

МАТЕРИАЛЫ

XXIV МЕЖДУНАРОДНОЙ НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКОЙ КОНФЕРЕНЦИИ

*Научные основы и практика переработки
руд и техногенного сырья*

09-12 апреля 2019 г.

Екатеринбург – 2019

МАТЕРИАЛЫ
XXIV Международной научно-технической
конференции

«Научные основы и практика переработки
руд и техногенного сырья»

09-12 апреля 2019 г.

Екатеринбург – 2019

УДК 622.7

НЗ4

Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: материалы XXIV Международной научно-технической конференции, 09-12 апреля 2019 г., проводимой в рамках XVII Уральской горнопромышленной декады 03–12 апреля 2019 г., Екатеринбург: Издательство «Форт Диалог-Исеть», 2019. – 500 с.

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 978-5-91128-172-4

УДК 622.7

© ООО «Таилс КО», 2019

РАСЧЕТНЫЙ МЕТОД ОЦЕНКИ ОДНОРОДНОСТИ НАВЕСОК ДЛЯ АНАЛИЗА

Козин В.З.

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

Современная теория опробования позволяет в настоящее время отказаться от выполнения технически сложного и трудоемкого эксперимента по определению составляющих случайной погрешности анализа, так как имеются формулы для расчета погрешности однородности навесок [1].

Погрешность однородности навесок S_H может быть определена по формуле [2]:

$$S_H^2 = 2K_{и} f \cdot S_{KH}^2 \rho (\bar{d}_H)^3 / q_H.$$

где $K_{и}$ – коэффициент качества работы исполнителей;

f – коэффициент формы;

S_{KH}^2 – покусковая дисперсия навески;

ρ – плотность пробы;

\bar{d}_H – средняя крупность;

q_H – масса навески.

Покусковая дисперсия для навески

$$S_{KH}^2 = \frac{\rho_m}{\rho_n} \cdot \alpha \cdot \beta_m,$$

где ρ_m и ρ_n – плотность минерала, содержащего определяемый компонент и породы;

α – массовая доля определяемого компонента в анализируемой навеске;

β_m – массовая доля этого компонента в минерале.

В итоге формула для погрешности однородности навесок, при $\rho_n = \rho$

$$S_H^2 = 2K_{и} \cdot f \cdot \rho_m \cdot \alpha \cdot \beta_m (\bar{d}_H)^3 / q_H.$$

Эта формула приводит к новым возможностям оценок однородности навесок для анализа.

Зависимости погрешностей анализа от массовых долей компонентов

В методиках и стандартах на анализ компонентов в рудах и продуктах обогащения обязательно приводятся сведения о допустимых случайных погрешностях анализа. Как правило, эти погрешности зависят от массовой доли компонента. Зависимости относительных случайных погрешностей анализа от массовой доли определяемого компонента имеют характерный устойчивый вид.

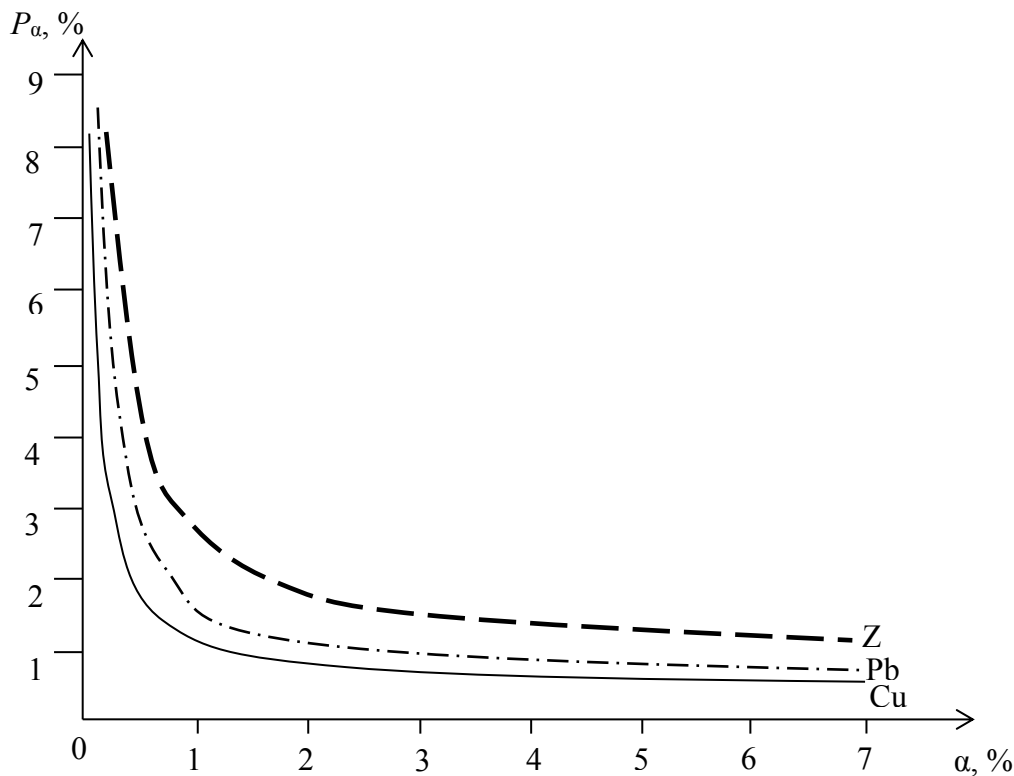


Рисунок 1 – Относительные погрешности химических методов анализа

На рисунке 1 представлены нормированные стандартами относительные погрешности P_α анализов на свинец, цинк и медь в функции массовой доли α .

По оси абсцисс на рисунке 1 отложена массовая доля определяемого компонента α , а по оси ординат – относительная погрешность P_α анализа определяемая по формуле

$$P_\alpha = \frac{2S_\alpha}{\alpha} \cdot 100, \%$$

Здесь S_α – среднеквадратичная погрешность анализа.

Представленные зависимости получены путем многократных определений массовой доли с использованием стандартных методик и в виде таблиц допустимых погрешностей для разных диапазонов массовых долей входят во все методики анализов руд и продуктов обогащения.

Найдем по формуле погрешность отбора навески S_H для анализа на медь как функцию массовой доли, приняв типичные условия: $d_H = 0,1$ мм, $q_H = 1$ г, $\beta_m = 34,6$ % (халькопирит), $\rho_m = 4100$ кг/м³; $f = 0,4$; $K_n = 2$.

$$S_H^2 = 2 \cdot 2 \cdot 0,4 \cdot 4100 \cdot \alpha \cdot 34,6 \cdot \left(\frac{0,1 \cdot 10^{-3}}{2} \right)^3 / 10^{-3} = 55,6 \cdot 10^{-6} \%^2$$

Относительная погрешность

$$P_H = \frac{2S_H}{\alpha} \cdot 100 = \frac{1,5}{\sqrt{\alpha}}, \%$$

Нанесем зависимость $P_H = f(\alpha)$ на рис. 2 совместно с функцией $P_\alpha = f(\alpha)$.

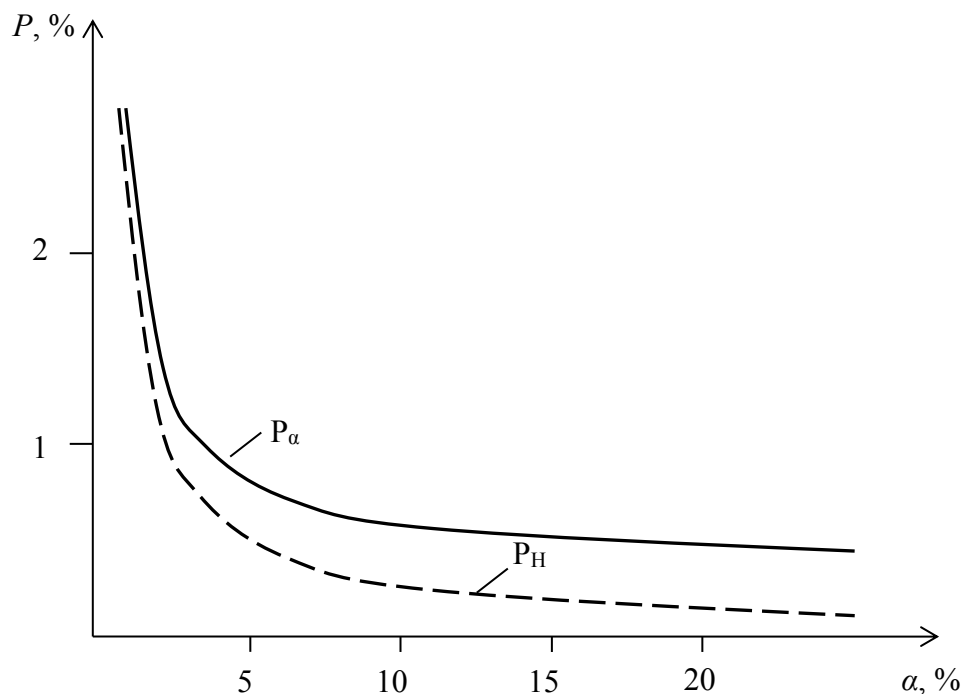


Рисунок 2 – Зависимости P_α и P_H от массовой доли меди в пробе

Сопоставляя зависимости P_α и P_H на рисунке 2 видим, что при больших массовых долях меди погрешность отбора навески P_H невелика, а погрешность анализа предопределяется погрешностью метода выполнения измерений $P_{МВИ}$. Из рисунка 2 следует, что погрешности используемых в промышленности химических методов измерений равны для меди $P_{МВИ} = 0,7 \%$.

По аналогичным зависимостям для свинца – $P_{МВИ} = 0,9 \%$; для цинка – $P_{МВИ} = 1,4 \%$.

Так как зависимости рисунка 1 получены по результатам работы аналитиков многих лабораторий, то непосредственно из этих зависимостей для малых массовых долей следует погрешность неоднородности навесок. Так, для массовой доли меди $\alpha = 0,5 \%$, $P_H = 6 \%$.

Качество работы исполнителей

В соответствии с международными стандартами в российских стандартах [3, 4] и методиках в настоящее время всегда приводятся две погрешности анализа: повторяемости (обозначают d) и воспроизводимости (обозначают D). Отличаются они именно тем что в погрешность воспроизводимости входит погрешность, вносимая разными операторами и исполь-

зубым оборудованием, хотя и выполняющем одни и те же функции в соответствии с одной и той же методикой.

Отношение D/d при малых массовых долях и дает величину, характеризующую качество работы оператора при отборе навески.

Для меди отношение D/d находится в диапазоне $1,2 \div 1,4$. Для золота и серебра отношение D/d находится в пределах $1,5-1,6$.

В формулу дисперсии однородности навесок эти величины входят во второй степени, то $K_{\text{н}} = (D/d)^2 = 1,5 \div 2,5$.

Так как эти оценки ориентировочны, во всех расчетах принято $K_{\text{н}} = 2$.

Зависимости P_{α} от α для массовых долей менее 0,1 %

Малые массовые доли определяются для благородных металлов и составляют для руд и концентратов значения немного меньше, чем 0,1 %, поэтому условия их определения меняются, но характер изменения относительных случайных погрешностей анализа сохраняется.

Анализом руд и продуктов обогащения занимаются специалисты во всем мире в течение нескольких веков. Накоплен огромный материал, который нелегко оценить, так как особенности как анализируемых продуктов, так и методик отбора и подготовки проб и собственно анализа приводят к отклонениям от ожидаемых результатов, иногда весьма значительным.

Но все же выявлены устойчивые закономерности массового выполнения пробирных анализов на золото.

Установлена связь относительной случайной погрешности пробирного анализа с массовой долей золота в пробе. Приведем эту связь по монографии Карпенко Н. В. [5] для диапазона массовой доли золота до 20 г/т, рис. 3, которая соответствует «утвержденным в отрасли» нормам для массовой доли от 5 до 50 г/т при выполнении анализов пробирным концентрированием с спектральным или атомно-абсорбционным окончанием. Зависимость, приближаясь к оси ординат, после 1 г/т резко уходит вверх.

Но, как видно из рис. 3, относительная погрешность определения золота в навесках не опускается ниже 10 %. Нижние границы определяемых массовых долей составляют на навесках 25 г – 0,4 г/т., на навесках 100 г – 0,1 г/т. Это предел возможностей пробирного анализа. Допустимое расхождение для $\alpha = 0,6-1$ г/т составляет 0,4 г/т. При более низких массовых долях расхождение может достигать 200 %.

Аналогичные зависимости могут быть получены по другим нормативным документам – стандартам, методикам и т. п., в которых приводятся допустимые расхождения параллельных анализов.

Для навесок, содержащих недробимые включения (самородное золото и т. п.), формула погрешности однородности навесок $S_{\text{н}}$ несколько меняется. В ней используется не средняя крупность навески, а максимальная и коэффициент формы золотинок f_{Au} .

$$S_H^2 = K_H f_{Au} \rho_M d_{max}^3 \alpha \beta_M / q_H$$

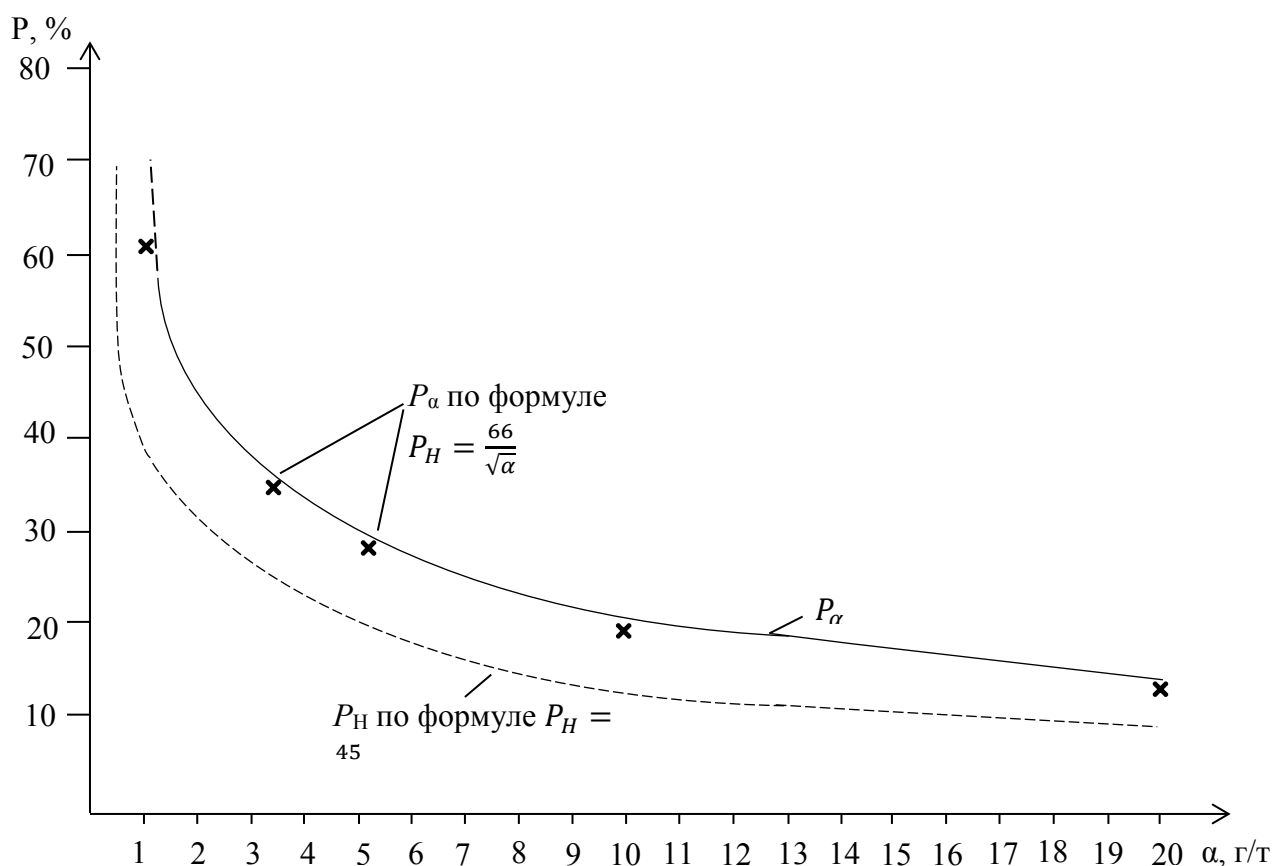


Рисунок 3 – Зависимость относительной погрешности анализа P_α от массовой доли золота в пробе и погрешности отбора навесок P_H

Так как зависимость $P_\alpha = f(\alpha)$ на рисунке 3 соответствует S_H , т. е. $P_H = P_\alpha$ определим коэффициент формы золотин по формуле

$$f_{Au} = \frac{\alpha q_H P_H^2 \cdot 10^{-4}}{4 K_H \rho_M \beta_M (d_{max})^3}$$

По рисунку 3 для $\alpha = 5$ г/т $P_H = P_\alpha = 30\%$. Остальные величины $q_H = 50$ г, $K_H = 2$; $d_{max} = 0,1$ мм, $\rho_M = 18000$ кг/м³; $\beta_M = 0,9 \cdot 10^6$ г/т. Тогда

$$f_{Au} = \frac{5 \cdot 50 \cdot 10^{-3} \cdot 30^2 \cdot 10^{-4}}{4 \cdot 2 \cdot 18000 \cdot 0,9 \cdot 10^6 \cdot (0,1 \cdot 10^{-3})^3} = 0,17$$

Зависимость P_H от массовой доли в этом случае будет при $f_{Au} = 0,17$

$$P_H = \frac{66}{\sqrt{\alpha}},$$

где P_H в процентах, а α в г/т.

Нанесем на рисунок 3 расчеты по формуле (9) крестиками. Видим что формула (9) в точности описывает зависимость $P_\alpha = f(\alpha)$.

Так как в настоящее время стремятся обеспечить крупность материала навесок предельно малой, в частности $d_{\max} = 0,071$ мм, получим формулу для этого случая

$$P_H = \frac{45}{\sqrt{\alpha}}$$

и нанесем эту зависимость на рисунке 3 пунктиром.

Случайная погрешность анализа S_α состоит из двух составляющих: погрешности отбора навески S_H и погрешности метода выполнения измерений $S_{\text{МВИ}}$.

$$S_\alpha^2 = S_H^2 + S_{\text{МВИ}}^2$$

По стандарту рекомендуется одну из величин, в частности S_H , находить по разности

$$S_H^2 = S_\alpha^2 - S_{\text{МВИ}}^2$$

Если S_H^2 мало по сравнению с $S_{\text{МВИ}}^2$, то оценка S_H^2 по формуле ненадежна. Практически часто получают отрицательное значение S_H^2 , что недопустимо [6].

Расчетный путь определения S_H^2 исключает эту ненадежность.

Список литературы

1. ГОСТ 8.531-2002 ГСИ. Стандартные образцы состава монолитных и дисперсных материалов. Способы оценивания однородности.
2. Козин В. З. Опробование минерального сырья. Екатеринбург. Изд-во УГГУ. 2011. 316 с.
3. ГОСТ Р ИСО 5725-1-2002. Точность (правильность и прецизионность) методов и результатов измерений, ч.1. Госстандарт России. 2009, 28 с.
4. ГОСТ 15934.10-82. «Концентраты медные. Методы определения золота и серебра». М. Изд. стандартов, 1999, 10 с.
5. Карпенко Н. В. Опробование и контроль качества продуктов обогащения руд. М. Недра. 1987. 216 с.
6. Прокопьева С. В., Ступакова Е. В. Стандартные образцы для контроля технологических процессов и качества готовой продукции. Золотодобыча. 2013. №7. С. 5-6.

УДК 622.7

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ ПЕРЕРАБОТКИ МЕДНО-ЦИНКОВЫХ РУД НОВО-ШЕМУРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Мамонов С.В.^{1,2}, Зиятдинов С.В.¹, Дресвянкина Т.П.¹, Кузнецов В.А.³

¹ОАО «Уралмеханобр», ²НЧОУ ВО «Технический университет УГМК»,

³ОАО «Святогор»

Медно-цинковые руды Ново-Шемурского месторождения можно охарактеризовать, как труднообогатимые. Руды характеризуются сложным

минеральным составом, повышенным содержанием вторичных медных минералов и наличием флотационно-активного цинка и пирита.

Разработкой и совершенствованием технологии обогащения медно-цинковой руды Ново-Шемурского месторождения занимались ведущие исследовательские центры страны. Исследовательскими организациями были предложены различные подходы к реализации технологической схемы обогащения и получены прогнозные показатели обогащения. Однако, анализ работы фабрики показывает, что по разработанным технологическим и реагентным режимам наблюдаются потери меди и цинка с отвальными хвостами и разноименными концентратами.

Решение вопроса по повышению технологических показателей обогащения, совершенствованию и оптимизации технологии обогащения медно-цинковой руды Ново-Шемурского месторождения является актуальным.

Среди перспективных направлений переработки медно-цинковых руд, обеспечивающих повышение технологических показателей, можно рассматривать применение новых флотационных реагентов для увеличения извлечения металлов в концентраты и повышения эффективности депрессии активного цинка и пирита, а также ультратонкое измельчение промежуточных продуктов обогащения руды для повышения степени раскрытия минералов.

Флотационные реагенты

Проведены флотационные исследования по влиянию подачи реагента-депрессора пирита – реагента П-2 на технологические показатели обогащения медно-цинковой руды Ново-Шемурского месторождения. Реагент П-2 испытывали в медном цикле флотации с подачей в операцию агитации перед селекцией коллективного медно-цинкового концентрата.

Флотационные исследования проведены при снижении расходов цинкового купороса и гидросульфида натрия на 50 % и при вариации расхода П-2 от 40 до 100 г/т исходной руды.

Медный продукт исследовался оптико-геометрическим и рентгеноструктурным методами анализа с целью определения колебания массовой доли пирита, халькопирита и сфалерита в нем от расхода реагента П-2. Результаты приведены на рисунке 1.

Результаты исследований показали, что при подаче реагента П-2 в операцию агитации коллективного концентрата перед селективной флотацией наблюдается депрессия пирита. Отмечено, что при увеличении расхода реагента П-2 от 0 до 100 г/т, массовая доля пирита в медном продукте снижается с 68 до 57 % при одновременном увеличении массовой доли медных минералов с 19 до 29 %. Это, в свою очередь, приводит к увеличению массовой доли меди в медном продукте с 6,9 % (без П-2) до 10,3 % (П-2-100 г/т). Аналогичная картина наблюдается и для сфалерита: массовая доля цинковой обманки в медном продукте снижается при увеличении

расхода реагента П-2, но незначительно – с 11 до 9 %. При этом потери цинка с медным циклом снижаются с 41,2 % (без П-2) до 23,0 % (П-2-100 г/т). При расходе реагента П-2, равном 100 г/т исходной руды наблюдается депрессия также и медных минералов. При этом уровень извлечения медных минералов в медный цикл снижается с 85,70 % до 83,36 %. Извлечение меди остается на одном уровне (85,27-85,56 %) при расходах П-2 равных 40-80 г/т исходной руды.

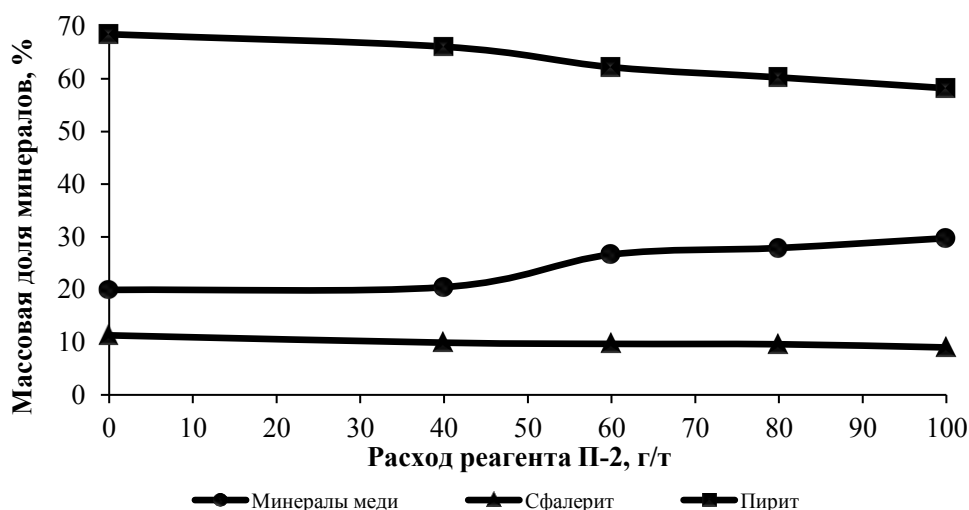


Рисунок 1 – Зависимость массовой доли минералов в медном продукте от расхода реагента П-2

Таким образом, результаты исследований подтвердили, что реагент П-2 является депрессором пирита и, в некоторой степени, депрессирует и цинковые минералы. Оптимальным можно считать расход П-2, равный 80 г/т исходной руды, при котором уровень извлечения меди не меняется, а потери цинковых минералов с медным циклом флотации снижаются на 17 % (по сравнению с опытом без П-2).

Исследовано влияние реагента-депрессора цинковых минералов – полиметиленафталинсульфоната (ПМНС) серии 2И. Реагент испытан в цикле селекции коллективного концентрата. Для более полной оценки влияния реагента ПМНС-2И на флотацию медных и цинковых минералов, были снижены расходы депрессоров цинковых минералов – цинкового купороса и гидросульфида натрия – на 50 %. Расходы реагента ПМНС-2И варьировали от 0 до 60 г/т исходной руды. Результаты исследований приведены на рисунке 2.

Результаты исследований показали, подача реагента ПМНС-2И в операцию агитации коллективного концентрата перед селективной флотацией усиливает депрессию сфалерита. Отмечено, что увеличение расхода реагента ПМНС-2И с 0 до 60 г/т позволяет: снизить выход пенного продукта медного цикла на 7,3 % (с 19,3 до 11 %) при повышении содержания меди в нем на 4,2 % (с 6,9 до 11,1 %) и снижении содержания цинка на 1,5 % (с 7,6 до 6,1 %). При этом потери цинка с медным циклом снижаются

на 20,7 % (с 41,2 до 20,5 %). Извлечение меди в медный цикл имеет экстремальный характер с максимумом в точке, соответствующей извлечению 86,9 % при расходе реагента ПМНС-2И 20 г/т. При увеличении расхода реагента ПМНС-2И до 60 г/т извлечение меди уменьшается незначительно по сравнению с расходом, равном 20 г/т.

