ АРСЕНОПИРИТОВОГО КОНЦЕНТРАТА В ИНЕРТНОЙ АТМОСФЕРЕ <b>Звонцов Н. О., Рогожников Д. А.</b> .....</p>	230
<p>ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ ТРУДНОВСКРЫВАЕМОГО СУЛЬФИДНОГО ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ <b>Головкин Д. И., Русалев Р. Э., Дизер О. А., Бабинцев А. А., Рогожников Д. А.</b> .....</p>	235
<p>ВЫБОР ИОНИТА ДЛЯ СОРБЦИИ КОБАЛЬТА ИЗ РАСТВОРОВ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ОКИСЛЕННЫХ НИКЕЛЕВЫХ РУД <b>Маковская О.Ю., Петькин И.А.</b> .....</p>	239

ИССЛЕДОВАНИЯ ЗОЛОШЛАКОВ РЕФТИНСКОЙ ГРЭС ДЛЯ ПЕРВИЧНОЙ БИОЛОГИЧЕСКОЙ РЕКУЛЬТИВАЦИИ ЗОЛОТОВАЛОВ <b>Вальцева А.И., Мезенина Ю.А.</b> .....	242
О ВОЗМОЖНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ ПОЛИВИНИЛКАПРОЛАКТАМА ДЛЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ТОНКОИЗМЕЛЬЧЕННЫХ ЦЕННЫХ МИНЕРАЛОВ <b>Гетман В.В., Каркешкина А.Ю.</b> .....	246
ФЛОТОКЛАССИФИКАЦИЯ В ЗАМКНУТОМ ЦИКЛЕ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ КАК ОДИН ИЗ СПОСОБОВ СНИЖЕНИЯ ПЕРЕИЗМЕЛЬЧЕНИЯ СУЛЬФИДНЫХ РУД <b>Интогарова Т. И.</b> .....	250
ИЗУЧЕНИЕ ВЛИЯНИЯ ОСНОВНОСТИ ХРОМ- И БОРСОДЕРЖАЩЕГО ШЛАКА НА ПРОЦЕСС ДЕСУЛЬФУРАЦИИ СТАЛИ МЕТОДОМ ТЕРМОДИНАМИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ <b>Салина В.А., Жучков В.И.</b> .....	255
ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКОЙ ХЛОРИНАЦИИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ СУЛЬФИДНЫХ РУД В РЕЖИМЕ БЕСКОНТАКТНОЙ ПОЛЯРИЗАЦИИ ЧАСТИЦ <b>Морозов Ю. П., Шевченко А. С., Битимбаев М. Ж.</b> .....	259
ГИДРОДИНАМИКА ПОТОКОВ ПУЛЬПЫ В ПРИСТЕНОЧНОМ СЛОЕ ТУРБУЛИЗАЦИОННОГО ЦЕНТРОБЕЖНОГО СЕПАРАТОРА <b>Морозов Ю.П., Пеньков П.М., Бекчурина Е.А., Хамидулин И.Х.</b> .....	263
ИЗУЧЕНИЕ ВЛИЯНИЕ КОНЦЕНТРАЦИИ И РАЗМЕРА ДИСПЕРСНОЙ ФАЗЫ ЭМУЛЬСИИ НА ПОВЕРХНОСТНУЮ АКТИВНОСТЬ <b>Билялова С.М., Есенгазиев А.М., Муханова А.С., Нурпейсова К.К., Мукатаева Н.Н.</b> .....	269

**Научное издание**

**МАТЕРИАЛЫ  
XXVI Национальной научно-технической  
конференции**

**«Научные основы и практика переработки  
руд и техногенного сырья»**

**26-27 мая 2021 г.**

**Ответственность за предоставленные  
материалы несут авторы**

**Компьютерная верстка Хамидулин И.Х.**

**Издательство ООО «Типография ФортДиалог»**

**Подписано в печать 28.05.21 г. Бумага офсетная. Формат 60×84<sup>1</sup>/<sub>16</sub>.  
Гарнитура Times New Roman. Печать на ризографе.  
Усл. п. л. 27,9. Тираж 100. Заказ № 2130407**

**Отпечатано в ООО «Типография ФортДиалог»  
Адрес издательства и типографии:  
620085, г. Екатеринбург, ул. Монтерская, 3 А  
Тел. 8(343)228-02-32**