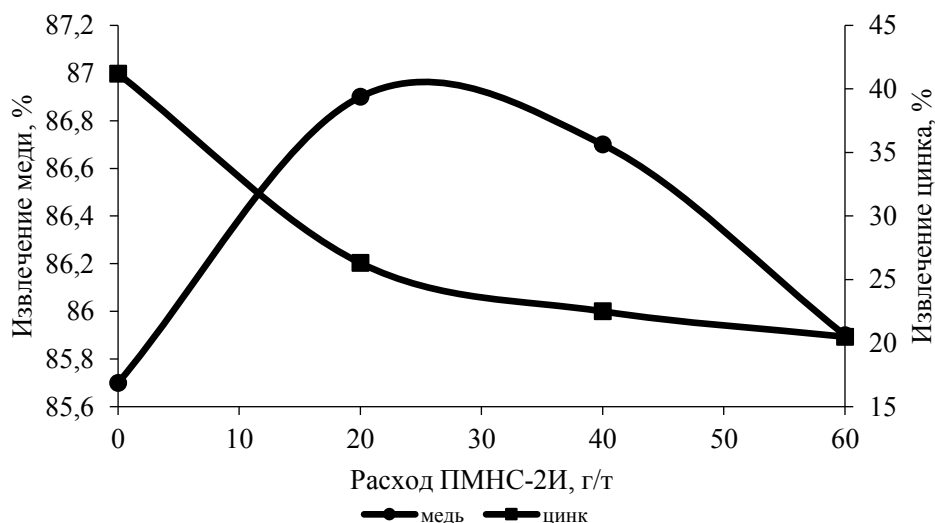


Рисунок 2 – Зависимость извлечения меди и цинка в медный цикл от расхода реагента ПМНС-2И

Таким образом, подача реагента ПМНС-2И в количестве 60 г/т исходной руды в операцию агитации коллективного концентрата перед селективной флотацией позволяет снизить расход традиционных депрессоров цинковых минералов – цинкового купороса и гидросульфида натрия – на 50 % и снизить потери цинковых минералов при сохранении уровня извлечения медных минералов в медный цикл флотации.

Наряду с исследованиями по снижению потерь металлов с различными концентратами с применением того или иного реагента-депрессора, проведены исследования по снижению потерь меди и цинка с хвостами коллективного цикла флотации за счет применения сочетания реагентов-собирателей. В частности, испытан более селективный собиратель, по сравнению с бутиловым ксантогенатом калия (БКК), обладающий вспенивающими свойствами – реагент Кэтгол модификации К-4. Исследования проведены при вариации соотношения БКК к К-4. Результаты приведены на рисунке 3.

На основании результатов исследований отмечено, что в коллективном цикле флотации наиболее эффективно работает соотношение собирателей «БКК: К-4», равное 75: 25, в этом случае наблюдается увеличение извлечения цинка на 5,6 % (с 80,5 до 86,1 %) при сохранении массовой доли меди и цинка. Снижение доли БКК в соотношении «БКК: К-4» приводит к повышению массовой доли ценных компонентов в пенном продукте

коллективного цикла, но при снижении извлечения меди и цинка в коллективный концентрат.

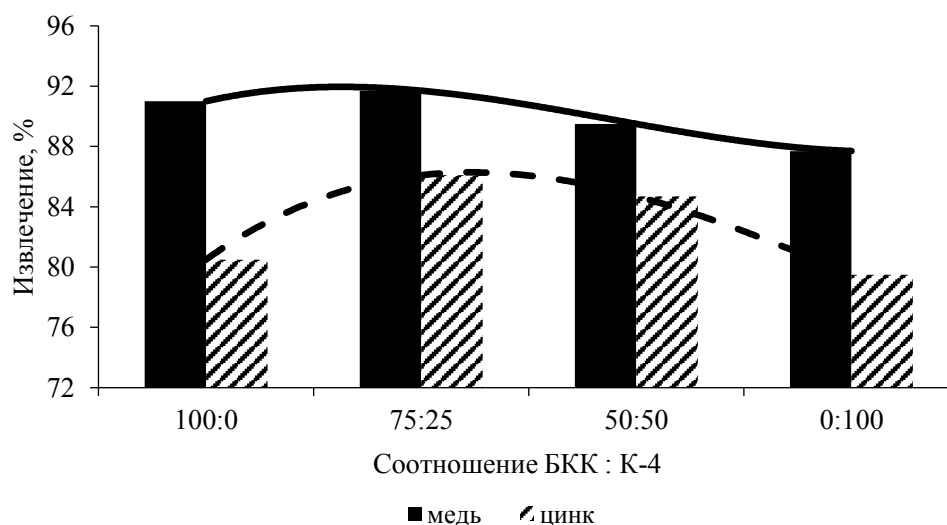


Рисунок 3 – Зависимость извлечения меди и цинка в коллективный концентрат от соотношения БКК: К-4

Таким образом, замена 25 % БКК реагентом К-4 позволит повысить извлечение цинка в коллективный концентрат при сохранении уровня содержания и извлечения меди в концентрат.

Разработанные технологические решения по применению новых флотационных реагентов проверены в контрольных флотационных опытах, выполненных по принципу непрерывного технологического процесса. Сводные результаты приведены в таблице 1.

В результате проведенных контрольных флотационных опытов по принципу непрерывного процесса отмечено, что применение реагента П-2 позволяет повысить извлечение меди в медный концентрат на 2,97 % (с 81,86 до 84,83 %) при одновременном повышении качества медного концентрата на 1 %, а также повысить извлечение цинка в цинковый концентрат на 1,19 % (с 72,98 до 74,17 %), при повышении его качества на 0,43 %.

Таблица 1 – Технологические показатели обогащения медно-цинковой руды Ново-Шемурского месторождения

Наименование продуктов	Выход, %	Массовая доля, %		Извлечение, %	
		медь	цинк	медь	цинк
Без применения новых реагентов					
Медный концентрат	6,30	20,14	5,11	81,86	9,07
Цинковый концентрат	5,17	1,67	50,11	5,57	72,98
С применением реагента «П-2»					
Медный концентрат	6,22	21,14	4,77	84,83	8,36
Цинковый концентрат	5,21	0,94	50,54	3,17	74,17
С применением реагента «ПМНС-2И»					
Медный концентрат	6,08	21,82	4,43	85,59	7,59
Цинковый концентрат	5,25	0,71	50,84	2,40	75,18

Аналогичная картина наблюдается и при подаче реагента ПМНС-2И. Применение этого реагента позволяет повысить извлечение меди в медный концентрат на 3,73 % (с 81,86 до 85,59 %) при одновременном повышении качества медного концентрата на 1,68 %, а также повысить извлечение цинка в цинковый концентрат на 2,2 % (с 72,98 до 75,18 %) при повышении его качества на 0,73 %.

Ультратонкое и тонкое измельчение

Одним из перспективных направлений по достижению максимальной тонины помола сырья, для которого характерна тонкая и эмульсионная вкрапленность ценных минералов друг в друга и вмещающие породы, является ультратонкое бисерное измельчение.

Лабораторные исследования влияния ультратонкого измельчения на технологические показатели обогащения проведены на пробе питания раздельной флотации (цикл селекции коллективного концентрата) медно-цинковой руды Ново-Шемурского месторождения, содержащей 6,86 % меди, 7,85 % цинка и 41,1 % серы.

В ходе исследований была изучена кинетика измельчения исследуемой пробы в шаровой (МШЛ-7) и в бисерной (KD-VGM2) мельницах с определением раскрытия сульфидных минералов в процессе измельчения.

Результаты исследований шарового измельчения, приведенные на рисунке 4, показали, что даже при измельчении исследуемой пробы до крупности 90 % класса -0,071 мм (20-25 % класса -0,02 мм) содержание раскрытых зерен халькопирита составляет 67 %, вторичных медных минералов – 40 %, сфалерита – 66 %.

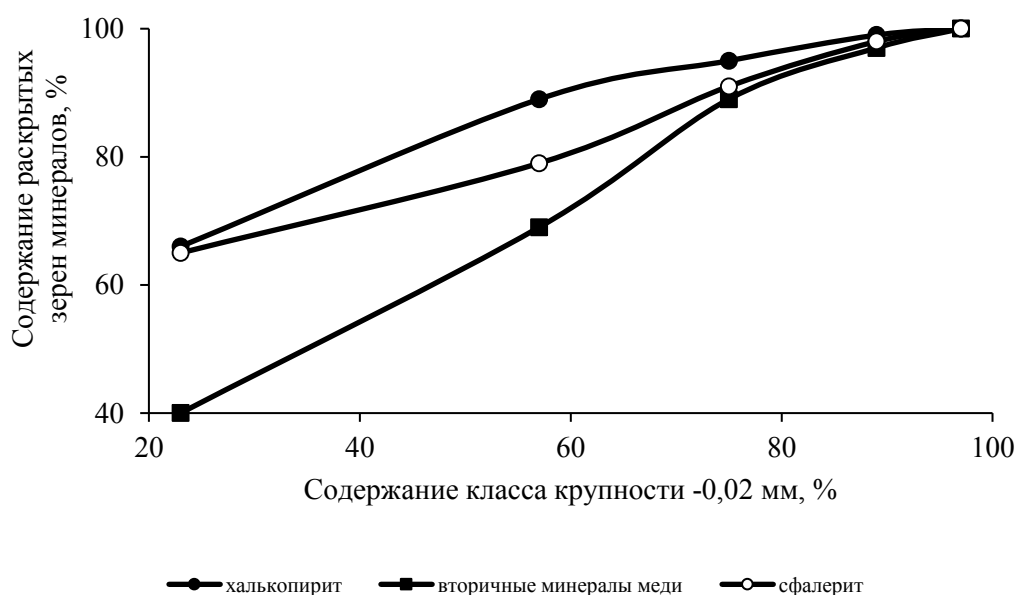


Рисунок 4 – Зависимость степени раскрытия халькопирита (1), вторичных медных минералов (2) и сфалерита (3) от содержания класса -0,02 мм в измельченном продукте

Приемлемое раскрытие ценных минералов (85-95 % раскрытых зерен) наблюдается при содержании класса крупности 0,02 мм на уровне 75 %, что достигается только при ультратонком измельчении пробы в бисерной мельнице. Полное раскрытие сульфидов меди и цинка наблюдается только при измельчении исследуемой пробы в бисерной мельнице до крупности 92-97 % класса -0,02 мм.

На исходной пробе питания разделительной флотации и продукте её измельчения в бисерной мельнице до крупности 75 % класса 0,02 мм проведены флотационные исследования с получением грубых медного и цинкового концентратов. Исследования проведены по схеме, предусматривающей проведение основной и контрольной медных флотаций с получением грубого медного концентрата; проведение основной и контрольной цинковых флотаций на хвостах медного цикла с предварительной активацией цинковых минералов медным купоросом с получением грубого цинкового концентрата и хвостов цинковой флотации (направляются в дальнейшем в отвал). При проведении флотационных опытов реагентный режим принят постоянным. Результаты приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Технологические показатели разделительной флотации с получением грубых медного и цинкового концентратов при вариации тонины помола

Наименование продукта	Выход	Массовая доля		Извлечение	
		медь	цинк	медь	цинк
25 % класса -0,02 мм					
Грубый медный концентрат	48,14	11,99	3,24	90,75	20,71
Грубый цинковый концентрат	20,06	2,25	28,53	7,10	76,00
75 % класса -0,02 мм					
Грубый медный концентрат	40,56	14,92	3,14	92,92	17,45
Грубый цинковый концентрат	26,93	1,25	27,52	5,18	79,52

По результатам лабораторных исследований установлено, что с увеличением в питании разделительной флотации содержания класса -0,02 мм с 25 до 75 % наблюдается повышение извлечения меди в грубый медный концентрат на 2,17 % при одновременном повышении качества грубого медного концентрата на 2,93 %. При этом извлечение цинка в грубый цинковый концентрат также повышается на 3,52 % с 76 до 79,52 % при сохранении качества грубого цинкового концентрата. Потери цинка с грубым медным концентратом снижаются на 3,26 %.

Заключение

Применение новых флотационных реагентов отечественного производства – реагента П-2 и реагента ПМНС марки 2И позволяет повысить технологические показатели обогащения медно-цинковой руды Ново-Шемурского месторождения и снизить расходы депрессоров цинковых минералов в селективном цикле флотации на 50 %.

Ультратонкое бисерное измельчение позволяет увеличить тонины помола руд и достичь требуемого раскрытия сростков сульфидных минералов друг с другом и вмещающими породами по сравнению с традиционным измельчением сырья в шаровых мельницах.

Увеличение тонины помола руды и, как следствие, повышение уровня раскрытия ценных минералов при ультратонком измельчении позволяет увеличить извлечение меди и цинка в одноименные концентраты при одновременном повышении их качества.

УДК 622.778

ПОЛУЧЕНИЕ ИЛЬМЕНИТОВОГО КОНЦЕНТРАТА ИЗ ТИТАНОМАГНЕТИТОВОЙ РУДЫ

Пелевин А.Е.

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

Ильменитсодержащие руды по мере увеличения в них массовой доли ильменита делятся на титаномagnetитовые, ильменит-титаномagnetитовые, титаномagnetит-ильменитовые и собственно ильменитовые. В основном руды классифицируются по массовой доле в них TiO_2 .

Титаномagnetитовые руды характеризуются низкой массовой долей TiO_2 (1-3 %) по сравнению с массовой долей железа (15-20 %). Ильменит из титаномagnetитовых руд не извлекают, так как массовая доля ильменита в рудах весьма низкая (непромышленная). При обогащении этих руд получают только титаномagnetитовый концентрат. К этому типу руд относятся Гусевогорское и Собственно Качканарское месторождения (Свердловская обл.). Руда Гусевогорского месторождения перерабатывается на Качканарском ГОКе с получением только титаномagnetитового концентрата.

Ильменит относится к слабомагнитным минералам с высокой электрической проводимостью. Плотность ильменита составляет 4500-4800 кг/м³. Поэтому в схемах обогащения ильменитовых руд применяется магнитная и электрическая сепарация и аппараты для гравитационного обогащения. При обогащении ильменитсодержащих руд также используется флотация [1].

Массовая доля диоксида титана в ильменитовом концентрате должна быть не ниже 42 %. Высококачественным считается концентрат с массовой долей TiO_2 более 48 %. Массовые доли вредных примесей: $SiO_2 < 4 \%$; $P < 0,1 \%$; $S < 0,5 \%$.

Принципиальная схема обогащения ильменит-титаномagnetитовых руд приведена на рисунке 1. Схема включает цикл получения титаномagnetитового концентрата и цикл получения ильменитового концентрата.

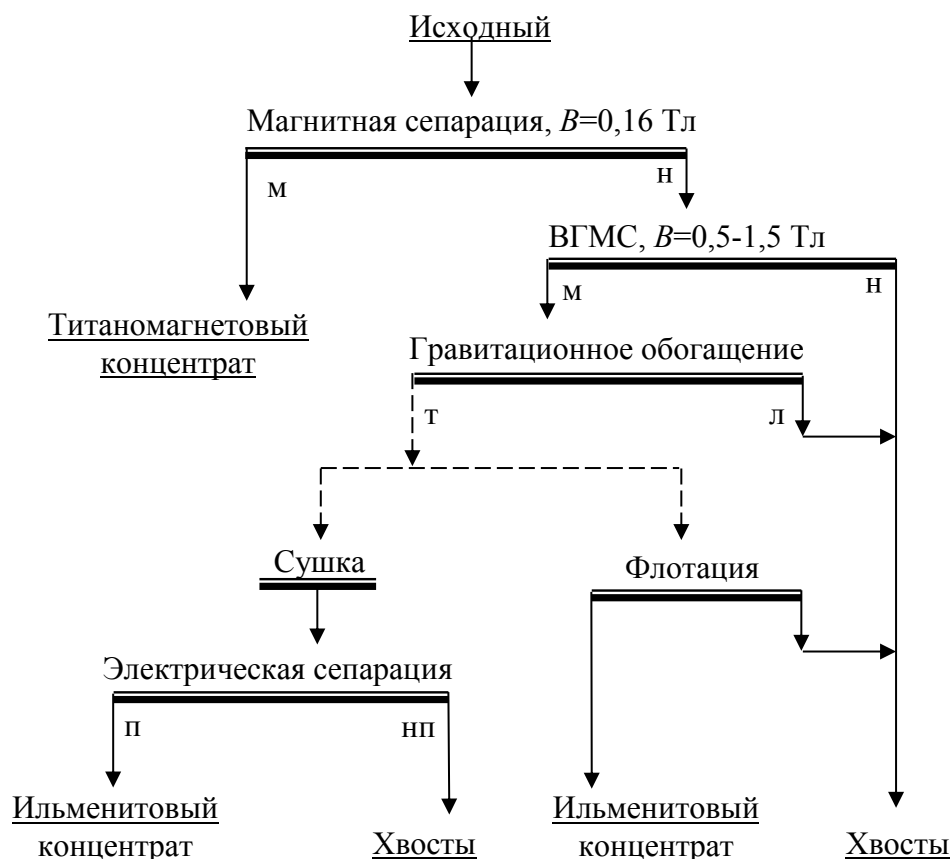


Рисунок 1 – Принципиальная схема обогащения ильменит-титаномагнетитовых руд

Титаномагнетитовый концентрат получают с помощью мокрой магнитной сепарации в слабом поле в барабанных сепараторах после измельчения руды. Немагнитные продукты барабанных сепараторов поступают в цикл получения ильменитового концентрата с использованием комбинированных схем обогащения.

На Кусинской обогатительной фабрике (Челябинская обл.) использовалась гравитационно-флотационная схема. На концентрационных столах получался черновой концентрат, который затем дообогащался на флотационных машинах с получением товарного ильменитового концентрата. На Олёкминской обогатительной фабрике (Амурская обл.), введённой в эксплуатацию в 2008 г., использовалась магнитно-электрическая схема. С помощью высокоградиентных магнитных сепараторов получался черновой ильменитовый концентрат, который затем дообогащался на электрических сепараторах с получением товарного ильменитового концентрата.

Принципиальная схема обогащения ильменит-титаномагнетитовых руд применима и для обогащения титаномагнетитовых руд с получением ильменитового концентрата.

Оценка возможности получения ильменитового концентрата из титаномагнетитовой руды Гусевогорского месторождения исследовалась многократно («Уралмеханобр», «Гиретмет», ИГД УрО РАН и др.). Результаты всех исследований показали, что выход ильменитового концентрата низкий (менее 0,1 % от руды). Применение магнитно-гравитационной схемы позволило получить ильменитовый концентрат с низким качеством (массовая доля диоксида титана 40-42 %), при извлечении диоксида титана от руды 3,23 % («Уралмеханобр»).

Принципиальная возможность получения высококачественного ильменитового концентрата с массовой долей диоксида титана 48 % показана институтом «Гиретмет» (2002 г.) при использовании комбинированной схемы с последовательным магнитным, электрическим и гравитационным обогащением. Однако эти результаты следует признать предварительными, так как заключительное гравитационное обогащение выполнено в тяжёлой жидкости Клеричи (из-за незначительной массы черного ильменитового концентрата).

Исследования возможности получения высококачественного ильменитового концентрата из титаномагнетитовой руды Гусевогорского месторождения, выполненные в 2018-2019 гг. в Уральском государственном горном университете, проведены по комбинированной схеме, приведённой на рисунке 2.

В качестве исходного продукта для получения ильменитового концентрата приняты хвосты второй, третьей и четвёртой стадий мокрой магнитной сепарации в слабом поле (ММС) схемы обогащения титаномагнетитовой руды Гусевогорского месторождения на обогатительной фабрике Качканарского ГОКа.

Хвосты СМС и ММС-I не рассматривались в качестве исходного продукта для получения ильменитового концентрата, хотя их доля в общей доле хвостов составляет порядка 65-70 %. Это связано с тем, что использование хвостов СМС и ММС-I в качестве исходного продукта для получения ильменитового концентрата потребует их измельчения, что приведёт к резкому повышению энергозатрат и к экономической нецелесообразности производства ильменитового концентрата.

Технологический баланс получения ильменитового концентрата из хвостов обогащения титаномагнетитовой руды Гусевогорского месторождения приведён в таблице 1.

В результате обогащения получен высококачественный ильменитовый концентрат с массовой долей диоксида титана 48,66 % при выходе и извлечении от исходной руды 0,13 и 5,27 %, соответственно. Дополнительно получен титаномагнетитовый промпродукт с массовой долей железа 56,12 %, дополнительное измельчение и дообогащение которого позволит увеличить выход титаномагнетитового концентрата на 0,3-0,35 %.

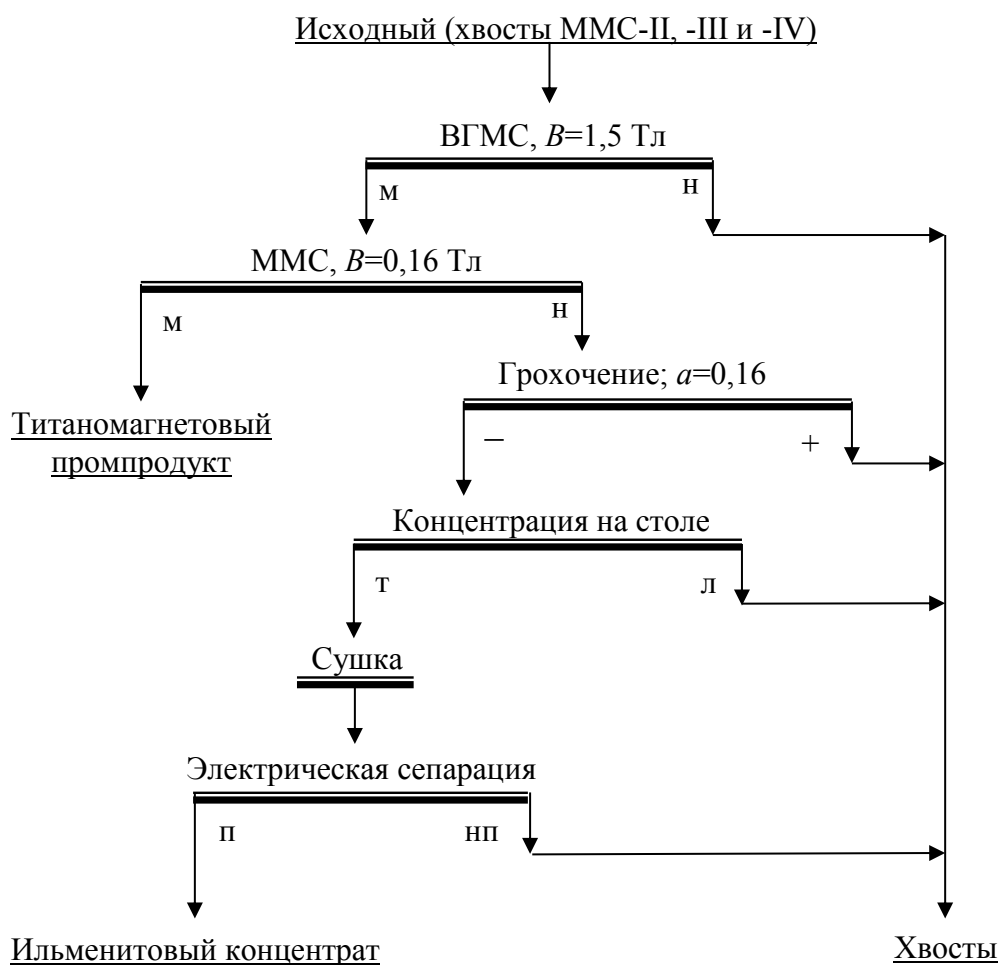


Рисунок 2 – Схема обогащения хвостов ММС с получением высококачественного ильменитового концентрата

Таблица 1 – Технологический баланс получения ильменитового концентрата из хвостов обогащения титаномагнетитовой руды Гусевогорского месторождения

Продукт	Выход, %		Массовая доля TiO_2	Извлечение TiO_2	
	к руде	к хвостам ММС-II,-III,-IV		к руде	к хвостам ММС-II,-III,-IV
Концентрат № 1	0,08	0,29	50,87	3,39	13,76
Концентрат № 2	0,05	0,18	45,12	1,88	7,63
Суммарный ильменитовый концентрат	0,13	0,47	48,66	5,27	21,39
Титаномагнетитовый промпродукт	0,46	1,65	2,16	0,83	3,36
Суммарные хвосты	27,31	97,89	0,81	18,55	75,25
Исходный – хвосты ММС-II,-III,-IV	27,9	100,00	1,06	24,65	100,00

Переработка хвостов мокрого магнитного обогащения позволит повысить комплексность использования титаномагнетитовой руды за счёт получения ильменитового концентрата и за счёт увеличения выхода титаномагнетитового концентрата (основного концентрата).

Список литературы

1. Пелевин А. Е. Магнитные и электрические методы обогащения. Магнитные методы обогащения: учебник. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2018. 296 с.

УДК 622.7

ПРОБЛЕМЫ И РЕШЕНИЯ ПО ОБОГАЩЕНИЮ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ, СОДЕРЖАЩЕГО ТОНКИЕ ШЛАМЫ

Газалеева Г. И.

ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия

Важным моментом в выборе технологии обогащения отходов в целом и шламовых хвостов обогатительных фабрик в частности являются критерии экологической безопасности технологий.

Можно выделить следующие критерии экологической безопасности технологий переработки шламовых хвостов обогатительных фабрик: - максимальная переработка хвостов с получением готовой товарной продукции и минимизацией отходов; - не изменение или снижение класса опасности получаемых отходов при переработке; - комплексность использования хвостов; - вариантность разрабатываемых технологий с выбором оптимальной не только по экономическим преимуществам, но и с точки зрения экологической безопасности; - использование полного оборота воды.

Современные технологии и оборудование дают возможность частично или полностью извлекать полезные металлы и (или) минералы из техногенного сырья. Особенности техногенного сырья следующие: - экологическая опасность различной степени; - залегание на поверхности; - наличие видоизмененных минералов и соединений; - малый размер частиц. Именно малый размер частиц является главной проблемой при обогащении тонких шламов хвостов обогатительных фабрик. Шламовые частицы часто агрегируют друг с другом, не позволяя селективно выделять полезные минералы. Для решения этих проблем в ОАО «Уралмеханобр» найдено несколько довольно эффективных решений [1].

Далее приведены примеры новых разработок внедренных или внедряемых схем переработки шламовых хвостов обогатительных фабрик. Данные варианты соответствуют экологически безопасным технологиям по одному или более критериям и включают оригинальные технические и технологические решения, позволяющие эффективно перерабатывать

хвосты, представленные тонкими частицами. На современном уровне [2] содержание шламовых частиц – это частицы менее 50 мкм и менее 5 мкм в совокупности.

Донской ГОК. В лабораторных и полупромышленных условиях ОАО «Уралмеханобр» в 2016 году были разработаны 5 вариантов схем переработки хромсодержащих шламовых хвостов дробильно-обогажительной фабрики 1 (ДОФ-1) Донского ГОКа (РК). Цель работы состояла в снижении потерь оксида хрома с отходами обогащения – шламовыми хвостами, и получении концентрата с содержанием оксида хрома не менее 49% и хвостов не более 10%.

В результате исследований для технико-экономического сравнения были выбраны 2 технологические схемы: гравитационно-флотационная и гравитационная.

По флотационной схеме получены следующие технологические показатели: выход концентрата 38,95 %, содержание Cr_2O_3 – 49,20 %, извлечение – 75,80 %. Расход реагентов для схемы составил: - кремнефтористого натрия – 450 г/т; - серной кислоты -3000г/т; - керосина – 350 г/т; - флона – 2500 г/т. Содержание твердого в пульпе составило 18-20 %, рН пульпы составил 5-6. Начальные операции обеих сравниваемых схем одинаковы: - отмывка класса + 2,0 мм в бутаре; - грохочение по классу -0,2 мм; - выделение класса + 0,2 мм в хвосты; - двойная классификация класса менее 0,2 мм в гидроциклонах с выделением слива второй классификации в хвосты; - винтовая сепарация песков гидроциклонов с выделением высококачественного хромового концентрата (содержание Cr_2O_3 более 50 %) и легкой фракции, направляемой на тонкое грохочение по классу 0,16 мм, и выделением надрешетного продукта грохота в хвосты.

Далее операции сравниваемых схем отличаются. Гравитационно-флотационная схема включает основную, контрольную и 2 перечистных флотации, после которых флотационный концентрат перечищается на концентрационном столе с выделением конечного концентрата и хвостов. По гравитационной схеме получены следующие технологические показатели: выход концентрата 37,50 %, содержание Cr_2O_3 – 49,08 %, извлечение – 72,80%; выход общих хвостов 62,50 %, содержание Cr_2O_3 – 10,00 %, извлечение – 27,20 %.

Далее был проведен сравнительный укрупненный технико-экономический расчет вариантов. Необходимо отметить, что ТЭП сравниваемых вариантов очень высокие, хотя гравитационно-флотационная схема имеет небольшое преимущество в размере прибыли и сроке окупаемости. Из рассматриваемых критериев экологической безопасности при выборе технологии АО «Донской ГОК» рассматривал практически все.

С точки зрения массового снижения объемов шламовых хвостов с получением готовой продукции оба варианта позволяют на 37-39 % сократить количество хвостов.

С позиции не изменения или снижения класса опасности получаемых отходов при переработке гравитационно-флотационная схема значительно проигрывает гравитационной схеме. Последняя не меняет класс опасности отходов, а первая из-за использования в процессе флотации кислот и других опасных веществ повышает класс опасности на один или два порядка. Комплексного использования хвостов рассматриваемые варианты схем не предполагают, хотя в процессе разработки схем было предложено использовать серпентиниты хвостов в производстве декоративных каменных изделий. Вариантность технологий при выборе также присутствует. В рассматриваемых вариантах предполагается полный оборот воды. Однако, вода с примесью вредных реагентов требует значительных затрат на очистку и осветление. На основании этого при выборе окончательного варианта технологии переработки шламовых хвостов дробильно-обогажительной фабрики 1 Донского ГОКа, компании «Казхром» (Республика Казахстан) предприятием был выбран более экологически безопасный вариант гравитационного обогащения. В настоящее время ведется проектирование по гравитационной схеме.

Хвосты обогащения Солнечного ГОКа представляют собой типичный сложный объект с высоким содержанием шламов и наличием шламуемых полезных минералов. Схемы обогащения коренных оловянных руд сами по себе представляют сложные технологические объекты. Извлечение олова из них редко бывает более 55 %. В случае поликомпонентных руд с наличием минералов вольфрама, мышьяка и сульфидов, схемы обогащения имеют еще более сложную конфигурацию. Общее содержание олова и меди в исходных хвостах составляет 0,33- 0,471 %, меди – 0,37-0,46 %. На рисунках 1 и 2 представлены технологические схемы обогащения оловосодержащих шламовых хвостов Солнечного ГОКа: рис. 1 – коллективная схема получения черновых концентратов, рис. 2 – схема пере-чистки зернового коллективного концентрата.

Особенностью данных схем является применение в голове процесса перед операцией измельчения ультразвуковой обработки шламов, которая позволяет очистить поверхность кварцевых частиц от примазок медных и оловянных минералов и вывести их в хвосты (47 %).

Результаты проверки разработанной схемы показали следующее: - схема позволяет получить общий медный концентрат с содержанием меди 18,28 %, извлечением 60,48 % и выходом 1,29 %. Содержание мышьяка в концентрате составляет 1,98 - 2,04 %; - в результате реализации схемы получен оловянный концентрат с содержанием олова 11,35 %, извлечением 50,88% и выходом 1,3 %. Содержание мышьяка в концентрате составляет 5,14 – 5,16 %; - получены общие отвальные хвосты с выходом 97,41 % с

содержанием олова – 0,139 %, меди – 0,154 %, с извлечением соответствующих металлов – 46,66% и 38,45 %. Извлечение мышьяка в общие хвосты составляет 84,55 %.

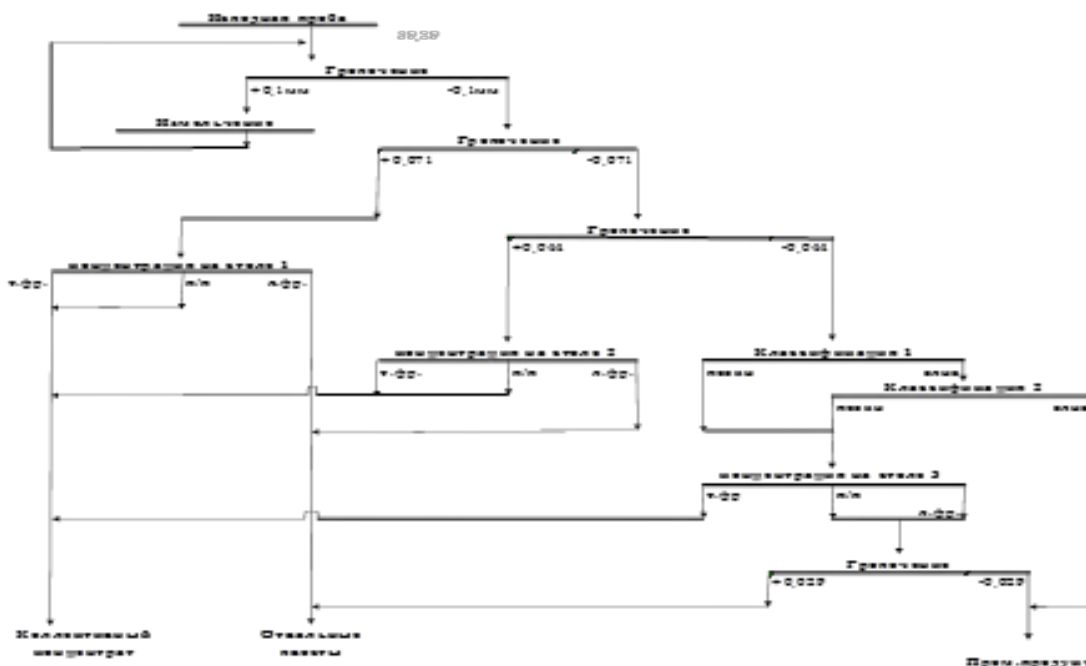


Рисунок 1 – Схема получения коллективных концентратов из оловосодержащих шламовых хвостов Солнечного ГОКа

Был проведен укрупненный технико-экономический расчет предлагаемой схемы переработки оловосодержащих шламовых хвостов Солнечного ГОКа.

Исходя из расчета ТЭП, следует, что разработанная технология является рентабельной, а простой срок окупаемости составляет 7 лет, что для таких проектов удовлетворительно. Заказчик приступил к реализации проекта. Сравнивая экологические критерии разработки схемы обогащения шламовых хвостов с другими схемами видно, что данная схема обладает менее удовлетворительной эффективностью, так как:

- в готовую продукцию выводится всего 2,6 % лежалых хвостов, остальное возвращается в хвостохранилище;
- класс опасности хвостов повышается из-за использования в технологии китайских флотореагентов.

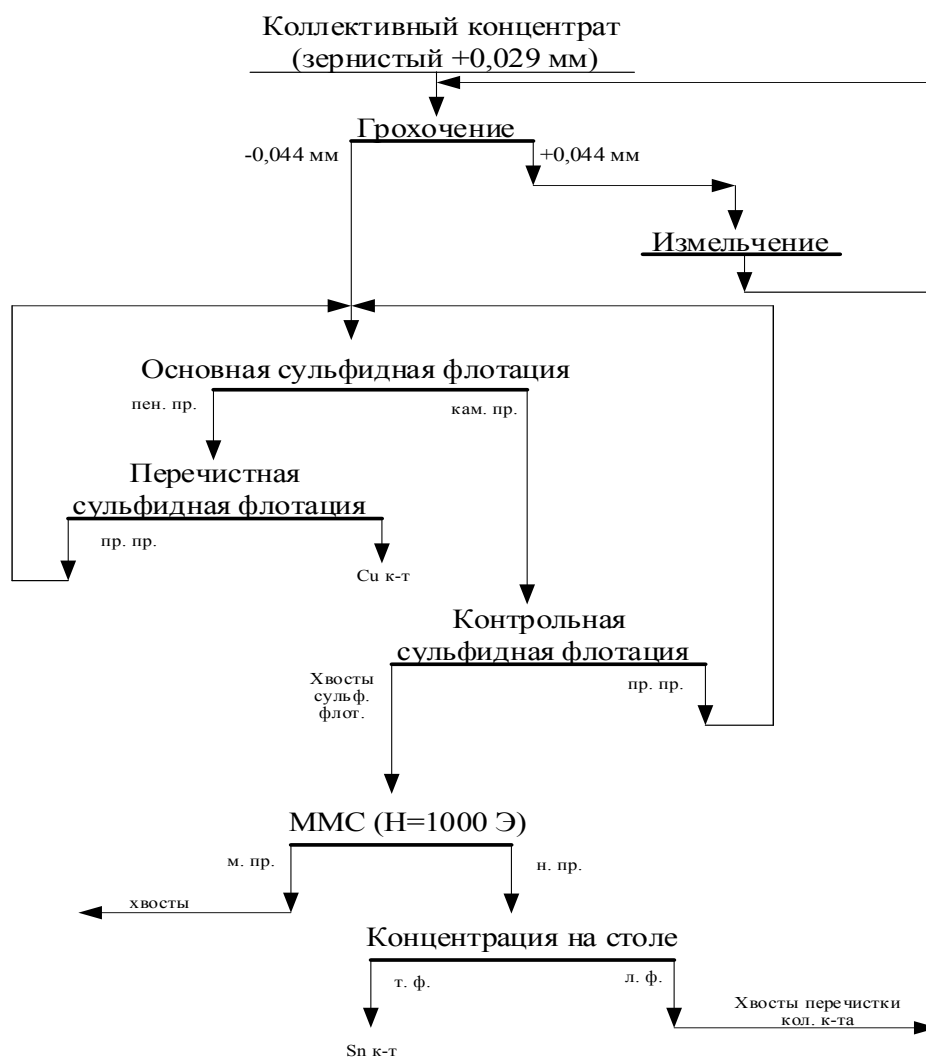


Рисунок 2 – Схема получения медного и оловянного концентратов из зерновых коллективных концентратов

К экологическим преимуществам схемы относится комплексность использования сырья и использование полного водооборота.

Для повышения экологической безопасности схемы были проведены дополнительные исследования по изучению возможности использования хвостов коллективного цикла в качестве строительных материалов, песка строительного и стекольного. Положительные результаты испытаний позволили значительно повысить экологическую эффективность схемы и утилизировать еще 47 % лежалых хвостов.

Список литературы

1. Г.И. Газалеева, Л.Н. Назаренко, В.Н. Шигаева. Разработка технологической схемы обогащения черного концентрата, содержащего тонкие шламы минералов олова и меди.// Обогащение руд// - 2018 - № 6.-С.38-43.
2. Г.И. Газалеева, Е.В. Братыгин, И.А.Власов, С.В. Мамонов, А.А. Рогожин, А.В. Курков. Влияние тонких шламов на выбор схем рудоподготовки ниобиевых руд //«Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых», 2016 г. № 1, С-170-178.

ОСОБЕННОСТИ КОНТАКТНОЙ И БЕСКОНТАКТНОЙ ПОЛЯРИЗАЦИИ ЧАСТИЦ СУЛЬФИДНЫХ МИНЕРАЛОВ ПРИ ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКОЙ ХЛОРИНАЦИИ

Морозов Ю.П.¹, Шевченко А.С.¹, Киселёв М.Ю.²

¹ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Россия

²АО «Уралэлектромедь», г. Верхняя Пышма, Россия

К перспективным способам извлечения металлов из сульфидных руд относятся различные виды хлоринации, в частности, электрохимическая хлоринация (ЭХХ), которая заключается в получении растворяющих агентов путем электролиза растворов хлористого натрия, соляной кислоты или их смесей [1,2].

При электрохимической хлоринации пульпы происходит поляризация сульфидных частиц, которая выражается в изменении структуры двойного электрического слоя и величины потенциала поверхности [3].

Возможны варианты контактной и бесконтактной поляризации электропроводных частиц.

Контактная поляризация частиц происходит при непосредственном контакте частиц с токоподводящим электродом. При этом частицы приобретают знак заряда, одноименный со знаком заряда контактирующего электрода.

При контактной поляризации электропроводных частиц в пульпе определяющее значение для возбуждения электрохимических реакций на поверхности частиц имеет сопротивление контакта между частицей и токоподводящим электродом $R_{\text{кон}}$. Чем меньше $R_{\text{кон}}$, тем выше ток через частицу и тем выше скорость протекания возбуждаемых на ее поверхности электрохимических реакций.

Для частиц в жидкой фазе пульпы контактное сопротивление обусловлено сопротивлением туннельного перехода электронов через пленку электролита, разделяющую частицу и токоподводящий электрод. Контактное сопротивление в данном случае определяется по формуле [4, 5]:

$$R_{\text{кон}} = \left[\frac{2 \cdot 10^{-5}}{\pi \cdot a} \right] \exp(1,92 \cdot 10^8 S_0), \text{ Ом} \quad (1)$$

где a – радиус частицы, м;

S_0 – толщина пленки электролита, м.

Результаты расчетов контактного сопротивления между токоподводящим электродом и электропроводной частицей, обусловленного туннельным переходом электронов, приведены в таблице 1.

Из формулы (1) и таблицы 1 следует, что чем больше будет размер частиц и чем меньше будет толщина пленки, тем меньше будет контактное сопротивление.

Таблица 1 – Контактное сопротивление туннельного перехода электронов через пленку электролита

Радиус частицы, мкм	Контактное сопротивление $R_{кон}$, Ом		
	Толщина пленки электролита, мкм		
	0,1	0,01	0,001
1000	1 388 527,2	0,04	0,008
500	2 777 054,5	0,09	0,015
100	1 388 527,3	0,43	0,077
10	13 885 272,7	4,34	0,718

Толщина пленки электролита S_0 для обеспечения туннельного перехода электронов и обеспечения контактной поляризации частиц в пульпе должна быть порядка 0,01 мкм и ниже.

В случае, когда электропроводные частицы будут плотно прижаты к токоподводящему электроду и друг к другу, реализуется так называемый «каркасный» механизм контактной поляризации. В этом случае все электропроводные частицы приобретают знак заряда токоподводящего электрода, и на их поверхности протекают электрохимические реакции. В случае анодной поляризации частиц в «каркасном» электроде скорость растворения электропроводных частиц резко возрастает.

Другой механизм контактной поляризации частиц реализуется в так называемом «суспензионном» электроде [6, 7], когда частицы при перемешивании суспензии контактируют с токоподводящим электродом, заряжаются от него и при контакте с другими частицами передают им заряд.

Процессы электрохимической хлоринации могут быть реализованы при бесконтактной поляризации электропроводных частиц, когда подвод электрического тока к частице и отвод от нее осуществляется в виде ионов. Частицы в данном случае поляризуются биполярно. Поверхность частицы, направленная к аноду, поляризуется катодно, а поверхность частицы, направленная к катоду, поляризуется анодно. На катодной стороне частицы возбуждаются катодные, а на анодной – анодные электрохимические реакции.

Величина электрического тока, а следовательно, плотность тока на анодной и катодной сторонах биполярных частиц, кроме сопротивления самой частицы, будут определяться сопротивлением торможения разряду ионов на анодной и катодной сторонах частицы (R_T).

Сопротивление R_T исследовано экспериментально в электрохимической ячейке, общий вид которой приведен на рисунке 1.

Электрохимическая ячейка состоит из корпуса 1, установленных в него на расстоянии 600 мм друг от друга токоподводящих анода 2 и катода 3, модельной частицы, состоящей из медных пластин 4, подсоединенных к амперметру 5 и разделенных изолирующей прокладкой 6. Ширина корпуса 1 и токоподводящих электродов составляла 26 мм. Модельные частицы

выполнены шести типоразмеров разной ширины, перекрывающих поперечное сечение электролита на 100; 93,25; 87,5; 75,0; 50,0; 25,0; 12,5 %.

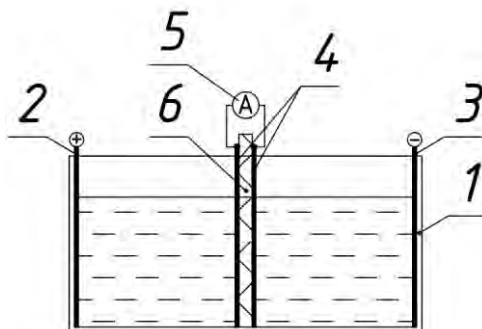


Рисунок 1 - Электрохимическая ячейка с модельной частицей:
1 – корпус; 2- токоподводящий анод; 3 – токоподводящий катод;
4 – медные пластины модельной частицы; 5 – амперметр;
6 – изолирующая прокладка

Исследование электрических параметров электрохимической системы проводили следующим образом.

В электрохимическую ячейку заливали раствор NaCl концентрацией 50 г/л объемом 650 мл, от источника постоянного тока подавали напряжение (U) на электроды 2, 3, устанавливали ток (J) через электрохимическую систему 0,1 А, фиксировали напряжение на электродах и рассчитывали общее сопротивление цепи ($R_{\text{общ}}$) при отсутствии в электрохимической ячейке модельной частицы и при установке в нее поочередно каждую из модельных частиц. Поскольку сопротивление составляет незначительную величину, сопротивление R_T для модельной частицы, полностью перекрывающей поперечное сечение электролита, определено разницей между сопротивлением системы с модельной частицей и без нее.

Для случаев, когда модельная частица перекрывает поперечное сечение электролита частично R_T определили согласно закону Ома по снижению площади модельных частиц. Для заданных условий рассчитаны значения разности потенциалов (ΔU) на пластинах модельных частиц путем умножения (R_T) на ток ($J_{\text{ч}}$), проходящий через модельную частицу.

Результаты экспериментов по определению электрических параметров системы приведены в таблице 2.

Анализ результатов таблицы 2 показывает, что увеличение степени перекрытия поперечного сечения электролита модельной частицей приводит к увеличению общего сопротивления системы $R_{\text{общ}}$, к росту доли электрического тока через модельную частицу $J_{\text{ч}}$ по отношению к $J_{\text{общ}}$. В заданных условиях разность потенциалов на пластинах модельной частицы $\Delta U = 0,64$ В. При полном перекрытии сечения электролита наблюдается скачек ΔU до 1,6 В.

Таблица 2 – Электрические параметры электрохимической системы в режимах без модельных частиц и с модельными частицами

Степень перекрытия электролита, %	Ток через модельную частицу ($J_ч$), А	Сопротивление, Ом		Разность потенциалов на частицах, ΔU , В
		$R_{общ}$	$R_г$	
0	-	100	-	-
12,5	0,005	101	128	0,64
25	0,01	102	64	0,64
50	0,02	104	32	0,64
75	0,027	110	24	0,64
87,5	0,032	113	20	0,64
93,75	0,035	114,5	18	0,64
100	0,1	116	16	1,6

Сравнительный анализ контактной и бесконтактной поляризации частиц показывает, что с точки зрения анодного растворения частиц сульфидных минералов предпочтительной является анодная контактная поляризация частиц, при которой на всей поверхности сульфидной частицы возбуждаются анодные окислительные процессы. При этом предпочтительными для растворения сульфидных минералов и золота являются режимы анодной поляризации, при которых протекают реакции образования молекулярного хлора. При этом для увеличения скорости растворения золота рекомендуется подкисление раствора соляной кислотой.

Наиболее эффективно процессы растворения сульфидных минералов и благородных металлов будут проходить при образовании растворяющих агентов (молекулярного хлора, хлорноватистой кислоты, хлорного железа) непосредственно на поверхности частиц при их анодной контактной поляризации.

Выявленные закономерности поляризации частиц сульфидных минералов раскрывают возможности совершенствования технологии и техники электрохимической хлоринации за счет реализации анодной контактной поляризации электропроводных частиц с возбуждением реакций образования хлорсодержащих растворяющих агентов непосредственно на поверхности этих частиц.

Список литературы

1. Космухамбетов А.Р. Научные основы оксигидрохлоринационных электрохимических процессов и их применение в гидрометаллургии цветных, редких и благородных металлов. – Автореф. дисс... докт. техн. наук. – Алматы, 2006. - 40 с.
2. Лобко С.В. Электрохлорирование вторичного сырья, содержащего благородные металлы, с использованием объемного токопровода/С.В. Лобко, Е.А. Кузас, С.С. Набойченко, В.Н. Воинов // Цветные металлы, 2017, № 3. – С. 45-49.
3. Скорчеллетти В.В. Теоретическая электрохимия. –Л.: «Химия», 1974. - 568 с.
4. Воган Д., Крейг Дж. Химия сульфидных минералов. – М.: «Мир», 1981. – 576 с.
5. Holman R. Electric contacts. – Stockholm: «Cebres», 1946. – 398 p.
6. Лосев А.В., Петрий О.А. Суспензионные и псевдооживленные электроды // Итоги науки и техники. Электрохимия. – М: ВИНТИ. – 1979. Т. 14. – С. 120-167.

7. Письмен Л.М. Макрокинетика электрохимических реакций на суспендированном электроде. 1. Кинетические уравнения и предельные режимы // Электрохимия. – 1973. Т.9. № 8 – С. 1199-1203.

УДК 622.7

ОБОГАТИМОСТЬ МНОГОКОМПОНЕНТНЫХ РУД ПРИ РАЗЛИЧНЫХ АЛГОРИТМАХ РЕНТГЕНОРАДИОМЕТРИЧЕСКОЙ СЕПАРАЦИИ

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

¹ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Россия

²ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия

Обогащение многокомпонентных руд всегда являлось одной из сложных задач, так как ставит перед собой целью извлечение нескольких полезных компонентов в коллективные или селективные концентраты. Традиционно эта задача решается путём глубокого флотационного обогащения с применением различных, часто весьма разветвлённых, схем обогащения [1].

С развитием информационных методов обогащения, позволяющих выделять коллективные и селективные продукты в крупности от 300 до 30 мм, акцент при построении технологических схем обогащения может быть смещён в первые стадии рудоподготовки [2, 3].

В отличие от методов глубокого обогащения, например, флотации, информационные методы не могут включать в себя многооперационные схемы. Чаще всего схема информационного обогащения состоит из одной или двух последовательных операций. Получаемый продукт обогащения, особенно при разделении многокомпонентных руд, чаще всего будет либо коллективным концентратом ценных компонентов в случае предварительного обогащения, либо отвальными коллективными хвостами в случае предварительной концентрации [2, 3].

Среди информационных методов обогащения наиболее информативным для целей предварительного обогащения является рентгенофлуоресцентный метод, так как именно этот метод позволяет оценить содержание в куске нескольких компонентов одновременно, а также выполнять разделение руды по комплексным алгоритмам, учитывающим массовую долю каждого из учитываемых компонентов [3].

Впервые теоретический подход к сортировке одно- и многокомпонентных руд с использованием комплексных алгоритмов был описан в работах Литвинцева Э. Г. [4, 5] применительно к радиометрической сепарации, являющейся одним из методов информационного обогащения. Литвинцевым Э. Г. предложены два типа алгоритмов – R и Z, – где под алго-

ритмом понимается процедура отнесения куска к хвостам или концентрату по величине измеренного параметра разделения.

R-алгоритм в качестве границы разделения использует формулу вида

$$R=C_1\alpha_1+C_2\alpha_2+C_3\alpha_3,$$

где C_1, C_2, C_3 – числовые коэффициенты для отдельных компонентов;

$\alpha_1, \alpha_2, \alpha_3$ – массовая доля компонента в сортируемых кусках руды.

Сортировка кусков ведётся по численному значению границы разделения R . Число коэффициентов и их величина зависят от числа учитываемых компонентов, среднего содержания компонентов в руде и конъюнктуры рынка.

При реализации Z-алгоритма по каждому компоненту задают отдельные границы – λ , которые затем можно объединять логическими функциями в единый алгоритм и вести тем самым разделение как по одному, так и сразу по двум или трём компонентам. Например, при сортировке руды одновременно по трём компонентам объединённый Z алгоритм может быть записан как:

$$\alpha_1 \leq \lambda_1 \text{ и } \alpha_2 \leq \lambda_2 \text{ и } \alpha_3 \leq \lambda_3,$$

где $\lambda_1, \lambda_2, \lambda_3$ – граничные значения массовой доли для 1-го, 2-го и 3-го компонентов.

Оба типа алгоритмов в основном рассматриваются применительно к задаче предварительной концентрации, в которой предполагается получение коллективных отвальных хвостов обогащения. В настоящее время разработкой методик, алгоритмов для разделения различных видов сырья и оборудования, реализующего данные алгоритмы, занимаются как в России [6-9], так и за рубежом [10-11].

Возможность обогащения двухкомпонентных руд в крупнокусковом виде методом рентгенофлуоресцентной сепарации нашла подтверждение в ряде исследований [6, 8, 12, 13].

В настоящее время представляет интерес изучения обогатимости трёхкомпонентной руды. Поля корреляций, построенные по двум компонентам, позволяют выбрать первоначальный вид алгоритма разделения, в случае же руды с тремя учитываемыми компонентами корреляционные зависимости между всеми компонентами одновременно можно представить только в виде трёхмерной модели, что представляется довольно сложной задачей.

Оценку обогатимости многокомпонентной руды целесообразно начинать с оценки предельной обогатимости [14].

Для изучения предельной обогатимости взята выборка кусков полиметаллической трёхкомпонентной руды с известными массовыми долями каждого из трёх компонентов. Массовые доли меди, свинца и цинка в пробе составили $\alpha_{срCu}=0,24$ %; $\alpha_{срPb}=1,11$ % и $\alpha_{срZn}=3,98$ % соответственно. Затем было выполнено имитационное моделирование разделения пробы с использованием R- и Z-алгоритмов для различных границ разделения.

При разделении с использованием R-алгоритма граница разделения варьировалась как по величине от минимального до среднего по выборке значения, так и с учётом численных коэффициентов.

Полученные результаты разделения позволили выявить несколько тенденций. Возможно получение выхода хвостов свыше 40 % при этом накопленная относительная массовая доля полезных компонентов в хвостах при границе разделения равной среднему по выборке значению составляет $(0,22-0,28)\alpha_{\text{срCu}}$; $(0,10-0,18)\alpha_{\text{срPb}}$; $(0,16-0,39)\alpha_{\text{срZn}}$ для различных весовых коэффициентов. Выход хвостов при одной и той же границе разделения будет меняться для различных весовых коэффициентов, причём при равном соотношении ценных компонентов выход будет наименьшим.

Если выбирать границу разделения с учётом ограничений по содержанию ценных компонентов в хвостах, то большее влияние будет оказывать элемент, среднее содержание которого является максимальным в пробе.

Массовая доля ценных компонентов в полученных при разделении по разным границам концентратах в целом превышает средние значения в два и более раза, что свидетельствует о возможности предварительного обогащения с высокими технологическими показателями.

При разделении с использованием Z-алгоритмов границы разделения принимались по каждому из компонентов отдельно, по парам компонентов и по всем трём компонентам одновременно.

Полученные результаты показали следующее: в целом, выходы хвостов получаемые по различным Z-алгоритмам отличаются незначительно. Однако, вид выбранного Z-алгоритма оказывает влияние на качество получаемых хвостов и потери в них ценных компонентов. Минимальные потери ценных компонентов с хвостами будут при разделении по трём компонентам одновременно.

Для дальнейшего изучения обогатимости многокомпонентных руд рентгенорадиометрическим методом при различных алгоритмах разделение планируется продолжить исследования на других выборках кусков с другими видами минерального сырья с целью оптимизации вида и параметров алгоритмов разделения.

Список литературы

1. Абрамов А. А. Технология переработки и обогащения руд цветных металлов. Том 3. Книга 1. Рудоподготовка и Cu, Cu-Py, Cu-Fe, Cu-Mo, Cu-Zn руды. Книга 2. Pb, Pb-Cu, Zn, Pb-Zn, Pb-Cu-Zn, Cu-Ni, Co-, Bi-, Sb-, Hg-содержащие руды. Горная книга. 2005.
2. Цыпин Е. Ф. Обогащение в стадиях рудоподготовки: научн. монография – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2015. – 303 с.
3. Цыпин Е. Ф. Предварительное обогащение // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. 2001. № 4–5. С. 82–104.
4. Литвинцев Э. Г. Комплексообразование радиометрических методов при сепарации одно- и многокомпонентных руд // Обогащение руд. 1984. № 3. – С. 15-17.

5. Литвинцев Э. Г. Критерии технологической эффективности радиометрического обогащения одно- и многокомпонентных руд // Экспресс-информация: ВИЭМС. Сер.: Лабораторные и технологические исследования обогащения минерального сырья. Отечественный производственный опыт. 1984. № 5. – С. 1-8.
6. Цыпин Е. Ф., Овчинникова Т. Ю., Колтунов А. В., Постникова А. С. Алгоритмы разделения и обогатимость бедной медно-никелевой руды при использовании рентгенофлуоресцентного метода // Известия вузов. Горный журнал. 2014. № 6. – С. 136-142.
7. Цыпин Е. Ф., Овчинникова Т. Ю., Ефремова Т. А., Пестов В. В. Построение технологических схем предварительного обогащения многокомпонентных руд // Обогащение руд. 2016. №5. – С. 8-13.
8. Овчинникова Т. Ю., Елизаров Д. Б., Ефремова Т. А., Колтунов А. В. Особенности предварительной концентрации многокомпонентных руд // Мат-лы XXI Международной научно-технической конференции, проводимой в рамках Уральской горнопромышленной декады «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья» Екатеринбург. Изд-во «Форт Диалог-Исеть». 2016. – С. 268-272.
9. Цыпин Е. Ф., Овчинникова Т. Ю., Ефремова Т. А., Елизаров Д. Б. Кластер информационных методов обогащения полезных ископаемых // Горно-информационный аналитический бюллетень. Спец. вып. 23. 2017. С. 483-493
10. Knapp H., Neubert K., Wotruba H. Simulation of sensor-based on drill core analysis // Proceedings of the XXVII International Mineral Congress. Santiago, Chile, 2014. Chapter 16. Classification, screening and sorting. – P.21-30.
11. 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.
12. Ефремова Т. А., Цыпин Е.Ф., Овчинникова Т. Ю., Мамонов С. В., Елизаров Д. Б. Рентгенофлуоресцентная сепарация полиметаллической руды // Известия вузов. Горный журнал. № 7. 2017. – С. 113–119.
13. Рентгенорадиометрическая сепарация медно-цинковых руд / Е. Ф. Цыпин, Н. М. Тююшева, С. Г. Комлев и др. // Цветные металлы. 1992. № 12. – С. 58–91.
14. Цыпин Е. Ф., Никифоров Д. В. Предельная обогатимость и возможности её формирования // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. 2001. № 4-5. С. 21–33.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ РЕАГЕНТНОГО РЕЖИМА МОЛИБДЕНОВОЙ ФЛОТАЦИИ С ПРИМЕНЕНИЕМ КРИТЕРИЯ ОПТИМИЗАЦИИ – ФУНКЦИИ ПРИВЕДЕННЫХ ПОТЕРЬ

Эрдэнэзул Жаргалсайхан¹, Морозов В. В.¹, Тумэн-Аюуш Батмунх²

¹ФГАОУ ВО Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва, Россия

²КОО «Предприятие «Эрдэнэт», г. Эрдэнэт, Монголия

Для выбора реагентных режимов флотационного обогащения применяются метод крутого восхождения Бокса-Уилсона с элементами полного или дробного факторного эксперимента [1]. Для простых процессов его применение в целом не сопровождается методическими трудностями и заключается в последовательном приближении к области оптимальных па-

раметров реагентного режима, отвечающих наилучшему протеканию технологического процесса [2].

Однако при оптимизации процессов рудоподготовки и флотационного обогащения полиметаллических руд часто возникают затруднения, связанные с наличием нескольких полезных компонентов [3,4] и необходимости учитывать влияние качества получаемых концентратов на их конечную стоимость [5].

Перспективным путем является применение комплексных критериев оптимизации, учитывающих влияние нескольких факторов на конечную эффективность процесса флотации. Одним из таких критериев, разработанным для ГОКа Эрдэнэт [6], является приведенная стоимость теряемых ценных компонентов.

Задачей настоящих исследований была проверка эффективности использования критерия приведенных потерь в методе оптимизации Бокса – Уилсона с применением факторного планирования эксперимента.

Процесс разделения медно-молибденового концентрата предусматривает операцию десорбции собирателя сернистым натрием, доизмельчение и флотацию в развитой схеме с 7 перемешивающими и двумя контрольными операциями. В качестве собирателя молибдена используют дизельное топливо. Применяемый вспениватель – МИБК.

Процесс молибденовой флотации с позиции его оптимизации также относится к сложным, поскольку обеспечивает одновременное получение медного и молибденового концентратов. В качестве критерия эффективности предложено использовать новый экономический критерий - функцию потерь Q_t^m , выраженную в виде стоимости теряемых металлов и потерь вследствие снижения качества концентрата в молибденовой флотации:

$$Q_t^m = \varepsilon_{Mo}^* \alpha_{Mo} C_{Mo} + \varepsilon_{Cu}^* \alpha_{Cu} C_{Cu} + (\beta_{Cu} - 1) C_{\beta}, \quad (1)$$

где ε , ε^* , C ; извлечение, потери, цена металла в концентрате;

α - содержание в медно-молибденовом концентрате меди (Cu), молибдена (Mo),

β_{Cu} - содержание меди в молибденовом концентрате,

C_{β} – потери стоимости концентрата при превышении массовой доли меди.

Представленные на рис. 1 зависимости извлечений металлов в молибденовой флотации показывают, что по отдельным параметрам (извлечениям меди, молибдена, качеству концентрата) затруднительно определить наилучшие условия технологического процесса. Поиск оптимальных условий процесса проводится с использованием функции приведенных потерь в молибденовой флотации Q_t^m . Принцип применения Q_t^m поясняется на зависимостях показателей процесса разделения медно-молибденового концентрата от расхода сернистого натрия, представленных на рисунке 2. В рассматриваемом случае отчетливо проявляется минимум функции зависимости критерия приведенных потерь от расхода сернистого натрия, что

позволяет рассматривать этот критерий как основной при оптимизации процесса молибденовой флотации.

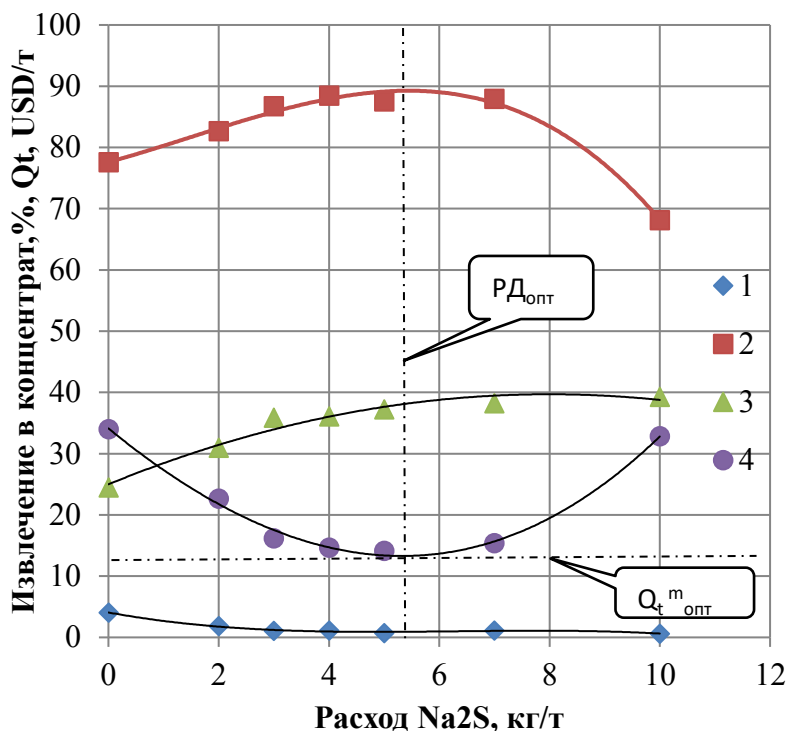


Рисунок 1. Зависимости извлечения меди (умноженное на 10) (1), молибдена (2), содержания молибдена в молибденовом концентрате (3) и критерия приведенных потерь (4) от расхода сернистого натрия в сгущение и десорбцию медно-молибденового концентрата

В представленной в таблице 1 матрице факторного эксперимента, предназначенного для получения регрессионной модели молибденовой флотации, производится варьирование трех факторов: расхода сернистого натрия (РС), расхода керосина (РК) и вспенивателя (РВ). Базовый уровень переменных: РС = 6 кг/т, РК = 340 г/т; РВ = 45 г/т. Эти параметры соответствуют опыту технолога для процесса молибденовой флотации. Измеряемыми параметрами являлись: содержание меди и молибдена в коллективном к-те ($\alpha_{Cu,Mo}$); содержание молибдена и меди в коллективном к-те ($\alpha_{Mo,Cu}$); содержание молибдена и меди в молибденовом к-те ($\beta_{Mo,Cu}$); потери меди в молибденовом к-те ε_{Cu}^* , %; извлечение молибдена в молибденовом к-т, ε_{Mo} , %. По перечисленным показателям рассчитывался критерий оптимизации Q_t^m .

С использованием совокупности известных расчетных уравнений [2] были получены регрессионные уравнения первого порядка, описывающие изменение показателей процесса при изменении расходов реагентов в выбранных интервалах варьирования:

$$\beta_{Mo} = 35,24 - 0,44 PC - 0,67 PK + 0,46 PB \quad (2)$$

$$\varepsilon_{Cu}^* = 0,86 - 0,03 PC + 0,07 PK - 0,06 PB \quad (3)$$

$$\varepsilon_{Mo} = 77,8 - 6,25 PC - 0,47 PK + 0,17 PB \quad (4)$$

$$Q_t^m = 27,0 + 6,18 PC + 0,93 PK - 0,63 PB \quad (5)$$

Таблица 1 – Результаты факторного эксперимента по оптимизации реагентного режима основной операции разделения медно-молибденового концентрата (1-й шаг)

№	PC, кг/т	PK, г/т	PB, г/т	$\alpha_{Cu}, \%$	$\alpha_{Mo}, \%$	$\beta_{Cu}, \%$	$\beta_{Mo}, \%$	$\varepsilon_{Cu}^*, \%$	$\varepsilon_{Mo}, \%$	Q_t^m
1	7	400	50	23,67	0,24	4,34	33,81	0,89	68,75	36,50
2	7	400	40	23,67	0,24	3,73	35,39	0,77	71,96	32,29
3	7	280	50	23,67	0,24	3,01	36,75	0,61	73,50	29,47
4	7	280	40	23,67	0,24	4,88	33,24	1,07	72,02	34,46
5	5	280	40	23,67	0,24	3,01	37,25	0,70	85,05	18,52
6	5	280	50	23,67	0,24	3,48	36,41	0,80	82,53	21,82
7	5	400	40	23,67	0,24	4,7	33,26	1,17	81,49	25,26
8	5	400	50	23,67	0,24	3,58	35,81	0,88	87,14	17,68
Суммарное среднее						3,84	35,24	0,86	77,80	27,00

Если принимать решение по регрессионным уравнениям потерь меди и извлечения молибдена (уравнения 3, 4), то возникает неопределенность в части изменения расхода сернистого натрия, поскольку увеличение его расхода, согласно коэффициентам в уравнениях, ведет к снижению извлечения (увеличения потерь) обоих металлов. Аналогичная неопределенность сохраняется при выборе изменения расходов керосина и вспенивателя. Однозначные решения по изменению базовых расходов реагентов на втором шаге ПФО могут быть приняты только при использовании критерия приведенных потерь. Исходя из коэффициентов при переменных уравнения 5 принято решение: о снижении расхода сернистого натрия, снижении расхода керосина и увеличении расхода вспенивателя. Базовые расходы второго шага ПФО составили: PC = 5,38 г/т; BK = 335,4 г/т; PB = 44,68 г/т.

На втором шаге (во второй серии) ПФЭ удалось улучшить все показатели: извлечение молибдена возросло на 6,6%, потери меди сократились на 0,12%, массовая доля молибдена возросла на 2,26%. На базе результатов матрицы ПФЭ с использованием расчетных уравнений были получены новые регрессионные уравнения первого порядка, описывающие изменение показателей процесса при изменении расходов реагентов.

Коэффициенты при расходе керосина и вспенивателя поменяли знак. Можно констатировать что эти расходы близки к оптимальным. Об этом также говорит снижение абсолютных значений коэффициентов. Как и в предыдущих случаях, при использовании локальных регрессионных уравнений для локальных параметров сохраняется неопределенность в выборе направления дальнейшей корректировки расходов реагентов. При исполь-

зовании критерия приведенных потерь такой неопределенности нет и базовые расходы следующего (третьего) шага составили: $\alpha = 5,23$ г/т; $\beta_{\text{Cu}} = 337,8$ г/т; $\beta_{\text{Mo}} = 44,54$ г/т.

На третьем шаге ПФЭ удалось улучшить все показатели: извлечение молибдена возросло на 1,71%, потери меди сократились на 0,01%, массовая доля молибдена возросла на 1,46%. С использованием регрессионного уравнения для критерия приведенных потерь была проведена дальнейшая корректировка базовых расходов реагентов, которые составили: $\alpha = 5,21$ г/т; $\beta_{\text{Cu}} = 338,7$ г/т; $\beta_{\text{Mo}} = 44,52$ г/т. Учитывая малые значения коэффициентов, был сделан вывод, что область оптимального реагентного режима достигнута. Базовые расходы реагентов для следующего шага были приняты как соответствующие оптимальному режиму.

В выбранном реагентном режиме также были поставлены замкнутые опыты, моделирующие в полной мере циклы коллективной флотации разделения медно-молибденового концентрата. Полученные показатели (таблица 2) показывают, что выбранный режим позволяет получить молибденовый концентрат высокого качества (50,43% Mo) с высоким извлечением молибдена (95,96%). Сумма приведенных потерь с 1 т медно-молибденового концентрата снижается в процессе поиска области оптимальных решений с 27,0 до 15,35 USD в операции молибденовой флотации и с 7,12 до 4,17 USD в целом по циклу молибденовой флотации.

Таблица 2 - Показатели молибденовой флотации по выбранному режиму

№	PC	PK	PB	$\alpha_{\text{Cu}},\%$	$\alpha_{\text{Mo}},\%$	$\beta_{\text{Cu}},\%$	$\beta_{\text{Mo}},\%$	$\varepsilon_{\text{Cu}}^*,\%$	$\varepsilon_{\text{Mo}},\%$	Qt
в основной молибденовой флотации										
1	5,21	338,7	44,52	23,67	0,24	3,05	38,8	0,69	86,49	15,14
2	5,21	338,7	44,52	23,67	0,24	3,1	38,8	0,70	85,85	15,79
3	5,21	338,7	44,52	23,67	0,24	3,03	39,2	0,68	86,89	14,73
4	5,21	338,7	44,52	23,67	0,24	3,1	38,6	0,70	85,89	15,76
Среднее						3,07	38,85	0,69	86,28	15,35
по всей схеме молибденовой флотации										
5	6,2	400	55	23,67	0,24	0,94	50,6	0,18	94,66	5,39
6	6,2	400	55	23,67	0,24	1,03	50,6	0,20	98,04	2,23
7	6,2	400	55	23,67	0,24	0,96	50,3	0,18	94,94	5,14
8	6,2	400	55	23,67	0,24	0,96	50,2	0,19	96,22	3,92
Среднее						0,97	50,43	0,19	95,96	4,17

Полученные результаты послужили основанием для принятия разработанной методики в перечень программно-методического обеспечения лабораторных исследований на обогатительной фабрике ГОКа «Эрдэнэт».

Список литературы

1. Box G., Wilson K. On the Experimental Attainment of Optimum Conditions // Journal of the Royal Statistical Society. -1951. - В, №13, -Рр. 1–45.

2. Козин В. З. Исследование руд на обогатимость. Учебное пособие // Издательство УГГУ, Екатеринбург, 2009. - 380 с.

3. Ларичкин Ф. Д., Иброхим А., Глущенко Ю. Г., Новосельцева В. Д., Алиева Т. Е. Методические подходы к оптимизации комплексной переработки минерального сырья // Цветные металлы. - 2011. - №4. - С.20-23.

4. Malewski J. Comparative analysis of concentrate grading and revenue in polish copper mines // Mining Science, vol. 23, Nov. -2016. Pp. 55–64.

5. Bhadani K., Asbjörnsson G., Hulthén T., Evertsson M. Application of multi-disciplinary optimization architectures in mineral processing simulations // Minerals Engineering. - 128, Nov. 2018, Pp. 27-35.

6. Морозов В.В., Эрдэнэзуул 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.

УДК 622.7.09:620:113

ОЦЕНКА СООТВЕТСТВИЯ ТОЧКИ ОПРОБОВАНИЯ ТРЕБОВАНИЯМ СТАНДАРТОВ

Комлев А.С.

ООО «Таилс КО», г. Екатеринбург, Россия

Основные требования к отбору и подготовке проб руд и продуктов обогащения изложены в Государственных стандартах (ГОСТах). Требования распространяются на процесс опробования, а также на оборудование и инструмент для отбора и подготовки проб [1 – 6]. Основными контролируемые параметрами соответствия являются следующие:

1. Процесс опробования:

- число (периодичность отбора) точечных проб;
- масса (объем) точечной пробы;
- минимальная масса пробы после сокращения начальной пробы;
- отсутствие изменения состава пробы в процессе отбора и подготовки.

2. Оборудование (инструмент) для отбора и подготовки проб:

- соответствие ширины щели пробоотсекателя максимальной крупности опробуемого продукта;
- соответствие объема пробоотсекающих инструментов и накопительных емкостей объему точечной (накопленной) пробы;
- соответствие длины щели пробоотсекателя ширине потока опробуемого продукта;
- механическая исправность оборудования.

При очевидности перечисленных параметров и наличии критериев контроля соответствия во многих случаях остается нерешенным вопрос о величине отклонения точки опробования от требований ГОСТа и допустимом пределе этого отклонения [7, 8]. Существуют примеры проверки точек опробования на соответствие требованиям, когда в одном случае несоот-

ветствие было установлено по причине трехкратного занижения числа точечных проб, а в другом случае – по причине использования при ручном отборе проб молотка массой один килограмм вместо предписанного ГОСТом молотка массой 0,4 – 0,5 кг. В первом случае, при недостаточном числе точечных проб, результат опробования может характеризоваться значительной случайной погрешностью. Во втором случае использование для удобства работы молотка увеличенной массы на результат опробования повлиять не может.

Для количественной оценки соответствия точки опробования требованиям стандарта предлагается определять относительную степень соответствия отдельной точки опробования требованиям соответствующего документа по пунктам соответствия. Пунктом соответствия является каждый отдельный параграф и подпараграф ГОСТа. В качестве примера рассмотрен ГОСТ 14180-80 «Руды и концентраты цветных металлов. Методы отбора и подготовки проб для химического анализа и определения влаги» [1], имеющий широкое распространение в горно-обогатительной отрасли.

Очевидно, что не все пункты соответствия являются равнозначными. Например, п. 2.1 ГОСТ 14180-80 содержит требования, выполнение которых позволяет исключить систематическую погрешность:

«...емкость пробоотсекающего устройства должна на 20 – 25 % превышать максимальный объем точечной пробы».

При этом п. 3.1 указывает на необходимость выполнения п. 3.3 – 3.7 и раздела 4 ГОСТ 14180-80, которые обязательны к исполнению без дополнительных на то указаний.

Уровень влияния на результат опробования у указанных требований различен. По этой причине предлагается разделить пункты соответствия ГОСТу по их значимости. Текст ГОСТ 14180-80 содержит 46 пунктов соответствия, относящихся непосредственно к процессам отбора и подготовки проб. Все пункты соответствия целесообразно разделить на четыре группы:

- пункты значимого соответствия;
- пункты формального соответствия;
- пункты незначимого соответствия;
- пункты соответствия, не актуальные для объекта оценки.

Пункты значимого соответствия устанавливают основные требования к технологии отбора и подготовки проб. Несоблюдение требований значимого соответствия может приводить к возникновению систематической погрешности результата опробования, а также существенному увеличению случайной погрешности при условии, что несоблюдение требований происходит для одного пункта и более.

Пункты формального соответствия определяют вспомогательные требования к технологии отбора и подготовки проб, а также содержат пояснения к выполнению и оценке технологических операций. Несоблюде-

ние требований формального соответствия может приводить к значимым систематическим погрешностям и большим случайным погрешностям только в случае несоблюдения нескольких связанных по смыслу и области применения пунктов.

Пункты незначимого соответствия содержат дополнительные пояснения к выполнению технологических операций. Несоблюдение требований незначимого соответствия само по себе не может привести к возникновению значимых систематических погрешностей и больших случайных погрешностей. Указанные погрешности могут возникать только в случае несоблюдения требований незначимого соответствия совместно с несоблюдением требований формального и значимого соответствия.

Неактуальными пункты соответствия могут становиться относительно объекта оценки (относительно точки опробования). Например, для точки опробования пульповых продуктов неактуальными являются пункты, дающие описание или пояснения по технологии отбора и подготовки проб сыпучих продуктов.

Уровень влияния пунктов соответствия разных групп на результат опробования оценивается в условных баллах в виде общего множителя, на который умножается число пунктов соответствующей группы:

- пункты значимого соответствия – 3 балла;
- пункты формального соответствия – 2 балла;
- пункты незначимого соответствия – 1 балл;
- пункты соответствия, не актуальные для объекта оценки – 0 баллов.

Отсюда степень соответствия точки опробования требованиям ГОСТ 14180-80 будет рассчитана по формуле

$$C_{14180} = \frac{3 \cdot n_{\text{з}} + 2 \cdot n_{\text{ф}} + n_{\text{н}}}{N}, \quad (1)$$

где $n_{\text{з}}$ – число пунктов значимого соответствия, выполняемых для точки опробования;

$n_{\text{ф}}$ – число пунктов формального соответствия, выполняемых для точки опробования;

$n_{\text{н}}$ – число пунктов незначимого соответствия, выполняемых для точки опробования;

N – общее число баллов соответствия.

Общее число баллов соответствия определяется исходя из максимального числа пунктов соответствия, которые могут быть выполнены для точки опробования:

$$N = 3 \cdot n_{\text{з}} + 2 \cdot n_{\text{ф}} + n_{\text{н}}, \quad (2)$$

где $n_{\text{з}}$ – число пунктов значимого соответствия;

$n_{\text{ф}}$ – число пунктов формального соответствия;

$n_{\text{н}}$ – число пунктов незначимого соответствия.

Пункты соответствия, не актуальные для объекта оценки, в формулах (1) и (2) не учитываются по умолчанию, так как число таких пунктов подлежит умножению на ноль баллов.

В качестве примера ниже представлена оценка соответствия требованиям ГОСТ 14180-80 точки опробования исходного питания флотации в виде пульпового продукта. В таблице 1 приведено распределение пунктов соответствия указанного стандарта по уровню их влияния на результат опробования.

Из таблицы 1 следует, что для рассматриваемого случая общее число баллов соответствия составит

$$N = 3 \cdot 13 + 2 \cdot 19 + 3 = 80.$$

К расчету приняты 35 пунктов соответствия по ГОСТ 14180-80. Неактуальные для рассматриваемой точки опробования пункты соответствия ГОСТ 14180-80 (11 пунктов) к расчету не принимаются по причине их умножения на ноль баллов.

Таблица 1 – Распределение пунктов соответствия ГОСТ 14180-80 по уровню влияния на результат опробования пульпового продукта

Группа	Номера параграфов (подпараграфов) ГОСТ 14180-80	Число пунктов соответствия
Пункты значимого соответствия	1.2, 2.1, 3.1, 3.4.1, 3.4.3, 3.6.1, 3.6.2, 3.6.4, 3.7, 3.9, 3.10, 4.1, 5.3	13
Пункты формального соответствия	1.3, 1.4, 1.5, 2.3, 3.3, 3.5.1, 3.5.2, 4.1.1, 4.1.2, 5.2, 5.4, 5.6, 5.7, 5.8.1, 5.8.2, 5.8.3, 5.9, 5.10, 5.12	19
Пункты незначимого соответствия	3.1, 3.8, 5.13	3
Пункты соответствия, не актуальные для объекта оценки	1.1, 1.6, 2.2, 3.2, 3.3.2, 3.4, 4.1.3, 4.2, 5.5, 5.11, 5.14	11

Тогда степень соответствия точки опробования ГОСТ 14180-80 при выполнении требований по всем 35 пунктам составит величину, равную единице:

$$C_{14180} = \frac{3 \cdot 13 + 2 \cdot 19 + 3}{80} = 1.$$

Несоответствие точки опробования любому из пунктов значимого соответствия стандарта недопустимо. В таком случае нижний предел величины степени соответствия будет определен исходя из следующего расчета:

$$C_{14180}^{\min} = \frac{3 \cdot 12 + 2 \cdot 19 + 3}{80} = 0,9625 \approx 0,963.$$

Для соответствия рассматриваемой точки опробования требованиям ГОСТ 14180-80 степень соответствия должна составлять не менее 0,963.

Степень соответствия величиной от 0,963 до единицы может быть получена при соответствии точки опробования требованиям по всем 13 значимым пунктам при одновременном несоответствии по нескольким формальным и незначимым пунктам. В таблице 2 приведены возможные варианты соответствия рассматриваемой точки опробования требованиям ГОСТ 14180-80 при допустимом несоответствии по нескольким пунктам.

Для подтверждения соответствия рассматриваемой точки опробования требованиям, установленным ГОСТ 14180-80, соответствие по всем 35 пунктам не является обязательным. Полное соответствие должно быть выполнено только по пунктам значимого соответствия. По пунктам двух других групп допускается частичное несоответствие. Так, например, может присутствовать несоответствие по всем трем пунктам незначимого соответствия или по одному пункту формального и одному пункту незначимого соответствия одновременно.

Таблица 2 – Варианты соответствия точки опробования требованиям ГОСТ 14180-80 при допустимом несоответствии по нескольким пунктам

№ п/п	Минимальное допустимое число пунктов соответствия			Степень соответствия
	значимое соответствие	формальное соответствие	незначимое соответствие	
1	13	18	2	0,963
2	13	19	0	0,963
3	13	19	1	0,975
4	13	19	2	0,988

Условия опробования продуктов обогащения определяются особенностями технологического процесса на обогатительной фабрике, компоновочными решениями, возможностями существующего оборудования и назначением результатов опробования [9 – 12]. По этой причине прямой подход к оценке соответствия точек опробования требованиям стандартов, когда решение о несоответствии может быть принято по одному незначимому пункту, нельзя считать объективным. Предложенный алгоритм оценки соответствия, учитывающий уровень влияния требований стандарта на результат опробования, обеспечивает объективную оценку соответствия и устанавливает его количественные границы.

Список литературы

1. ГОСТ 14180-80. Руды и концентраты цветных металлов. Методы отбора и подготовки проб для химического анализа и определения влаги. М.: Издательство стандартов. 27 с.
2. ГОСТ Р ИСО 5725-1, 2, 3, 4, 5, 6-2002 «Точность (правильность и прецизионность) методов и результатов измерений».

3. 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. М.: Отраслевой стандарт СССР, 1987. – 16 с.
4. Козин В. З., Комлев А. С. О разработке современного стандарта на опробование руд и продуктов обогащения // Обогащение руд, № 2. 2016. С. 27 – 32.
5. Australasian code for reporting of exploration results, mineral resources and ore reserves // Joint ore reserves committee of the Australasian institute of mining and metallurgy, Australian institute of geoscientists and minerals council of Australia (JORC). – 2004 Edition, 63 p.
6. Комлев А. С. Особенности содержания и применения требований государственного стандарта на методы отбора и подготовки проб руд и концентратов цветных металлов // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: Материалы XXI Международной научно-технической конференции. Екатеринбург: Изд-во «Форт Диалог-Исеть», 2017. С. 111 – 123.
7. Комлев А. С. Обоснование соответствия дискового сократителя требованиям нормативной документации // Известия высших учебных заведений. Горный журнал № 4, 2010 г.; Екатеринбург, изд-во УГГУ. – С. 79 – 83.
8. Новицкий П. В., Зограф И. А. Оценка погрешностей результатов измерений. – Л.: Энергоатомиздат, 1991. – 304 с.
9. Козин В. З. Опробование минерального сырья на обогатительных фабриках: учебник для ВУЗов / В. З. Козин; Урал. гос. горный ун-т. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2018. – 208 с.
10. Глазатов А. Н., Цемехман Л. Ш. Разработка методик опробования сырья и продуктов на содержание цветных и драгоценных металлов на обогатительных и металлургических предприятиях. Часть 1 // Цветные металлы, № 10. 2015. С. 54 – 59.
11. Карпенко Н. В. Опробование и контроль качества продуктов обогащения руд. М.: Недра, 1987. 216 с.
12. Holmes R. J. The importance of sampling in resource definition, process control, metallurgical accounting and sales of mineral products // XXVIII international Mineral Processing Congress. Quebec City, Canada. 2016. Paper ID 804.

ИССЛЕДОВАНИЕ ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКОЙ ХЛОРИНАЦИИ ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ СУЛЬФИДНЫХ МЕДНЫХ РУД

Шевченко А.С.^{1, 2}, Морозов Ю.П.¹, Битимбаев М.Ж.²

¹ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Россия

²РОО «Национальная инженерная академия Республики Казахстан»,
г. Алматы, Казахстан

Электрохимическая хлоринация является перспективным методом извлечения металлов из труднообогатимых руд и техногенных материалов. Метод заключается в получении активных хлорсодержащих растворителей металлов путем электролиза раствора хлорида натрия непосредственно в зоне растворения.

* Работа выполнена при государственной поддержке РК (Грант на реализацию Проекта №163-18-ГК «Реализация в производственных условиях инновационной технологии электрохимической хлоринации для прямого извлечения из руды и хвостов обогащения цветных и драгоценных металлов»)

Основными растворяющими агентами при электрохимической хлоринации сульфидосодержащих материалов являются газообразный хлор, хлорноватистая кислота и хлорное железо.

Исследования электрохимической хлоринации выполнены на хвостах Бурибаевской, Красноуральской и Карагайлинской обогатительных фабрик.

На хвостах Бурибаевской обогатительной фабрике электрохимическая хлоринация использована в комбинированной технологии, включающей флотоклассификацию, центробежную сепарацию и электрохимическую хлоринацию концентратов. Электрохимическая хлоринация на пенном продукте флотоклассификации и тяжелой фракции центробежной сепарации позволила получить медный концентрат с массовой долей меди 20 % при извлечении меди более 80 % и золотосодержащий угольный продукт с массовой долей золота 2,5 гр/кг при извлечении в него золота из раствора 80 %.

На хвостах Красноуральской обогатительной фабрики выполнены исследования агитационной и перколяционной электрохимической хлоринации, на полученных растворах реализована осадительно-сорбционная технология с получением медного промпродукта с массовой долей меди 9 % при извлечении в него меди 98 % и извлечении в него золота около 20 %, и золотосодержащий сорбент при извлечении в него золота 45 % по отношению к исходным хвостам.

На хвостах Карагайлинской обогатительной фабрики электрохимическая хлоринация при продолжительности 6 часов обеспечивает извлечение в раствор золота около 50 %, меди – 55 %, серебра – 42 %. В результате осадительно-сорбционной технологии переработки продуктивного раствора получен медный концентрат с массовой долей меди 35 % при извлечении в него меди 70 % и насыщенный сорбент с массовой долей золота 2,5 гр/кг при извлечении в него золота 40 %.

Предварительными экономическими расчетами показано, что при производительности по хвостам 50 тыс. тонн в год выручка от реализации товарной продукции составляет 1,4 млн. долларов США, чистая прибыль – 480 тыс. долларов США, срок окупаемости капитальных вложений составляет 2,3 года.

В целом, проведенные исследования на хвостах трех обогатительных фабрик показали перспективность использования электрохимической хлоринации для извлечения меди, золота и серебра с получением экономического эффекта от реализации товарной продукции.

ПРИМЕНЕНИЕ ВИНТОВОЙ СЕПАРАЦИИ ДЛЯ ДОИЗВЛЕЧЕНИЯ МЕЛКОГО И ТОНКОГО ЗОЛОТА ИЗ ОТВАЛОВ РОССЫПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

**Прокопьев С.А.^{2,3,4}, Болотин М.Л.¹, Дёмин И.А.^{1,2,4}, Старовойтов А.В.,¹
Копылов С.А.¹,**

¹ООО ПК «Спирит», ²Институт земной коры СО РАН, г. Иркутск, Россия

³Иркутский государственный университет, г. Иркутск, Россия

⁴Инжиниринговый центр по переработке техногенного сырья, г. Иркутск

Россия прочно удерживает мировое первенство в россыпной золотодобыче, однако объёмы добываемого золота неуклонно снижаются. Если среднегодовая добыча россыпного золота в последние десятилетия прошлого века составляла в среднем 120 т., то в настоящее не превышает 70 т. Это в первую очередь связано с истощением сырьевой базы россыпного золота. В настоящее время «активных» запасов в россыпных месторождениях не более 400 т.

Увеличение сырьевой базы россыпного золота мы видим в вовлечении в отработку месторождений с мелким и тонким золотом (МТЗ) и техногенных отвалов. Внедрение в российскую практику гравитационных способов разработки месторождений с мелким и тонким золотом (установки Knelson, Felkom, Goldfield, Goldtron, Cetco и др.) зарубежными компаниями, создание отечественных технологий (ИРГИРЕДМЕТ, АО «Грант» и др.) активизировало интерес к проблеме мелкого и тонкого золота. Однако минерально-сырьевая база мелкого и тонкого золота в России оказалась неподготовленной.

Методические и методологические подходы к оценке сложных россыпных месторождений нуждаются в доработке. Значительной проблемой также является то, что нет надежных технических средств для обработки средне и крупнообъёмных проб при оценке россыпных и техногенных месторождений с мелким и тонким золотом.

На фоне этой проблемы технологии, предлагаемые западными производителями сложны и дорогостоящи, тем самым отталкивая золотодобытчиков от переработки отвалов.

Таким образом в современных условиях для вовлечения в переработку отвалов россыпных месторождений необходимо внедрение дешёвых и простых технологий, и обогатительных комплексов на их основе.

Традиционные способы изучения и обогащения геологических проб россыпных и техногенных месторождений не позволяют достоверно оценить ресурсный потенциал объектов с МТЗ и показать перспективы расширения минерально-сырьевой базы. Применение разных приборов и методов для гравитационного обогащения проб дает значительный разброс

содержаний полезного компонента, связанный с технологическими особенностями применяемого оборудования. Хотя геологическая мысль постоянно совершенствует методику оценки месторождений золота, адаптируя ее к новым типам месторождений и все усложняющимся условиям поиска, обработку золотосодержащих проб производят в нарушение инструкций, как и много лет назад, при помощи лотка. Это приводит к неизбежным потерям мелкого и тонкого золота.

На стадиях изучения геологических объектов с помощью лотка за счет недоизвлечения мелких фракций занижаются запасы россыпного золота. Лоток, бутара, а также отдувка при окончательной доводке концентрата пробы не в состоянии обеспечить удовлетворительное извлечение тонкого и мелкого золота. При лотковом опробовании металл мельче 0,1 мм практически не улавливается, а в классе $-0,25+0,1$ мм извлечение составляет не более 50 %.

По существующей классификации к мелкому и тонкому золоту (МТЗ) относят крупностью менее 1 мм, в том числе крупностью $+0,25$ мм мелкое, $0,25+0,1$ мм – весьма мелкое, $0,1+0,05$ мм – пылевидное.

Золото такого размера практически не извлекается с использованием традиционных шлюзовых технологий, поэтому месторождения с МТЗ не осваивались.

Для решения этой проблемы необходимо применять более современные методы переработки, комбинируя их в зависимости от сырья.

Если же говорить о трудноулавливаемом золоте, то речь необходимо вести не только о мелком золоте, необходимо учитывать присутствие в песках золота с кварцем, легкого пористого металла, золота, связанного с сульфидами. Как показывают исследования, в сульфидных минералах, составляющих до 50 % тяжелой фракции шлихов, содержание золота составляет десятки, а иногда и сотни грамм на тонну сульфидов. (В Ленском золотоносном районе содержание золота в монофракциях пирита из россыпей колеблется от 20 до 90 г/т.)

Все эти разновидности трудноулавливаемого золота, в сумме составляющего значительное количество, необходимо извлекать при промывке техногенных пород.

На современном этапе развития науки и техники существуют промышленные гравитационные аппараты, извлекающие в тяжелую фракцию зерна крупностью до 0,03 мм. Создаются промывочные приборы с использованием совершенного обогатительного оборудования, позволяющего минимизировать потери мелкого и тонкого золота.

Основными недостатками этих установок являются значительная металлоемкость, энергозатраты и большие потери мелкого и тонкого золота (МТЗ) при обогащении и доводке.

К высокоэффективной, энергосберегающей и экологически чистой технологии гравитационного обогащения сырья, подобного изучаемому, относится технология винтовой сепарации.

Суть технологии винтовой сепарации состоит в получении шлихового золота и шлихового концентрата, содержащего трудноулавливаемое золото.

В результате процесса винтовой сепарации можно сконцентрировать тяжелую фракцию в основных операциях и получить концентрированный продукт для последующей доводки, а также получить отвальные хвосты.

ОКВ является гравитационной установкой, которую мы рекомендуем для обогащения отвалов россыпных месторождений.

В состав обогатительного модуля входит:

- узел дезинтеграции и грохочения;
- шлюз мелкого наполнения;
- обогатительный узел (предназначенного для сгущения и гравитационного обогащения класса -2+0 мм на винтовых сепараторах с получением черного гравитационного концентрата);
- доводочный узел концентрата (мокрый магнитный сепаратор и концентрационный стол).

Производительность модуля может достигать до 100 м³ в час.



Рисунок 1 – Обогатительный комплекс винтовой сепарации, производительностью 10 м³ в час (ОКВ-10), производства ООО ПК «Спирит»

Обогатительный модуль (ОКВ-10) производительностью 10 м³/ч был впервые запущен на участке в Монголии. Монтажом и обслуживанием занимались специалисты ООО ПК «Спирит».

Исходный материал модуля был представлен лежалыми хвостами участка. Оборудование предназначалось для крупнообъемного опробования отвала россыпного месторождения.

Показатели переработки:

- Общий объем переработанного материала - 408,3 м³;
- Средняя часовая производительность комплекса - 6,81 м³/ч;
- Выход продуктивного класса -2+0 мм – 40 %;
- Содержание золота в исходных песках – 0,045 г/т;
- Всего извлечено золота – 72 %;
- Содержание золота в промпродукте доводки – 5 г/т.

Получено пробирным анализом в аналитическом центре Иргиредмета.

При опробовании лежалых хвостов обнаружено гравитируемое золото. Оно пылевидное (86 %), реже пластинчатое.

Данное золото не улавливается традиционными методами переработки россыпей (бутара и шлюз). Но оно было извлечено при использовании технологии винтовой сепарации, которая применяется для эффективной переработки россыпей.

В составе модуля находится 2 кассеты по два винтовых сепаратора СВМ-2-750 на основной операции и 1 винтовой сепаратор СВМ-2-750 на перечистной операции. Целью применения винтовой сепарации является максимальное извлечение гравитируемого золота совместно с традиционным комплексом (бутара-шлюз) как при обработке исходных песков, так и в качестве повторной переработки лежалых хвостов.



Рисунок 2 – Гравитируемое золото лежалых хвостов

Извлечённое золото указывает на возможность применения метода винтовой сепарации для доизвлечения мелкого и тонкого золота из отвалов россыпных месторождений.

Список литературы

1. Прокопьев С.А., Дёмин И.А., Копылов С.А., Информационная записка: Опробование лежалых хвостов участка Аймак-Тов, Обоганительным комплексом ОКВ-10. 2017 год.

2. Аникин М.Ф., Иванов В.Д., Певзнер М.Л. Винтовые аппараты для обогащения руд М., Недра, 1970 г.
3. Беневоольский Б.И. «Состояние и пути развития минерально-сырьевой базы благородных и цветных металлов, журнал», Разведка и охрана недр, 2011г.
4. Берт Р.О. Технология гравитационного обогащения, М., Недра, 1974г.
5. Иванов В.Д., Прокопьев С.А. Винтовые аппараты для обогащения руд и россыпей в России М., Дакси, 2000 г.
6. Мамаев Ю.А. Научно-методические и технологические основы рационального освоения техногенных россыпей. М., 1996.
7. Митрофанов С.И. Исследование руд на обогатимость., М., 1954г.
8. Михайлов, Б.К., Иванов, А.И., Варгян, С.С., Беневоольский, Б.И. Минерально-сырьевая база золота России: состояние и перспективы развития / Центральный научно-исследовательский геологоразведочный институт цветных и благородных металлов. 6 2014
9. Под редакцией Богданова О.С. Справочник по обогащению руд, том 1 – М., Недра, 1974 г.
10. Под редакцией Богданова О.С. Справочник по обогащению руд, том 2, часть 2 – М., Недра, 1974 г.
11. Шохин В.Н., А.Г.Лопатин «Гравитационные методы обогащения», М., «Недра», 1993 г.

УДК 622. 7

КОМПОНОВочНЫЕ РЕШЕНИЯ ДЛЯ РЕАЛИЗАЦИИ РАЗОМКНУТЫХ СХЕМ ФЛОТАЦИИ

Морозов Ю.П.¹, Колтунов А. В.¹, Валиева О.С.², Пеньков П. М.¹

¹ ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Россия

²МПТИ (ф) ФГАОУ ВО «Северо-Восточный федеральный университет
им. М.К. Аммосова», г. Мирный, Россия

Реализация идеальных флотационных каскадов предусматривает использование разомкнутых схем флотации, в которых циркуляции исключаются путем объединения и флотации в отдельных ступенях разнокачественных продуктов. На примере Балхашской и Сибайской обогатительных фабрик на основе покамерного опробования пенных продуктов показана возможность эффективного формирования разнокачественных пенных продуктов с получением в первых камерах флотомашин основной и перечистой флотации кондиционных медных концентратов [1, 2].

На основе исследования кинетики флотации медной руды Еленовского месторождения сформирована полностью разомкнутая схема флотации, приведенная на рисунке 1. Схема обеспечивает более высокие показатели флотации по сравнению с существующей схемой флотации на фабрике. При повышении качества медного концентрата с 15,5 % до 17,96 % извлечение меди в концентрат может быть повышено при использовании разомкнутой схемы с 87,5 % до 91,68 %.

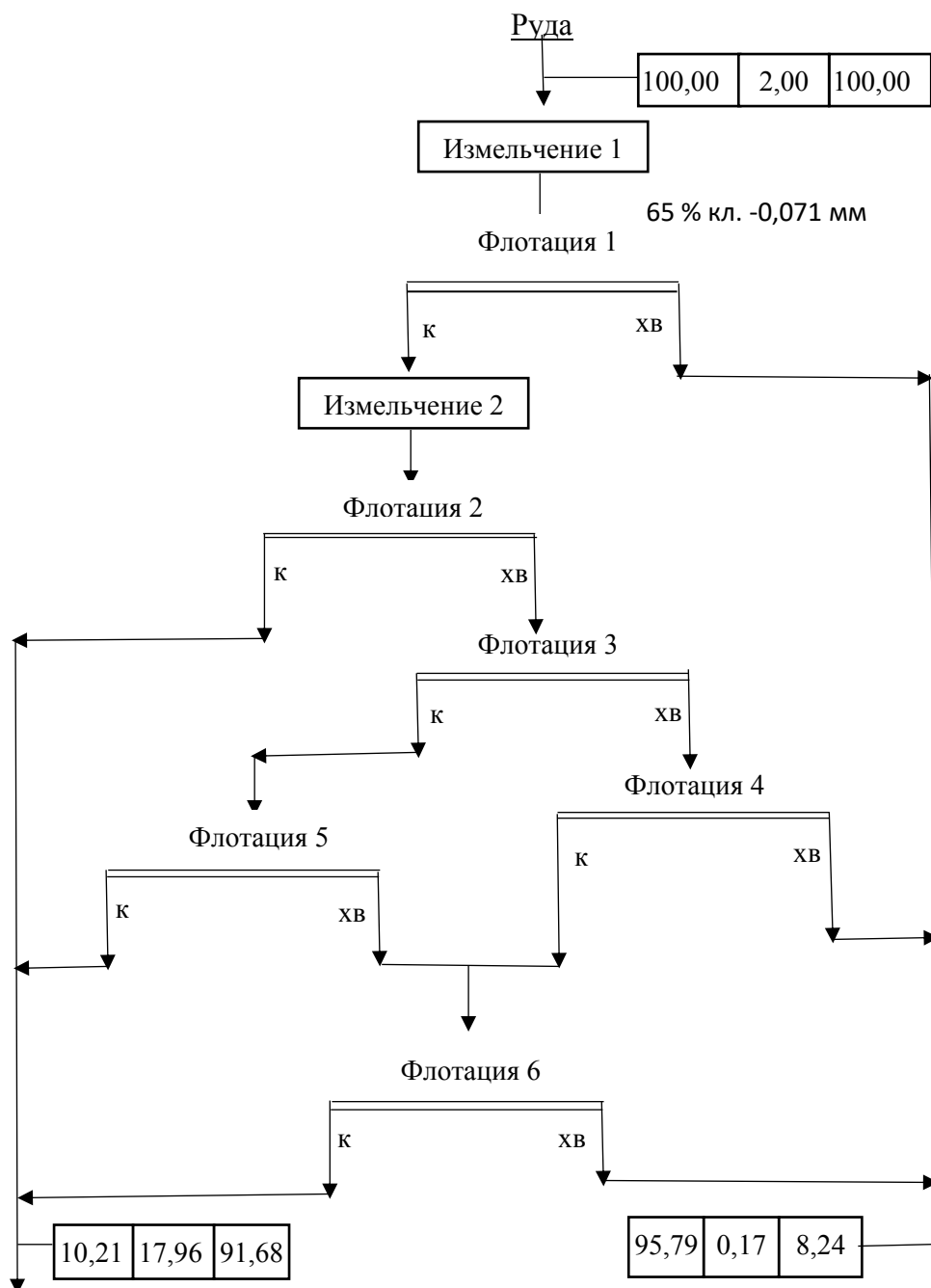
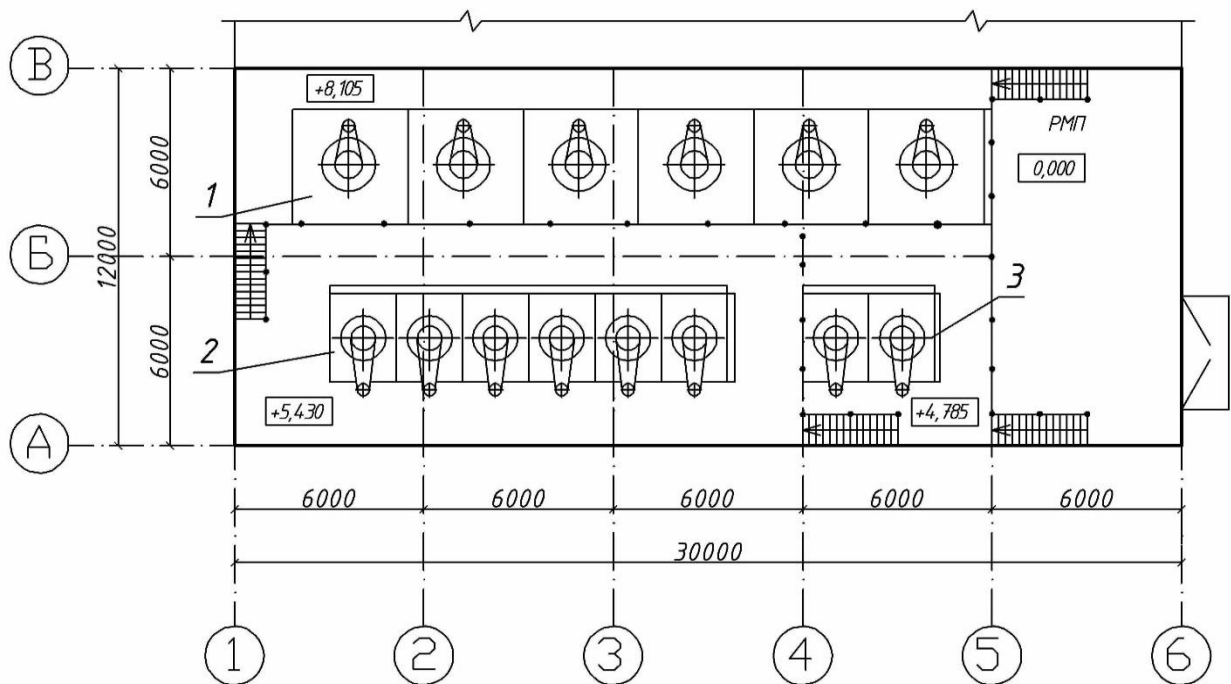


Рисунок 1 – Разомкнутая схема флотации медной руды Еленовского месторождения

Для предлагаемой к реализации разомкнутой схемы переработки руды Еленовского месторождения разработано компоновочное решение отделения флотации, приведенное на рисунке 2.



**Рисунок 2 – Компановочное решение отделения флотации с разомкнутой схемой:
 1 – флотомашина РИФ-30 (6 камер); 2 – флотомашина ФПМ – 6,3 (6 камер);
 3 – флотомашина ФПМ – 6,3 (2 камер)**

Разработанное компоновочное решение предусматривает значительное снижение машиноемкости за счет замены 16 камер флотомашины типа ОК-10 на 8 камер флотомашины типа ФПМ-6,3. Снижение себестоимости переработки руды за счет снижения расхода на электроэнергию, амортизационных отчислений, расхода на ремонт составит около 10 % от существующей на фабрике себестоимости.

Список литературы

1. Морозов Ю.П., Морозов В.В. Оптимизация технологии флотации с разомкнутыми схемами // Материалы международного совещания. Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья. Плаксинские чтения. 2011. г. Екатеринбург. Издательство Форт Диалог – Исеть. 2011. С. 217-221.
2. Морозов Ю.П., Евграфова Е.Л., Валиева О.С. Формирование пенных продуктов в разомкнутых схемах флотации // Материалы международной научно-технической конференции. Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья. г. Екатеринбург. Издательство Форт Диалог – Исеть. 2015. С. 147-150.

ПЕРЕРАБОТКА ШЛАМОВ НЕЙТРАЛИЗАЦИИ ШАХТНЫХ ВОД МЕТОДОМ ГЛУБОКОГО ВОССТАНОВИТЕЛЬНОГО ПЛАВЛЕНИЯ

Павлов В.Ф.¹, Морозов Ю.П.², Павлов М.В.¹

¹Специальное конструкторско-технологическое бюро «НАУКА»
Красноярского научного центра, г. Красноярск, Россия

²ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Россия

В процессе отработки медно-колчеданных месторождений образуется большое количество откачиваемых из подземных горных выработок шахтных вод, в которых содержится широкий спектр растворенных компонентов. Например, кислые шахтные воды отработанного Дегтярского медного рудника содержат в виде сульфатов медь, цинк, марганец, железо и другие элементы. Воды подвергаются нейтрализации известью с образованием гидроокислов металлов и сульфата кальция, который образует кристаллогидрат $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ – гипс. Из нейтрализованных шахтных вод гидраты, гидроокислы и окислы металлов осаждаются в шламовых прудах – отстойниках.

За многолетнюю эксплуатацию станций нейтрализации шахтных вод в прудах-отстойниках накоплено значительное количество шламов с высоким содержанием ценных компонентов: меди до 2 %, цинка до 6 %, железа до 20 %. Кроме основных элементов в шламах нейтрализации шахтных вод содержится значительное количество редких и рассеянных элементов.

Использованию гидрометаллургических методов для переработки шламов уделено внимание в работах [1,2].

Нами проведены исследования глубокого восстановительного плавления пробы шламов станции нейтрализации с разделением расплава на металлическую, силикатную и газовую части.

Глубокое восстановительное плавление осуществляли на индукционном комплексе КИТ-25. Перед плавлением в шихту добавляли песчаник до соотношения $\text{CaO}/\text{SiO}_2 = 1,2$ и бурый уголь в количестве 10 % от массы загружаемого шлама. Шихту загружали в графитовый тигель, нагревали до температуры 1550 – 1600°C и выдерживали при этой температуре в течение 2 часов. В процессе плавления газовую часть пропускали через водоохлаждающую систему газового тракта для улавливания возгонов цинка и других элементов. После конденсации получается черновой оксид цинка, содержащий 96,8 % ZnO , 0,13 % PbO , 0,13 % Na_2O_3 , 0,28 % Sn_2O_5 , 0,1 % Fe_2O_3 , 0,16 % Cr_2O_3 , 0,34 % SiO_2 , 0,38 % Al_2O_3 . Данный продукт подлежит дальнейшей переработке.

По окончании плавления силикатную часть расплава вырабатывали в воду в режиме термоудара с многократным увеличением объема в результате вспенивания расплава до пористости более 90 %. Пористый материал является стабилизированным по химическому составу сырьем каркасного строения с насыпной массой 40 г/м³ и теплопроводностью 0,035 Вт/(м·К) и

может быть использован в качестве фильтрующего, теплоизоляционного материала и как сырье для производства керамических изделий.

Металлическую часть расплава выливали в изложницу. Она представляет собой железный сплав, содержащий 3,4 % Cu, 0,74 % Si, 0,74 % P, 0,9 % Mn, 0,29 % S, 0,1 % V, 0,18 % Cr, 0,23 % Mn, 0,1 % Mg, 0,1 % Al.

Полученный после конденсации возгонов черновой оксид цинка подвергнут химическому растворению и электролизу цинка. В результате получен катодный цинк с массовой долей цинка более 99 %.

На рисунках 1, 2, 3 показаны полученные в результате эксперимента продукты переработки шламов станции нейтрализации шахтных вод Дегтярского медного рудника.



Рисунок 1 – Металлическая часть плавления шламов



Рисунок 2 – Катодный цинк из возгонов плавления шламов



Рисунок 3 – Силикатная часть расплава (пеносиликат)

В результате проделанной работы по восстановительному плавлению шлама нейтрализации шахтных вод можно сделать следующие выводы:

- метод глубокого восстановительного плавления может быть использован для переработки дисперсных материалов шламовых полей с получением легированного медью металла, черного оксида цинка, а также пеносиликата заданного химического состава;

- электрохимической переработкой черного оксида цинка получен катодный цинк с массовой долей цинка более 99 %;

- внедрение разрабатываемой технологии будет способствовать улучшению экологической обстановки региона.

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 2014 г., проводимой в рамках Уральской горнопромышленной декады 21-30 апреля 2014 г., Екатеринбург: изд-во «Форт Диалог-Исеть» 2014. – С. 31-34.

ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИ ПРЕДЕЛЬНЫХ КОНЦЕНТРАЦИЙ ИОНОВ В ОБОРОТНЫХ ВОДАХ

Пестряк И.В., Морозов В.В.

ФГАОУ ВО Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва, Россия

Важным условием сохранения высоких показателей при расширении ресурсной базы схемы водооборота обогатительных предприятий является поддержание допустимых концентраций ионно-молекулярных компонентов, влияющих на флотиримость минералов [1,2].

Причиной снижения технологических показателей медно-молибденовой флотации является снижение извлечение ценных минералов или разубоживание концентратов сфлотированными породообразующими минералами. Наиболее характерным является процесс активации пирита и снижение качества концентратов [3,4]. Менее изученным является действие ионов меди на флотиримость молибденита. Для определения степени влияния процесса активации ионами меди на флотацию молибденита были поставлены лабораторные флотационные опыты. Флотация проводилась в интервале рН от 8,3 до 10,8 при концентрации собирателя AeroMX-5140 15 мг/л с использованием в качестве вспенивателя реагента МИБК.

Как видно из рис. 1, при флотации активированного молибденита реагентом AeroMX-5140 наблюдается увеличение извлечения молибденита в концентрат и устойчивая флотация минерала в щелочной среде при рН более 10,4, не характерная для неактивированного минерала. При воздействии ионов железа наблюдается резкое снижение флотиремости молибденита.

Для оценки влияния процесса активации на флотируемость молибденита в цикле селекции сфлотированный молибден перефлотировали в среде сернистого натрия. Результаты лабораторных флотационных опытов показали, что активация молибденита перед коллективной флотацией приводит к снижению его извлечения в молибденовый концентрат на 7,5 %. Поэтому в целом активация молибденита ионами меди является негативным фактором, вызывающим потери минерала в молибденовой флотации.

Другой причиной снижения технологических показателей флотации является извлечение порообразующих минералов под действием жирных кислот, попадающих в оборотную воду со стоками очистных сооружений [5]. Из исследованных жирнокислотных компонентов оборотных вод наибольшим собирательным действием по отношению к порообразующим минералам обладает олеат натрия. Результаты флотационных опытов показали, что первичные минералы медно-молибденовых руд практически не флотируются жирнокислотными соединениями. Из основных гипергенных минералов наибольшей флотируемостью в присутствии жирных кислот обладают кальцит и серицит.

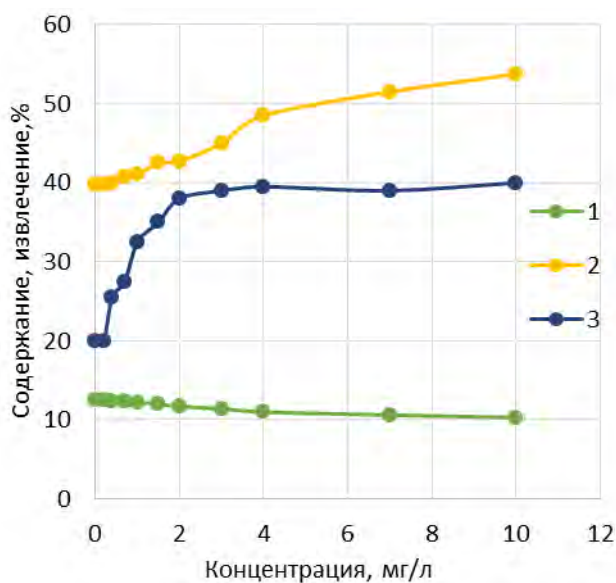


Рисунок 1 – Влияние концентрации ионов меди на показатели коллективной медно-молибденовой флотации: 1 – массовая доля меди; 2 – извлечение пиритного железа; 3 – извлечение сульфидов цинка

Полученные результаты показывают, что возрастание флотируемости порообразующих минералов начинается при возрастании концентрации жирных кислот более 0,4 мг/л (кальцит) и более 1 мг/л (серицит).

Установленное действие ионов меди и жирных кислот подтверждается и в процессе коллективной флотации, проводимой на укрупненной флотационной установке. Флотация молибденита проводилась в режиме коллективной сульфидной флотации на обогатительной фабрике ГОКа

«Эрдэнэт».

В результате проведенных исследований было показано, что появление в водной фазе ионов меди концентрацией выше 1,5 мг/л ведет к снижению качества медно-молибденового концентрата за счет извлечения в него пирита (рисунок 1). При добавках олеиновой кислоты или олеата натрия наблюдается рост извлечения породных минералов и сокращение содержания меди в коллективном концентрате (рисунок 2). Анализ полученных результатов показывает, что наибольшее ухудшение технологических показателей имеет место при превышении граничных значений концентраций нежелательных ионов.

Для оценки влияния на флотуруемость молибденита ионов кальция были поставлены опыты, в которых дозировали ацетат кальция, создающий слабощелочную среду или гидроксид кальция, создающий щелочную среду. В водную фазу пульпы были добавлены сульфат натрия (1 г/л в пересчете на безводную соль) и бикарбонат натрия (0,4 г/л), приближающие свойства водной фазы к промышленным условиям. Молибдат натрия не добавлялся, поскольку в процессе кондиционирования пробы происходило быстрое возрастание его концентрации до промышленного уровня.

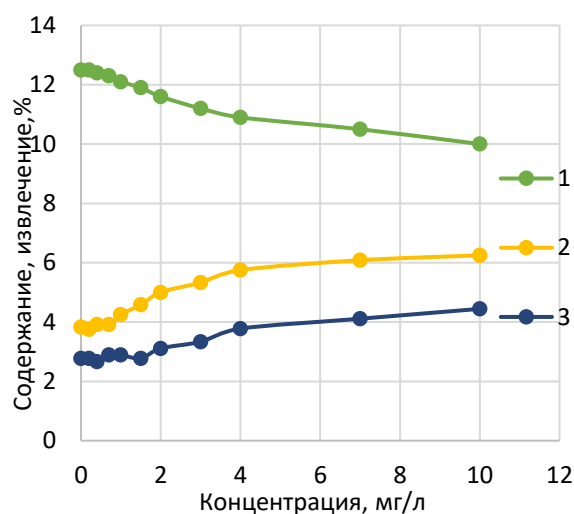


Рисунок 2 – Влияние концентрации олеат - ионов на показатели коллективной медно-молибденовой флотации: 1 - массовая доля меди; 2 – извлечение кальциевых минералов; 3 – извлечение магний содержащих минералов

Флотация проводилась при рН от 10,3 до 10,35 при концентрации собирателя АероМХ-5140 15 г/т с использованием в качестве вспенивателя реагента МИБК. При измельчении навески руды перед флотацией добавлялся ацетат или гидроксида кальция с концентрацией ионов кальция 100 – 200 мг/л при различных рН. Флотация проводилась при расходе собирателя 15 г/т и вспенивателя 20 г/т.

В базовом опыте измельчение вели при рН = 8,5, а затем подавали NaOH до рН = 10,3 и проводили флотацию. В опытах 2 и 3 в операцию измельчения подавали ацетат кальция, затем доводили рН до 10,3 при помо-

щи NaOH и проводили флотацию. В четвертом опыте в качестве регулятора рН использовали известь. В опытах 5,6 исследовалось влияние на флотацию молибдата аммония. Регулировка рН осуществлялась NaOH. В 7 и 8 опыте исследовалось совместное действие молибдат-ионов и ацетата кальция, подаваемых в операцию измельчения. В 9 опыте исследовалось влияние извести и смеси извести и ацетата аммония, подаваемых в операцию измельчения.

Анализ результатов, представленных в таблице 1, показал следующее. Добавление ацетата кальция в измельчение (опыты 2 и 3) заметно снижает извлечение молибдена (на 2-3,5 %). Извлечение меди и железа также несколько уменьшаются (на 1,2 – 2 %).

При регулировании рН во флотации известью (опыт 4) наблюдается увеличение извлечения меди и молибдена, снижение извлечения железа. При добавках в операцию измельчения молибдата аммония (опыты 5 и 6) наблюдается небольшое снижение флотуемости всех сульфидов. Резкое изменение флотуемости минералов происходит при совместной подаче ацетата кальция и молибдата аммония в операцию измельчения (опыты 7 и 8). Снижение извлечения молибденита достигает 10,3 % сульфидов меди и железа 2,5 – 3 %.

Таблица 1 – Изменение извлечения меди и молибдена при варьировании концентрации ионов в водной фазе пульпы

№	Ион	Добавки солей, мг/л	рН _{изм} /рН _{флот}	Еh во флотации, мВ	Извлечение в колл. концентрат, %		
					Cu	Mo	Fe
1	NaOH во флотацию	до рН=10,33	8,54/10,33	221	91,2	74,1	45,2
2	Ca ²⁺ в измельчение	120	8,72/10,34	208	90,7	72,1	45,3
3		260	8,86/10,33	191	90,4	68,6	44,0
4	Ca(OH) ₂ во флотацию	До рН=10,34	8,50/10,34	142	91,6	76,9	40,2
5	MoO ₄ ²⁻ в измельчение	40	10,30/10,5	150	91,0	72,8	44,2
6		80	10,30/10,4	181	91,7	68,2	43,2
7	MoO ₄ ²⁻ + Ca ²⁺ в измельчение	40+260	8,50/10,23	152	91,0	64,7	43,2
8		80+260	8,53/10,33	165	90,1	64,5	42,7
9	Ca(OH) ₂ в измельчение	120	9,3/10,32	184	90,5	70,4	43,2
10		260	9,8/10,32	149	89,3	68,5	38,7
11	MoO ₄ ²⁻ +Ca(OH) ₂ в измельчение	40+260	9,8/10,32	145	90,3	67,5	38,3
12		80+260	9,8/10,33	162	90,2	64,0	39,1

При добавках извести в измельчение (до рН= 9,8) наблюдается снижение флотуемости всех сульфидов на 2,5 – 6%. Схожие результаты имеют место при совместной подаче в измельчения гидроксида кальция и молибдата аммония. Флотуемость пирита изменяется несколько иначе, чем молибденита. В частности, для пирита характерна более устойчивая

флотуемость в присутствии ионов молибденовой кислоты (опыты 5,6) и большее снижение флотуемости при подаче извести в измельчение (опыты 11,12).

Полученные результаты принципиально соответствуют результатам мономинеральной флотации и показывают, что содержащиеся в жидкой фазе ионы кальция, способствуют гидрофилизации поверхности и изменению флотуемости молибденита. В наибольшей мере снижение флотуемости молибденита происходит при одновременном дозировании соли кальция и молибдата натрия операцию измельчения.

С учетом полученных результатов были выбраны следующие граничные концентрации ионов в жидкой фазе пульпы и оборотной воде (таблица 2).

Таблица 2 – Предельно-допустимые технологические концентрации в водной фазе

Операции	Параметры ионно-молекулярного состава				
	[Cu ²⁺]	[Fe ²⁺]	MoO ₄ ²⁻	Ca ²⁺	[Or]
Измельчения (pH=8,5)	0,4	0,3	4,5	300,0	0,5
Флотации (pH =10,2-10,35)	-	-	4,5	-	1,0
В оборотной воде	1,0	1,0	5,0	350,0	1,0

Поддержание концентраций ионов и органических соединений ниже граничных концентраций позволяет повысить извлечение ценных компонентов и качество получаемых концентратов. Одним из путей является поиск источников технической воды с пониженным содержанием ионов кальция и молибдата, в качестве которых можно использовать стоки городских и промышленных очистных сооружений.

Список литературы

1. Чуянов Г.Г. Хвостохранилища и очистка сточных вод. Учебное пособие. Изд. УГГУ., Екатеринбург, 2005, 230 с.
2. Морозов В.В. Научные основы очистки сточных и кондиционирования оборотных вод горно-обогатительных комбинатов с утилизацией ценных компонентов // Горный информационно-аналитический бюллетень. -1999. - № 6. - С. 14–16.
3. Albrecht, T.W.J.; Addai-Mensah, J.; Fornasiero, D. Critical copper concentration in sphalerite flotation: Effect of temperature and collector. Int. J. Miner. Process. 2016, 146. – Pp. 15–22.
4. Li Y., Chen, J., Kang D., Guo, J., Depression of pyrite in alkaline medium and its subsequent activation by copper. Minerals Engineering. - 2012. -26(1). - Pp. 64-69.
5. Пестряк И.В., Эрдэнэтуяа О. Совершенствование системы оборотного водоснабжения горно-обогатительного комбината // Горный информационно-аналитический бюллетень. -2012.. -№2. - С. 233-240.

ОКИСЛИТЕЛЬНО-ВОССТАНОВИТЕЛЬНЫЙ ПОТЕНЦИАЛ ПРИ ФЛОТАЦИИ ТЕННАНТИТА И ПИРИТА В ПРИСУТСТВИИ ТИОСУЛЬФАТА НАТРИЯ

**Каюмов А. А., Игнаткина В. А., Бочаров В. А., Аксенова Д. Д., Белокрыс М. А.,
Малофеева П. Р.**

ФГАОУ ВО Национальный исследовательский технологический университет
«МИСиС», г. Москва, Россия

Многообразие типов рудного материала с разнообразным вещественным составом в минерально-сырьевой базе месторождений Уральского региона и Рудного Алтая создают трудности в получении качественных флотоконцентратов с применением известных режимов флотации. Появляется необходимость в детальном изучении вещественного состава для разработки более эффективной технологии раскрытия и разделения сульфидных минералов.

Сложности селективного раскрытия определяется субмикрочернистой структурой, полиминеральной агрегативностью зерен с ореолом жилок с субмикронной вкрапленностью ценных компонентов в сульфидах железа и в пустой породе, хрупкостью целевых минералов, которые при длительном измельчении шламуются и снижают селективность раскрытия [1-5]. Низкие показатели селективности разделения сульфидных руд связаны с массовым присутствием пирита (более 90 %), одновременным присутствием в руде халькопирита, вторичных сульфидов меди, и минералов блеклых руд, имеющих близкие технологические свойства.

В работе [6] проведены исследования для изучения влияния тиосульфата натрия на флотацию теннантита при pH 4, 6, 9 с использованием дитиофосфата. Показано, что величины краевого угла смачивания на теннантите при обработке дитиофосфатом ($C_{ДФ} = 6 \cdot 10^{-5}$ М) находятся на уровне 70 град., а при обработке тиосульфатом и дитиофосфатом (100 кг/т $Na_2S_2O_3$; $C_{ДФ} = 6 \cdot 10^{-5}$ М) снижается до 60-65 град. Извлечение теннантита при обработке дитиофосфатом составляет 80-85 %, а при обработке тиосульфатом и дитиофосфатом извлечение снижается до 75 %.

Известно, что на обогатительных фабриках РФ, перерабатывающих колчеданные медные, медно-цинковые руды концентрация тиосульфатных ионов в оборотной воде составляет до 1400 мг/л. Присутствие тиосульфатных ионов изменяют ионно-молекулярный состав жидкой фазы пульпы, влияет на флотируемость сульфидных минералов, тем самым затрудняют процессы селективного разделения [7, 8].

*«Исследование выполнено при финансовой поддержке РФФИ в рамках научного проекта № 18-35-00213»

Целью проведенных исследований является установление параметров контрастности флотации теннантита и пирита в присутствии тиосульфата натрия с контролем ОВП.

Исследования проведены на мономинеральных фракциях пирита, теннантита. Элементный состав пирита и теннантита соответствует основным типам медно-цинковых руд месторождений Уральского региона, % (масс.): пирит - 47,15 Fe; 51,84 S; ~ 1 прочие; 46,55 Fe_{стех}; 53,45 S_{стех}, согласно химической формуле дисульфида железа; теннантит - 45,60 Cu; 18,40 As; 1,56 Sb; 30,48 S; 3,96 прочие.

Флотационных исследования проведены в трубке Халлимонта с крупностью сульфидов $d = -44+10$ мкм (Т:Ж = 1:100).

В качестве сульфгидрильных собирателей использовали - бутиловый ксантогенат (ЧДА) - бутКх, Aero 5100 (Cytec), представляющий собой N-аллил-О-(изо)-бутилтиокарбамат, М-ТФ - смесь дитиофосфата и тиокарбамата в определенном соотношении; модификаторы - известь (CaO), тиосульфат натрия (Na₂S₂O₃).

Контроль концентрации сульфгидрильных собирателей осуществляли на УФ спектрофотометре UV-VIS-NIR Cary-6000i, а йодометрическим титрованием по методике Кольтгофа [9] контролировали концентрацию тиосульфатных ионов.

Контроль pH и ОВП выполнен на иономерах И-160МИ и И-160М со стеклянным и платиновым электродом.

Схема проведения исследований и результаты энергодисперсионной рентгеновской спектроскопии сульфидов представлена на рисунке 1.

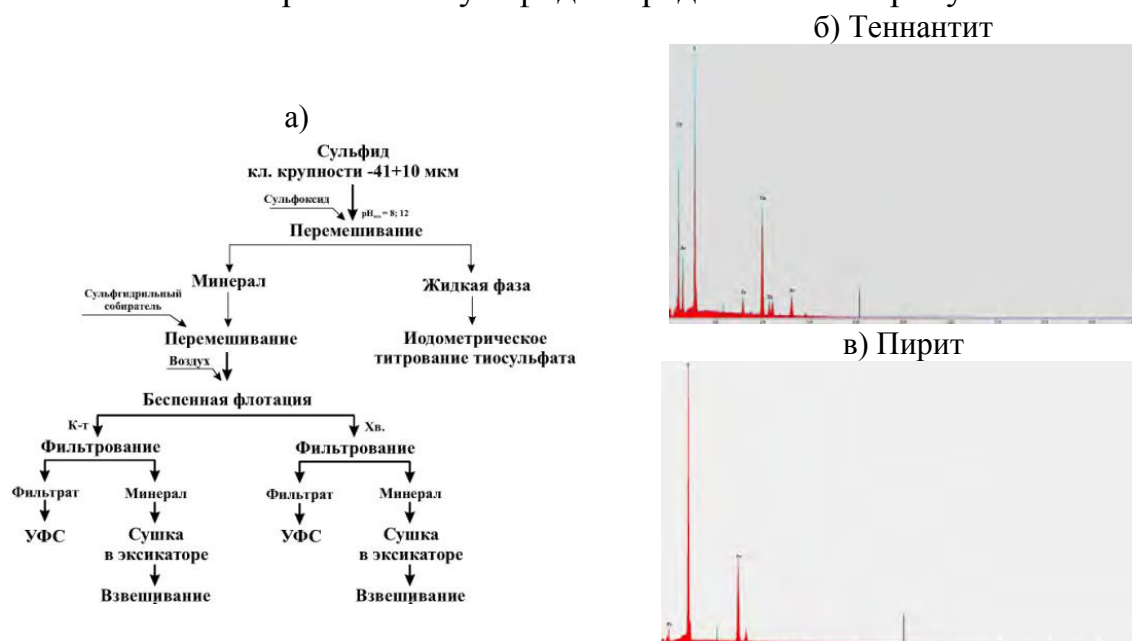


Рисунок 1 – Принципиальная схема проведения исследований (а), и результаты энергодисперсионной рентгеновской спектроскопии теннантита (б) и пирита (в) на MLA Qunta 6000i

На рисунке 2 представлены зависимости флотированности теннантита и пирита от величины ОВП и концентрации тиосульфата натрия при pH = 8.

На рис. 2. на оси ординаты расположены извлечения сульфидов, а на оси абсцисс ОВП и концентрации тиосульфата натрия. Как видно из зависимостей флотированность теннантита (рис. 2, а) сохраняется при концентрации тиосульфата натрия 0-300 мг/л и ОВП = +130-160 мВ на уровне 35 % с М-ТФ, 20 % с бутКх и 10 % с Аеро 5100. Установлено, что с увеличением концентрации тиосульфата натрия с 300 до 900 мг/л наблюдается переходное снижение извлечения теннантита с М-ТФ, бутКх и Аеро 5100 в среднем на 7 %, а также ОВП с +130 мВ до +75 мВ. В работе [10] показано, что теннантит хорошо флотируется в диапазоне ОВП = +130-180 мВ. При концентрации тиосульфата натрия 900 мг/л в конце опыта pH снижается с 8 до 5,5, а ОВП до +75 мВ, тем самым создаются неблагоприятные условия флотации теннантита связанные с окислительно-восстановительными условиями его флотации.

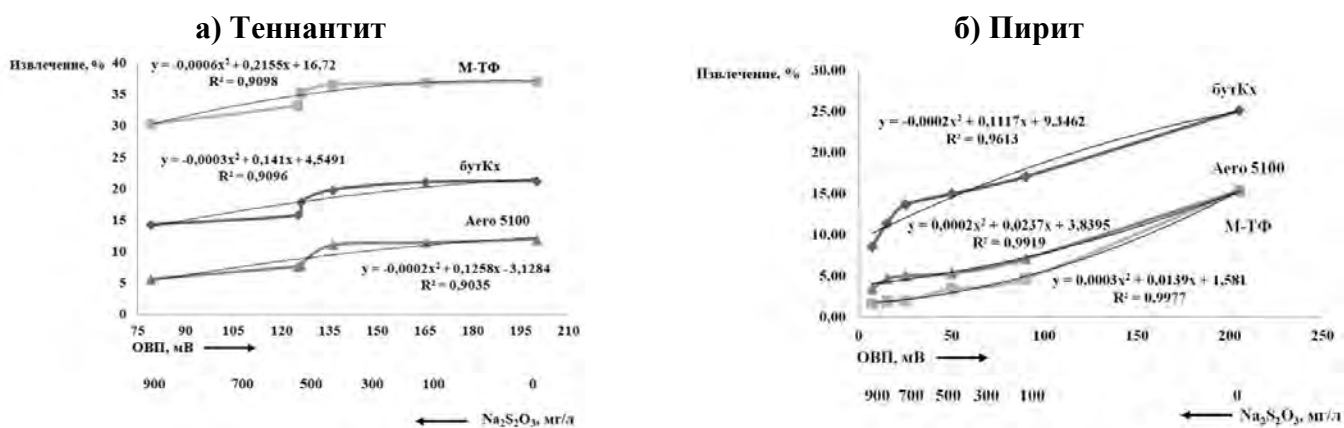


Рисунок 2 – Зависимость извлечения теннантита (а) и пирита (б) от ОВП и концентрации тиосульфата натрия, $C_{\text{бутКх}}; \text{М-ТФ}; \text{Аеро 5100} = 10^{-4} \text{ М}$

Наибольшая флотоактивность теннантита наблюдается с М-ТФ при концентрации тиосульфата натрия 0-300 мг/л и составляет 37 % против 21 % с бутКх и 12 % с Аеро 5100.

Флотированность пирита плавно снижается с увеличением концентрации тиосульфата натрия и ОВП (рис. 2, б). В присутствии тиосульфата натрия до 300 мг/л при использовании бутКх флотированность пирита снижается с 25 % до 15 %. Пирит практически не флотируется с М-ТФ и Аеро 5100 на всем диапазоне концентрации тиосульфата натрия и ОВП = +25-50 мВ. Активная флотация пирита наблюдается при ОВП > +210 мВ, что соответствует благоприятным условиям флотации сульфида железа.

Выводы

1. Установлено, что присутствие тиосульфата натрия до 300 мг/л не влияет на флотированность теннантита. Флотированность теннантита снижает-

ся при концентрации тиосульфата натрия свыше 300 мг/л. При концентрации тиосульфата натрия 900 мг/л существенно снижается величина ОВП, что приводит к созданию неблагоприятных условий флотации теннантита.

Наибольшее извлечение теннантита (37 %) в условиях беспенной флотации получено с использованием М-ТФ при концентрации тиосульфата натрия не более 300 мг/л и ОВП = +130-160 мВ.

2. Флотируемость пирита выше с бутКх при ОВП > +210 мВ. Пирит практически не флотируется в диапазоне исследуемых концентраций тиосульфата натрия с М-ТФ и Aero 5100.

Список литературы

1. Пшеничный Г. Н. Блеклые руды Учалинского и Ново-Учалинского медно-цинковоколчеданных месторождений (Южный Урал) : Препр. докл. Президиуму Уфим. науч. центра Рос. акад. наук / Г.Н. Пшеничный, Н.Г. Рыкус; Рос. акад. наук. Уфим. науч. центр. Ин-т геологии. - Уфа : УфНИЦ РАН, 2001. - 75 с.

2. Бочаров В.А. Основные принципы флотации упорных пиритных медно-цинковых руд. Технология обогащения медных и медно-цинковых руд Урала. М.: Наука, 2016, с.150-184.

3. Jonathan Rincon, Stoyan Gaydardzhiev, Lachezar Stamenov. Investigation on the flotation recovery of copper sulphosalts through an integrated mineralogical approach // Minerals Engineering, 2019, vol. 130, pp. 36–47.

4. Ignatkina V. A., Bocharov V. A., Makavetskas A. R. , Kayumov A. A., Aksenova D. D. , Khachatryan L. S., Fishchenko Yu. Yu. Rational Processing of Refractory Copper-Bearing Ores // Russian Journal of Non-Ferrous Metals, 2018, vol. 59, issue 4, pp. 364–373.

5. Пля V.Vikentyev, Elena V.Belogub, Konstantin A.Novoselov, Vasily P.Moloshag. Metamorphism of volcanogenic massive sulphide deposits in the Urals. Ore geology // Ore Geology Reviews, vol. 85, 2017, pp. 30-63.

6. Himawan T.B.M. Petrus, Tsuyoshi Hirajima, Keiko Sasaki, Hideyuki Okamoto. Effects of sodium thiosulphate on chalcopyrite and tennantite: An insight for alternative separation technique // International Journal of Mineral Processing, 2012, vol. 102–103, Issue 25 pp. 116-123.

7. Сорокин М.М. Флотация: Модификаторы. Физические основы. Практика. Изд. Дом МИСиС, 2016, 372 с.

8. Бочаров В.А., Игнаткина В.А., Видуецкий М.Г. Факторы, определяющие формирование ионного состава жидкой фазы пульпы и технологической воды при флотации сульфидных руд // ГИАБ, 2006, с. 385-392.

9. Кольтгоф И.М., Белчер Р., Стенгер В.А., Матсуяма Дж. Объемный анализ Том 3. Издательство: М.: ГХИ, 1961, 842 с.

10. Smith L.K., Bruckard W.J. The separation of arsenic from copper in a Northparkes copper–gold ore using controlled-potential flotation // Int. J. Miner. Process, 2007, vol. 84, pp. 15–24.

ИННОВАЦИОННАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ ВОЛЬФРАМСОДЕРЖАЩИХ ХВОСТОВ МЕСТОРОЖДЕНИЯ КАРА-ОБА

Шевченко А.С.¹, Морозов Ю.П.¹, Шаутенов М.Р.²

¹ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Россия

²НАО «КазНИТУ» имени К.И. Сатпаева, г. Алматы, Казахстан

Руда месторождения Кара-Оба относится к комплексным рудам. Основным рудным минералом является шеелит, присутствуют молибден, халькопирит и касситерит.

Месторождение разрабатывалось подземным способом с 1932 года с получением вольфрамового концентрата и молибденового продукта. С 1957 года из руд извлекается олово, а с 1965 года – висмут. С 1982 года на новой обогатительной фабрике получали вольфрамовый, оловянный, висмутовый концентраты и молибденовый продукт. Хвосты обогатительной фабрики накоплены в двух хвостохранилищах. Запасы хвостов в старогоднем хвостохранилище около 800 тыс. т, в новом хвостохранилище – более 2 млн. т. Массовая доля WO_3 в них составляет соответственно 0,11 % и 0,15 %. В хвостах присутствует молибден, медь и олово. Отвальные хвосты обогащения руды месторождения Кара-Оба являются перспективным объектом для вовлечения в переработку.

Исследование обогатимости хвостов проведено в лабораторных условиях гравитационными и флотационными методами.

Исследованы возможности предварительного обогащения на концентратном столе, на винтовом сепараторе и циркуляционном модуле.

Результаты предварительного обогащения показали, что наиболее эффективным методом является метод циркуляционной концентрации, при реализации которого получен вольфрамовый промпродукт с массовой долей вольфрама 7,6 % при извлечении в него вольфрама 83,5 %.

На концентрате предварительного обогащения проведены исследования флотоклассификации с получением сульфидного пенного продукта и камерного продукта, представляющего собой коллективный вольфрамо-оловянный продукт. Пенный продукт подвергнут селективной молибденовой флотации с получением в пенном продукте молибденового концентрата, в камерном – медного концентрата. На коллективном вольфрамо-оловянном продукте реализована оловянная флотация. В качестве реагентов – собирателей использованы оксалгидроксамовые кислоты в кислой среде.

Предложенная технологическая схема переработки вольфрамсодержащих хвостов приведена на рисунке 1.

В качестве подавителя флотации вольфрамовых минералов использовали жидкое стекло. Пенный и камерный продукты оловянной флотации

подвергнуты турбулизационной центробежной сепарации с получением оловянного и вольфрамового концентратов.

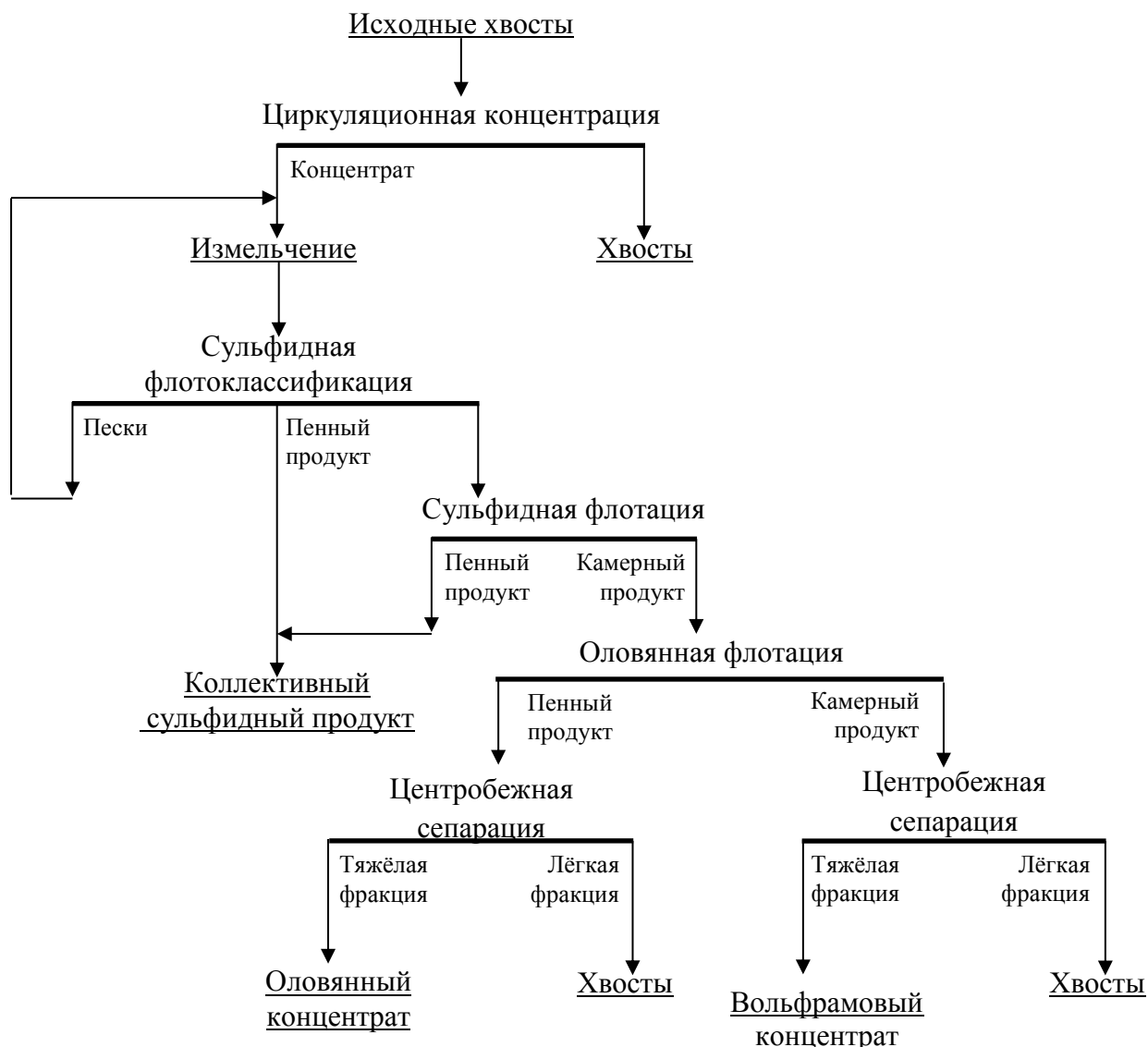


Рисунок 1 – Предложенная схема переработки хвостов обогащения руды месторождения Кара-Оба

Баланс по конечным продуктам приведен в таблице 1.

Экспериментальными исследованиями и расчётами показано, что в результате переработки хвостов обогащения руды месторождения Кара-Оба, возможно получение кондиционного вольфрамового концентрата с массовой долей триоксида вольфрама (WO_3) 66,8 % при извлечении в него триоксида вольфрама 75 %. Массовая доля олова в концентрате составляет 0,07 %.

Получаемый вольфрамовый концентрат соответствует ГОСТ 213-83 и требованиям металлургии для получения легированных сталей.

Таблица 1 – Баланс по конечным продуктам схемы переработки хвостов руды месторождения Кара-Оба

Наименование продукта	Выход, %	Массовая доля, %		Извлечение, %	
		WO ₃	Sn	WO ₃	Sn
Коллективный сульфидный продукт	0,90	0,62	0,11	3,49	3,30
Оловянный концентрат	0,03	9,52	54,1	1,78	54,10
Вольфрамовый концентрат	0,18	66,80	0,07	75,15	0,42
Хвосты	98,89	0,03	0,01	19,59	42,18
Исходные хвосты	100,00	0,16	0,03	100,00	100,00

* Работа выполнена при поддержке гранта по проекту «Разработка технологии переработки лежалых вольфрам-содержащих хвостов», выполняемому в рамках программы 2018/BR05235618 «Модернизация технологий и производств в горнодобывающей и горноперерабатывающей отраслях Республики Казахстан»

Также возможно получение кондиционного оловянного концентрата с массовой долей олова 54 % при извлечении в него олова 54 % и коллективного сульфидного продукта с массовой долей молибдена 0,72 % и меди 0,96 %.

Реализация молибденовой флотации коллективного сульфидного концентрата позволяет получать кондиционные молибденовый и медный концентраты.

УДК 622.765-52

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ ТИПИЗАЦИИ МЕДНО-ЦИНКОВЫХ КОЛЧЕДАНЫХ ПИРРОТИНСОДЕРЖАЩИХ РУД НА ПРИМЕРЕ ПРИОРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Романенко С.А., Ушаков Е.К.

ООО «МЭК-Майнинг», г. Санкт-Петербург, Россия

В настоящей статье проанализированы геолого-минералогические особенности медно-цинкового колчеданного Приорского месторождения. С учетом сложности, многофакторности и нелинейности исследуемого флотационного объекта обосновывается целесообразность применения нейронных сетей Кохонена [1, 2, 3, 4] для моделирования с целью составления технологической карты типизации перерабатываемой шихты. Согласно разработанной модели выделено шесть основных кластеров. Показана существенная зависимость технологических показателей от типа перерабатываемой шихты и необходимость разработки высоко автоматизированной технологии флотации, обеспечивающей более высокое извлечение металлов.

На основе имеющихся данных сформирован часовой статистический массив по работе предприятия за период 10.08-27.08.2014 года. Статисти-

ческий массив включает 302 наблюдения. Статистические оценки исследуемых параметров представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Статистические оценки исследуемых параметров

Код	Параметр	Условные обозначения	Среднее	Минимум	Максимум	Стд.откл.
FM2_01MBP	Крупность пузырей в пенном слое	d	41	16	59	7.99
FM2_01VEL	Скорость схода пенного слоя	V	40	21	57	7.42
CA1_S01A01	Содержание Fe в руде, %	α Fe	39.0	34.8	40.8	0.78
CA1_S01A02	Содержание Cu в руде, %	α Cu	0.96	0.63	1.23	0.12
CA1_S01A03	Содержание Zn в руде, %	α Zn	4.07	2.60	5.86	0.59
CA1_S03A01	Содержание Fe в концентрате, %	β Fe	34.8	28.1	41.6	2.07
CA1_S03A02	Содержание Cu в концентрате, %	β Cu	20.1	13.0	23.7	1.87
CA1_S03A03	Содержание Zn в концентрате, %	β Zn	3.0	1.8	5.1	0.67
CA1_S05A01	Содержание Fe в хвостах, %	ϑ Fe	39	35	44	1.06
CA1_S05A02	Содержание Fe в хвостах, %	ϑ Cu	0.17	0.12	0.27	0.02
CA1_S05A03	Содержание Fe в хвостах,	ϑ Zn	3.56	2.57	4.95	0.53
A4M001V	Нагрузка на секцию, т/ч	G	352	265	374	13.85
A5C001V	Расход воздуха, м ³ /мин	W	7.8	4.4	10.3	0.97
A5C036V	Уровень пульпы	H	-128	-499	-110	35.95
a1Cu_a5	Отношение содержания Cu в руде к содержанию Cu в хвостах	α Cu/ ϑ Cu	5.80	3.65	9.14	1.10
a1Zn_a5	Отношение содержания Zn в руде к содержанию Zn в хвостах	α Zn/ ϑ Zn	1.15	0.89	1.47	0.09

Разработка принципа технологической типизации выполняется с учетом реальной работы межцикловой флотации, которая должна обеспечивать получение «медной головки» с минимальными потерями в ней цинка. Разработана нейросетевая модель Кохонена СОКК 10:10-22:1 формата 11*2, топологическая карта которой представлена на рисунке 1.

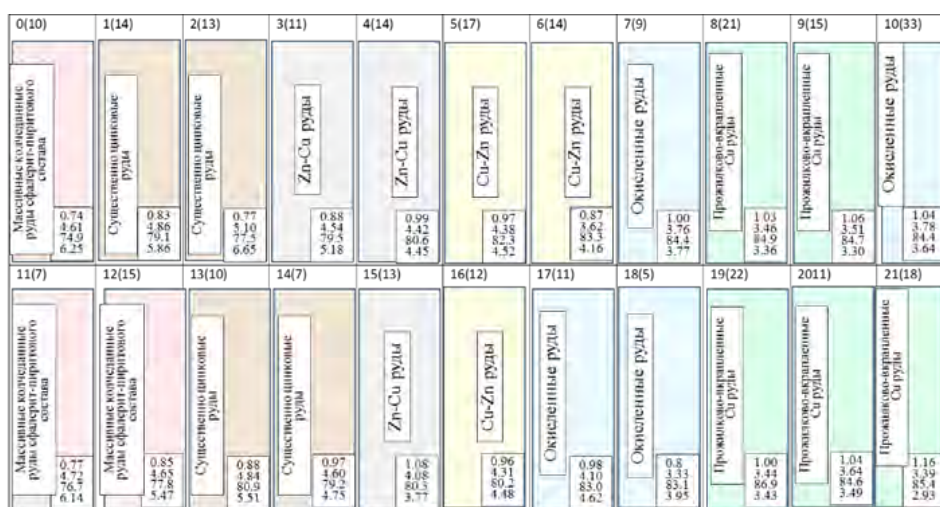


Рисунок 1 – Топологическая карта Кохонена

Для каждого элемента решетки Кохонена (рис.1) вычислены средние значения всех входящих переменных и выделены элементы, относящиеся к выявленным типам перерабатываемой шихты. Классификация типов руды осуществлена посредством применения факторного анализа.

При факторном анализе [1, 2, 3, 4] найденных средних значений элементов решетки Кохонена получена компонентная матрица (табл. 2). Технологическая интерпретация выделенных математических компонент сделана в соответствии со значениями нагрузок исходных признаков на выделенные компоненты.

Таблица 2 – Матрица компонентных нагрузок

Код	Параметр	Фактор 1	Фактор 2	Фактор 3	Фактор 4
FM2_01MBP	Крупность пузырей в пенном слое-d	-0,871	-0,034	0,071	-0,076
FM2_01VEL	Выход пенного слоя-V	0,222	-0,555	0,215	0,681
CA1_S01A01	Содержание Fe в руде, % α Fe	0,057	-0,146	-0,923	0,036
CA1_S01A02	Содержание Cu в руде, % α Cu	-0,676	-0,549	-0,233	0,192
CA1_S01A03	Содержание Zn в руде, % α Zn	0,842	0,102	0,449	0,105
CA1_S03A01	Содержание Fe в концентрате, % β Fe	0,953	0,059	-0,043	-0,053
CA1_S03A03	Содержание Zn в концентрате, % β Fe	0,551	-0,109	0,777	0,016
A4M001V	Нагрузка на секцию, т/ч-G	-0,095	0,163	-0,104	0,897
a1Cu_a5	Отношение α Cu/ ν Cu	-0,931	0,020	-0,249	0,026
a1Zn_a5	Отношение α Zn/ ν Zn	0,103	0,845	0,081	0,104
	Общая дисперсия	4,075	1,399	1,843	1,338
	Доля общей дисперсии	0,407	0,140	0,184	0,134
	Технологическая интерпретация	Цинковый фактор Медный фактор	Фактор окисления Сульфидный фактор	Сфалеритовый фактор Колчеданность	Нагрузка на секцию

Из проекций многофакторного пространства выделена плоскость F1-F2 (рис. 2). На плоскости нанесены изолинии извлечения меди. Около точек проставлены номера элементов решетки Кохонена. Дополнительно на плоскостях нанесены физические вектора исходных признаков в соответствии с их нагрузками на математические вектора (табл. 2).

Двадцать два, представленных на рисунке 1, наблюдения решетки Кохонена при интерпретации объединены в шесть кластеров.

В направлении более высокой цинковой составляющей компоненты F1 располагаются руды с повышенным содержанием цинка в руде, по от-

ношению к содержанию в ней меди: массивные колчеданные руды сфалерит-пиритового состава; существенно цинковые руды и цинково-медные руды (рис. 2). Согласно нанесенным изолиниям извлечения меди на этих рудах наблюдается пониженное извлечение металла в медном цикле, в центре многофакторного пространства наблюдается кластер медно-цинковых руд, который можно отнести к переработке рядовой шихты, для которой характерна наименьшая дисперсия всех рассматриваемых признаков в рудной массе. В направлении более высокой медной составляющей F1 располагаются руды с пониженным содержанием цинка в руде, по отношению к содержанию в ней меди: легкообогатимые прожилково-вкрапленные руды и руды с более сильным проявлением электрохимического фактора (окисленные руды). Дифференциальность диагностики обеспечивает компонента F2, в которой с наибольшей нагрузкой проявляется параметр $\alpha_{Zn}/\vartheta_{Zn}$.

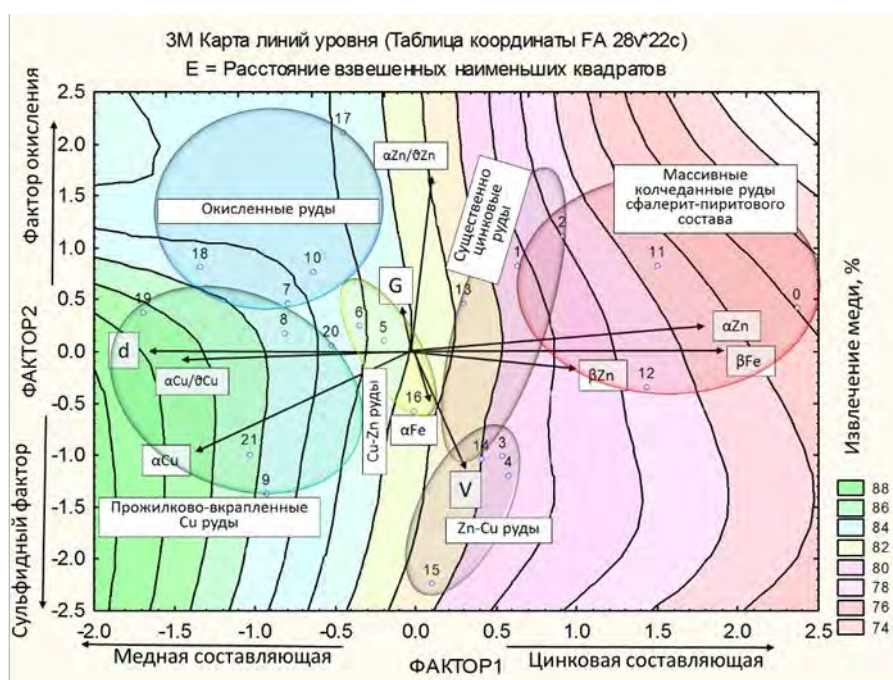


Рисунок 2 – Проекция многофакторного пространства на плоскость компонент F1-F2

Для наглядности взаимосвязи соотношения содержания цинка и меди в шихте с технологическими показателями в медном цикле, наблюдения элементов решетки Кохонена размещены на плоскости в координатах « ϵ – β » (традиционно, обще - принятое представление кривых обогатимости, рис. 3). Предельная кривая обогатимости по меди достигается при переработке прожилково-вкрапленных руд с наименьшим значением в них цинкового фактора. При усилении цинкового фактора наблюдается ухудшение технологических показателей. Самые низкие показатели по извлечению меди и качеству концентрата наблюдаются при переработке массивных

колчеданных руд сфалерит-пиритового состава. Достигнутые результаты при разработке технологической типизации перерабатываемой шихты во многом обусловлены совместным анализом исходных данных с помощью методологии нейросетевого моделирования и факторного анализа. Свойство сети Кохонена, обладающей ассоциативной памятью и возможностью устанавливать близость классов наглядно демонстрирует разработанная топологическая карта, представленная на рис. 1.

Естественно, предельная кривая обогатимости по меди достигается при переработке прожилково-вкрапленных руд с наименьшим значением в них цинкового фактора. При усилении цинкового фактора наблюдается ухудшение технологических показателей. Самые низкие показатели по извлечению меди и качеству концентрата наблюдаются при переработке массивных колчеданных руд сфалерит-пиритового состава.

Выполненным исследованием доказана сложность и нестационарность перерабатываемых руд Приорского месторождения. Обоснована эффективность применения нейронных сетей Кохонена для выявления технологической структуры рудной массы. Также применение разработанных нейросетевых моделей могут быть положены в основу автоматизированной системы управления технологическим процессом [5].

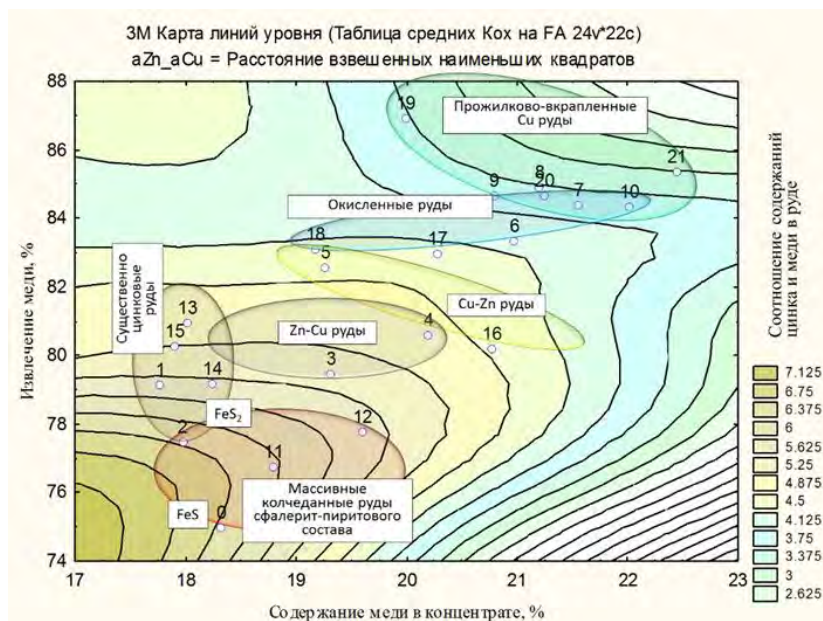


Рисунок 3 – Наблюдения элементов решетки Кохонена на плоскости «ε – β» с нанесением на неё изолиний соотношения содержания цинка и меди в шихте

Список литературы

1. Электронный учебник по статистике / StatSoft [электронный ресурс]. URL; <http://statsoft.ru/home/textbook/default.htm> (дата обращения 20.07.2018).
2. Романенко С.А. Эффективность применения мультисенсорных систем ионометрии и методов нейросетевого моделирования процесса флотации в лабораторных исследованиях / Обогащение руд. 2013. № 1. С. 18-22.
3. Кохонен Т. Ассоциативная память / пер. с англ. изд. В.К. Быховского. М.: Мир, 1980. 239 с.

4. Кохонен Т. Самоорганизующиеся карты: Адаптивные и интеллектуальные системы / пер. 3-го англ. изд. В.Н. Агеева; под ред. Ю.В. Тюменцева. М.: БИНОМ. Лаборатория знаний, 2010. 655 с.

5. Хеиккинен С., Машевский Г.Н. Алгоритмическая база для управления процессом флотации. Обогащение руд. 2005. № 6. С. 32-37.

УДК 622.765-52

ВНЕДРЕНИЕ СИСТЕМЫ МОДИФИЦИРОВАНИЯ ОБОРОТНОЙ ВОДЫ НА НИКОЛАЕВСКОЙ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКЕ

Арустамян К.М., Бариашвили А.Т.

ООО «МЭК-Майнинг», г. Санкт-Петербург, Россия

На Николаевской обогатительной фабрике перерабатываются Cu-Zn и полиметаллические руды. В целях модификации оборотной воды на хвостах цинкового цикла установлена биметаллическая потенциометрическая система «Smart ION», по показаниям которой осуществляется подача серной кислоты для нейтрализации главным образом остаточной концентрации в пульпе СаО.

На рис. 1 представлены минутные тренды изменения показаний биметаллической потенциометрической системы ΔE , pH пульпы и расхода серной кислоты ($q_{H_2SO_4}$), построенные по 1285 наблюдениям.

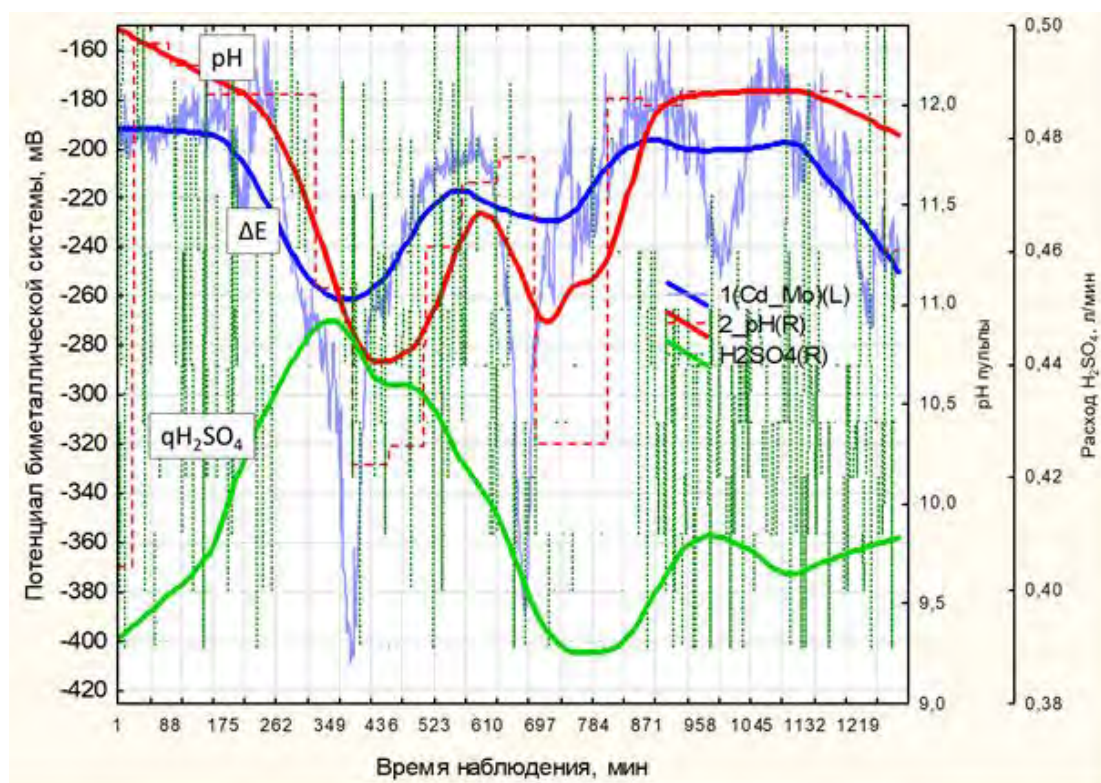


Рисунок 1 – Минутные тренды изменения показаний биметаллической потенциометрической системы ΔE , pH пульпы и расхода серной кислоты ($q_{H_2SO_4}$)

На рисунке наблюдается практически зеркальная картина между трендами показаний биметаллической потенциметрической системы ΔE и расхода серной кислоты ($q_{H_2SO_4}$). Смещение потенциалов биметаллической потенциметрической системы ΔE в отрицательную область свидетельствует о более высоких расходах серной кислоты или фиксирует срывы в подаче CaO в цинковом цикле. Последнее наблюдается в области 350-450 минут и повторно в области 610-690 минут. Отмечается корреляция между значениями водородного показателя и потенциалами биметаллической потенциметрической системы. Тем не менее следует отметить, запаздывание реакции pH на изменение расхода серной кислоты по сравнению с показаниями биметаллической потенциметрической системы. Это подтверждает взаимно корреляционная функция между параметрами ΔE и pH , представленная на рис. 2.

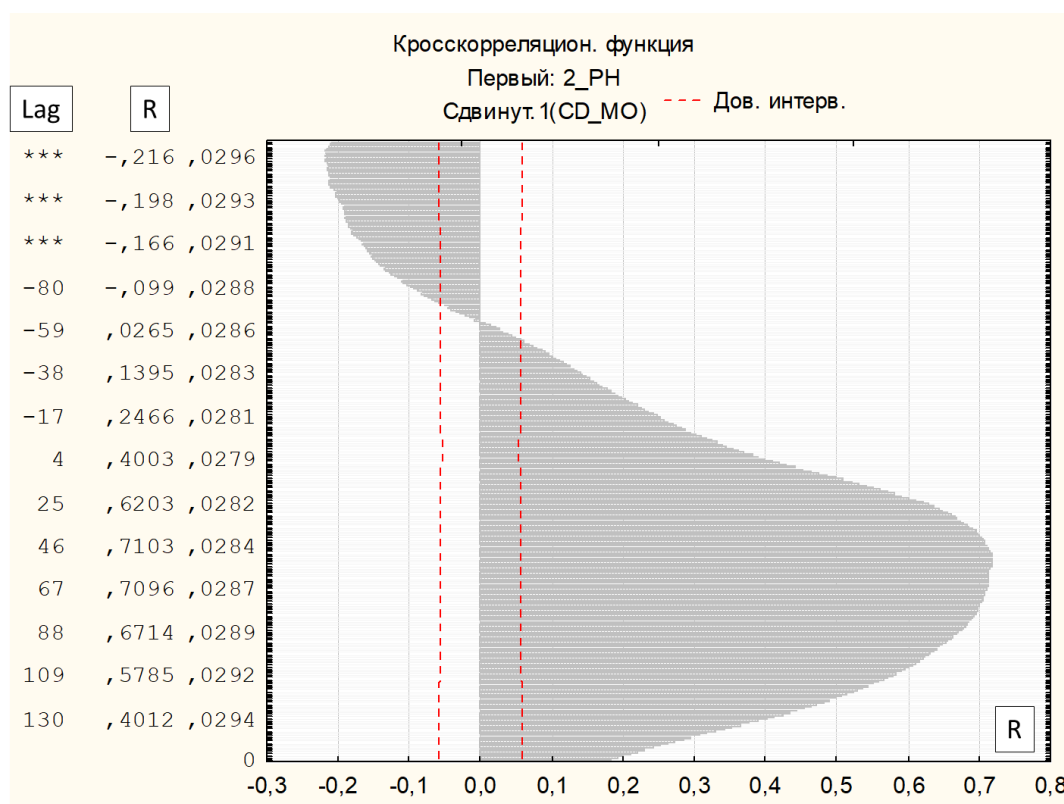


Рисунок 2 – Взаимно корреляционная функция между параметрами ΔE и pH

Кроме того, следует отметить ненадежность промышленных систем pH -метрии. Этот вопрос подробно рассмотрен в работе [1].

Традиционно применяемый ручной контроль остаточной концентрации CaO в пульпе также затруднителен для промышленного внедрения. Примененная нами система «Smart ION» практически не требует затрат на эксплуатацию.

Строго математически взаимосвязь между рассматриваемыми параметрами установлена с помощью нейросетевой модели ОРНС 3:3-643-2-

1:1(6). Архитектура модели описывается в табл. 1. Результаты анализа чувствительности выходных функций к входным параметрам представлены в таблице 2. Статистические оценки полученной модели отражены в таблице 3.

Таблица 1 – Архитектура модели

Архитектура	Производительность обуч.	Контр. производительность	Тест. производительность	Ошибка обучения	Контрольная ошибка	Тестовая ошибка	Обучение/Элементы	Входы	Скрытые(1)	Скрытые(2)
ОРНС 3:3-643-2-1:1	0,455	0,521	0,566	0,010	0,011	0,013	ПВ	3	643	2

Таблица 2 – Результаты анализа чувствительности модели к входным параметрам

	2 pH	1 CaO	H2SO4
Отношение.6	1,956	2,066	1,107
Ранг.6	2	1	3

Таблица 3 – Статистические оценки полученной модели

	1(Cd Mo).6
Среднее данных	-222
Ст.откл. данных	45,83
Среднее ошибки	0,10
Ст.откл. ошибки	23,05
Среднее абсолютной ошибки	15,26
Отношение ст.откл.	0,50
Корреляция	0,86

Полученная статистическая оценка подтверждает адекватность вычисленной нейросетевой модели. Обобщенная функциональная зависимость потенциалов биметаллической потенциометрической системы на вариацию расхода серной кислоты представлена на рис. 3.

Из представленного рисунка 3 следует, что расходы серной кислоты ниже одного л/мин не эффективны для обеспечения оптимальной модификации оборотной воды.

Важно также отметить, что биметаллическая потенциометрическая система чувствительна к типу перерабатываемой шихты. Об этом свидетельствует нейросетевая модель, построенная за период с 22.07 по 17.09. 2017 г. по часовому статистическому массиву, включающему 1075 наблюдений. Соответствующая поверхность отклика потенциалов биметаллической потенциометрической системы на вариацию содержания металлов в руде представлена на рис. 4.

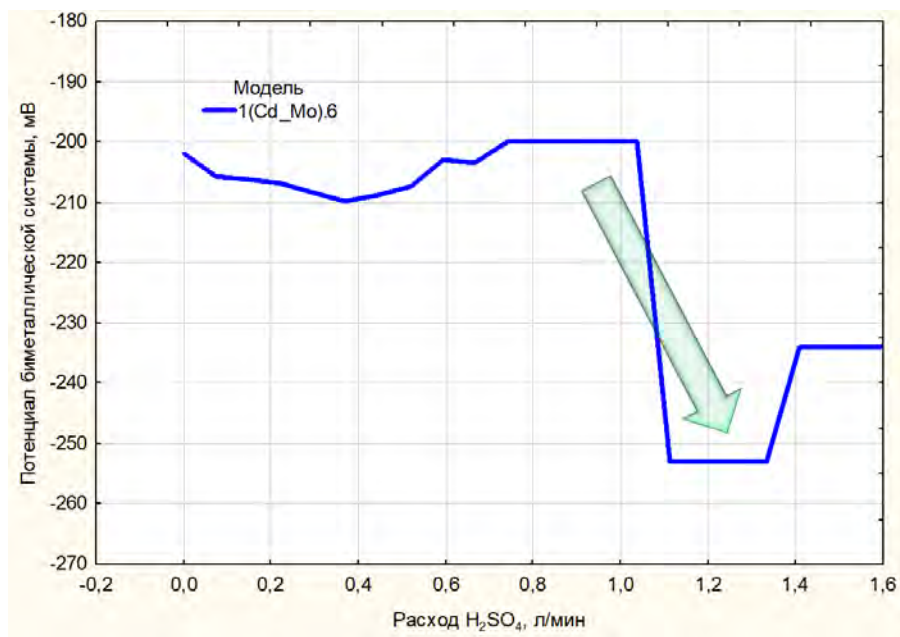


Рисунок 3 – Обобщенная функциональная зависимость потенциалов биметаллической потенциометрической системы на вариацию расхода серной кислоты

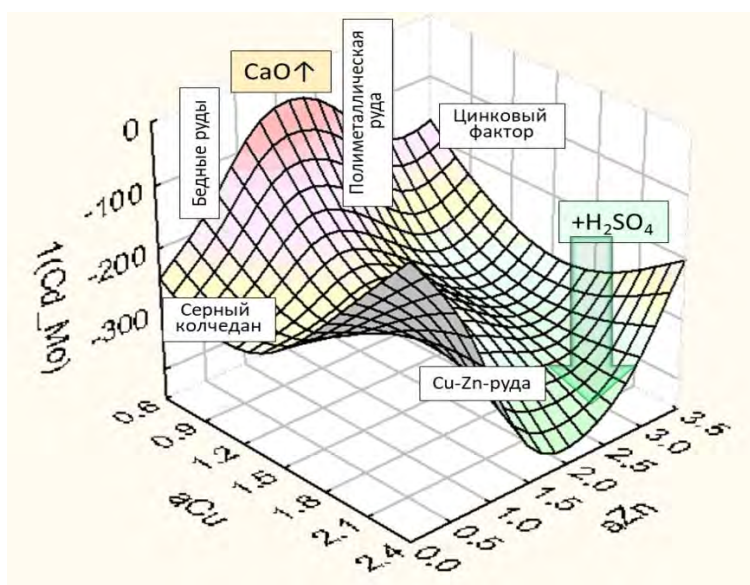


Рисунок 4 – Поверхность отклика $\Delta(Cd-Mo)$ на вариацию содержания Cu и Zn в руде

Внедренная система модификации оборотной воды на Николаевской обогатительной фабрике обеспечила повышение извлечения золота на 10 %.

Список литературы

1. Машевский Г.Н., Петров А.В., Романенко С.А. и др. Новый подход к регулированию флотационного процесса селективного отделения сульфидных минералов от пирита в известковой среде. Обогащение руд. 2012. № 1. С. 12-16.

ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ ТРУДНООБОГАТИМЫХ МЕДНО-ЦИНКОВО-ПИРИТНЫХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ «АБЫЗ»

Немчинова Л.А., к.т.н., Соловьева Л.А., Романенко С.А.
ООО «МЭК-Майнинг», г. Санкт-Петербург, Россия

Месторождение «Абыз» располагается в Республике Казахстан. Является крупным золото-колчеданно-полиметаллическим месторождением.

Главными рудообразующими минералами на месторождении являются пирит, сфалерит, халькопирит и галенит, второстепенными – блеклая руда и редкими – соединения серебра, висмута и теллура. Из нерудных минералов широко распространены - кварц, серицит и хлорит. Среднее содержание золота возрастает от ранних к поздним минеральным ассоциациям. К негативным факторам, влияющим на селективность флотации следует отнести выщелачивание из руды катионов тяжелых металлов, приводящее к взаимоактивации поверхности сульфидных минералов, а также, присутствие гидроокисных соединений железа, приводящих к комплексованию ксантогената. Это свидетельствует об актуальности разработки системы технологической типизации перерабатываемой шихты на обогатительной фабрике. Выполненные, ранее, компанией ООО «МЭК-Майнинг» исследования по типизации руд колчеданно-полиметаллического и медно-цинкового месторождения «Абыз», на основании статистического массива данных работы предприятия в предыдущие годы, позволили составить топологическую карту Кохонена (рис.1) на основании нейросетевого моделирования для технологической классификации типа перерабатываемого сырья и отнести руды месторождения к разряду труднообогатимых руд. О том же свидетельствуют результаты проведенных исследований обогатимости данных руд институтом «Механобр» еще в 1991 г.

Специалистами компании ООО «МЭК-Майнинг», также, выполнены исследования по изучению влияния процессов измельчения руды месторождения «Абыз» на электрохимические параметры пульпы при выполнении операций пульпоподготовки перед процессом селективной флотации. Для изучения данного влияния использованы современные методы ионометрии и принципы нейросетевого моделирования. Полученные результаты исследований позволили сформулировать направления совершенствования технологии флотации труднообогатимых колчеданно-полиметаллических руд месторождения «Абыз». Физико-химические процессы, протекающие при измельчении руды, оказывают существенное влияние на селективность флотации и могут быть причинами снижения селективности процесса флотации.

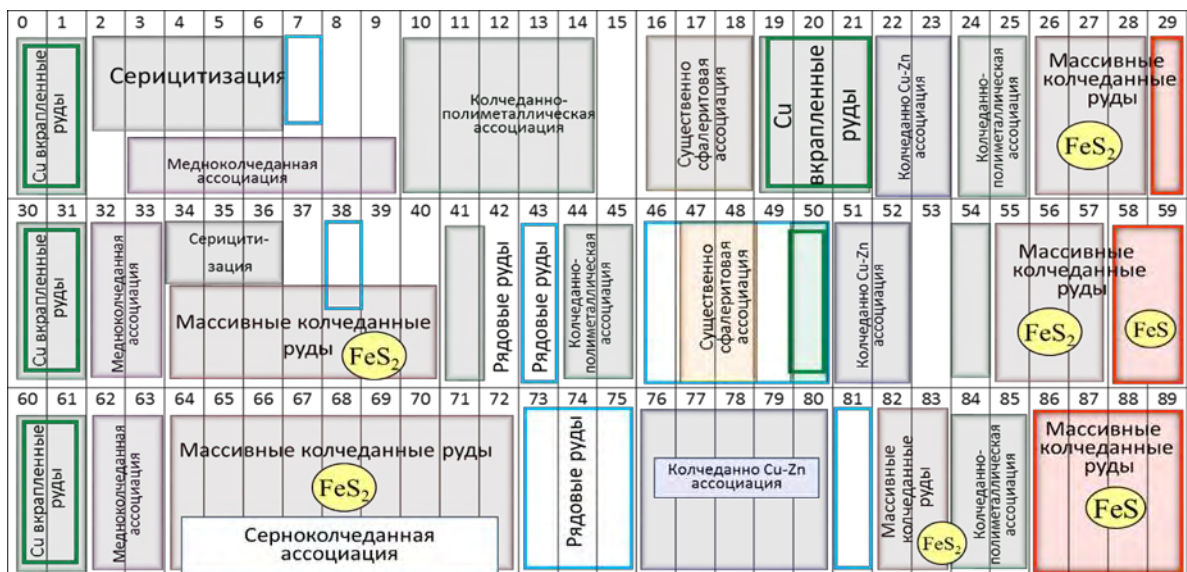


Рисунок 1 – Топологическая карта Кохонена

На примере пробы руды месторождения Абыз проведены исследования по изучению электрохимических характеристик измельченного продукта, поступающего в процесс флотации. Для исследования применялись электродные системы: Ag_2S (контроль ионов S^{2-} , BtX^- , Cu^{2+}); Pt (окислительный потенциал жидкой фазы пульпы); Mo (окислительный потенциал пульпы); EM (пленочный мембранный ионоселективный электрод, контроль концентрации ионов собирателей и развития процессов комплексообразования); Cd (ионная сила жидкой фазы пульпы, электропроводность); pH (водородный показатель).

Результаты проведенных исследований позволили найти оптимальные значения электрохимических параметров и показать возможности достижения более высоких результатов при проведении селективной флотации колчеданно-полиметаллических труднообогатимых руд месторождения Абыз (рис. 2).

Представленный рисунок доказывает необходимость развития технологии селективной флотации колчеданно-полиметаллических руд в направлении применения комплекса $[\text{Zn}(\text{SO}_3)_2]^{2-}$, как более активно действующего на смещение потенциалов EM электрода в отрицательную область. В процессе проводимых исследований выявлен химизм протекающих процессов в операции пульпоподготовки перед селективной флотацией. С помощью методов электрохимического контроля показана количественная оценка изучаемых взаимосвязей между электрохимическими параметрами пульпы и технологическими показателями. Рассчитанная нейросетевая модель, полученная на базе сформированного массива данных, позволила выявить оптимальные электрохимические условия образования металсульфитных комплексов, обеспечивающих максимальное достижение селективности флотационного процесса.

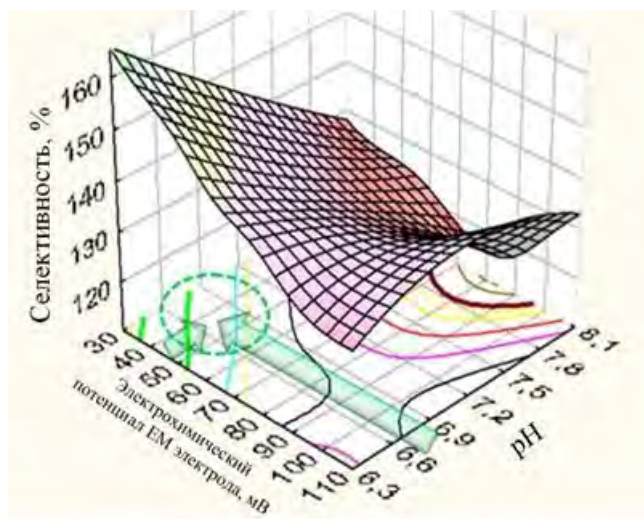


Рисунок 2 – Поверхность отклика показателя селективности флотации на вариацию значений pH и потенциала электрода EM, обратимого к комплексным соединениям $[\text{Me}(\text{SO}_3)_2]^{2-}$.

В 2018 г. по просьбе ТОО «Корпорация Казахмыс» специалистами компании ООО «МЭК-Майнинг» изучена возможность повышения технологических показателей при обогащении труднообогатимого типа золото-содержащих медно-цинково-пиритных руд месторождения «Абыз» по отношению, к ранее полученным показателям, при их промышленной переработке на Карагайлинской ОФ.

Достигнутые показатели в результате проведенных исследований, удовлетворяют требованиям металлургических заводов ТОО «Корпорация Казахмыс», перерабатывающих медные и пиритные концентраты и приняты к проведению промышленных испытаний разработанной технологии на Карагайлинской ОФ для уточнения и подтверждения полученных показателей в лабораторных условиях при обогащении данного типа руд месторождения «Абыз». Ниже, на рисунке, приведена рекомендуемая схема переработки на Карагайлинской ОФ.

На основании полученных результатов в серии открытых опытов выбран оптимальный режим для постановки заключительного опыта (по принципу непрерывного процесса), который для достоверности повторялся дважды.

Результаты заключительного опыта, проведенного по рекомендованной схеме (рис.3) приведены в табл. 1.

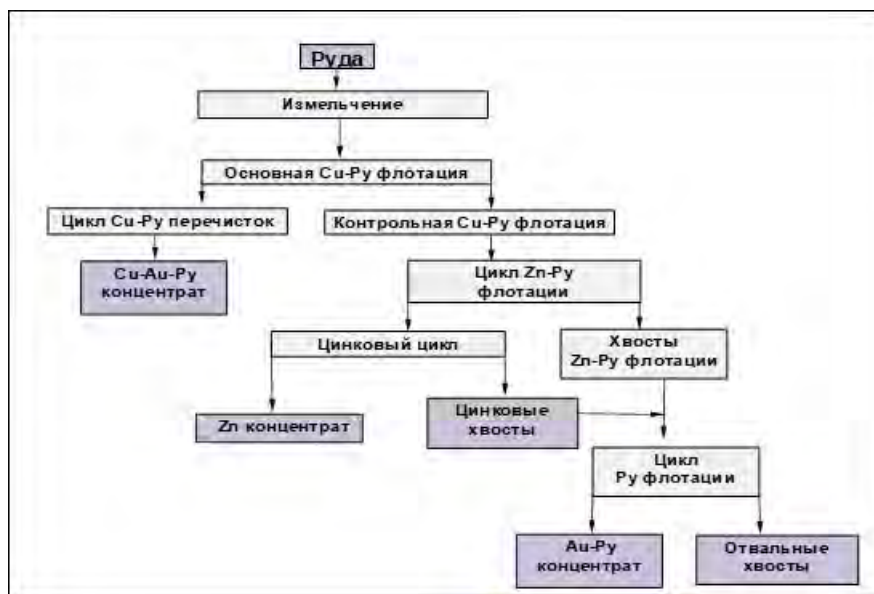


Рис.3 Рекомендуемая технологическая схема флотации

Таблица 1 – Результаты замкнутого опыта по рекомендованной схеме и режиму обогащения

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %, г/т					
		Cu	Zn	Fe	S	Au	Ag
Си-Ру к-т	2,20	7,82	3,85	37,29	42,05	55,00	30,60
Ру к-т	7,58	0,55	2,90	40,93	43,57	6,60	44,70
Суммарный к-т	9,78	2,19	3,11	40,11	43,23	17,49	41,53
Zn к-т	1,60	0,42	48,66	9,48	31,04	0,99	96,00
Отв. хвосты	88,62	0,07	0,52	6,85	5,40	0,50	4,60
Руда	100	0,28	1,54	10,15	9,51	2,17	9,67
	Выход, %	Извлечение, %					
Си-Ру к-т	2,20	60,91	5,49	8,09	9,73	55,78	6,96
Ру к-т	7,58	14,77	14,24	30,58	34,73	23,06	35,02
Суммарный к-т	9,78	75,68	19,73	38,67	44,46	78,84	41,98
Zn к-т	1,60	2,37	50,43	1,50	5,22	0,73	15,88
Отв. хвосты	88,62	21,95	29,85	59,84	50,32	20,43	42,14
Руда	100	100	100	100	100	100	100

В феврале 2019 г. на Карагайлинской ОФ проведены промышленные испытания разработанной технологии с участием специалистов компании ООО «МЭК-Майнинг». Следует отметить, что до промышленной переработки на Карагайлинской ОФ руда хранилась на открытом складе 6 месяцев, что повлекло за собой активацию цинковых минералов вследствие начавшихся процессов выщелачивания медных минералов и образование дополнительных депрессоров цинковых минералов, о чем говорит увеличение всех ионов цветных металлов в водной вытяжке руды (табл.2).

Из данных табл.2 следует, что на момент проведения промышленных испытаний, значительные изменения произошли в химическом составе

оборотной воды в сторону повышения ионов цветных металлов, рН и остаточной концентрации, кальция в воде (с 56 мг/л до 400мг/л), что могло, также, привести к снижению флотуемости золота и серебра.

Таблица 2 - Химический состав водной фазы измельченной руды и оборотной воды Карагайлинской ОФ в разные периоды времени

№№ п/п	Компоненты	Ед. изм.	Водная фаза измель- ченной руды		Оборотная вода КОФ	
			Октябрь 2018г	Февраль 2019г	Октябрь 2018г	Февраль 2019г
1	рН	ед.	7,4	6,5	6,91	11,81
2	Cu ⁺²	мг/л	0,00002	2,0	0,00004	<0.010
3	Zn ⁺²	мг/л	н/о	50,0	н/о	0,335
4	Pb ⁺²	мг/л	0,0056	0,1	0,0053	0,45
5	Fe ⁺²	мг/л	0,12	30,0	0,05	<0.10
6	Ca ⁺²	мг/л	401	736	108	451
7	Mg ⁺²	мг/л	89	109	6,8	12
8	SO ₄ ⁻²	мг/л	1734	3900	1752	3297
9	Сухой остаток	мг/л	2924	5300	3250	5330
10	Ост.конц.СаО	мг/л	-	-	56	425

На основании замеров электрохимических параметров флотационного процесса был откорректирован текущий реагентный режим обогащения данной руды, в том числе:

- для предотвращения негативного влияния ионов медных минералов было смещено соотношение сернистого натрия к цинковому купоросу в сторону увеличения сернистого натрия, для дополнительной депрессии активированных цинковых минералов был повышен расход цинкового купороса;

- для создания благоприятной рН для флотации драгоценных металлов в медно-пиритной флотации, было принято решение об отключении подачи извести с головы процесса;

- также, на основе электрохимических замеров был откорректирован расход собирателей в медно-пиритном цикле флотации (применялось сочетание сильного и слабого собирателя);

- на основе электрохимических замеров был откорректирован, по-операционно, расход медного купороса и собирателя в цинк-пиритной и пиритной флотациях.

По откорректированному режиму переработки золотосодержащей медно-цинково- пиритной руды месторождения «Абыз» получены медно-пиритный, пиритный и цинковый концентраты со следующими технологическими показателями:

- Извлечение меди в медно-пиритный концентрат составляло— 75-85% при содержании меди в концентрате 3,81-6,5%; извлечение золота – 60,56-70,7% при его содержании в руде – 1,68 г/т.

- Извлечение золота в пиритный концентрат составляло уровень 2,77-5% при содержании золота в концентрате –от 2,5 до 4 г/т, меди - 0,55%, серы – 40-43 %.

- Получаемый цинковый концентрат содержал цинка от 40,0% до 44,56% при извлечении цинка в концентрат – от 33 до 60,43%(при среднем извлечении 34,3%).

Выводы:

Разработанная комплексная технология на основе измерения, анализа и корректировки электрохимических характеристик флотационного процесса, не смотря на значительное ухудшение вещественного состава поступающей руды и условий проведения флотации со значительным ухудшением оборотной воды по ионному составу, позволило достичь запланированных показателей по извлечению меди, золота и серебра.

Для последующей переработки забалансовых медно-цинковых пиритных руд с обеспечением получения более высоких показателей по цинку, специалистам Карагайлинской ОФ выданы соответствующие рекомендации, связанные с установкой соответствующего набора электродов для анализа электрохимических параметров пульпы и последующей корректировки реагентного режима.

Проведение промышленных испытаний данного типа колчеданных медно-цинковых, золотосодержащих руд месторождения «Абыз» подтвердило возможность их рентабельной переработки (даже периодической) и позволило поддержать работоспособность рудника «Абыз» при сохранении рабочих мест трудящихся.

Список литературы

1. Месторождения золота Казахстана. Справочник под редакцией А.А. Абдуллина, Х.С. Беспяева, Э.С. Воцалевского, С.Ж. Даукеева, Л.А. Мирошниченко, Алматы, Информационно-аналитический центр геологии, экологии и природных ресурсов Республики Казахстан, 1996-1997, 166 с.

2. Материалы собственных разработок компании ООО «МЭК-Майнинг» по типизации руд месторождения Абыз, Машевский Г.Н., 2017г.

3. Материалы доклада на международном конгрессе обогатителей «Влияние процессов пульпоподготовки на селективность флотационного процесса разделения для руд месторождения Абыз», Александрова Т.Н., Арустамян К.М., Романенко С.А., Москва, 2018г.

4. Отчет компании ООО «МЭК-Майнинг» по результатам исследований обогатимости пробы руды месторождения Абыз, 2018г., Немчинова Л.А., Соловьева Л.М.

РЕГУЛИРОВАНИЕ ГИДРОФОБНОСТИ ПОВЕРХНОСТИ АЛМАЗНЫХ КРИСТАЛЛОВ С ПРИМЕНЕНИЕМ ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКОЙ И УЛЬТРАЗВУКОВОЙ ТЕХНОЛОГИИ

Подкаменный Ю. А.¹, Двойченкова Г. П.^{2,3}

¹НИГП АК «АЛРОСА», г. Мирный, Россия

²ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр РАН», г. Москва, Россия

³МПТИ ФГАОУ ВО «Северо-Восточный федеральный университет

им. М.К. Аммосова», г. Мирный, Россия

Опытом работы обогатительных фабрик, перерабатывающих измененные кимберлитовые руды, установлено, что основные потери алмазов представлены кристаллами крупностью -5 мм, которые составляют более 15% от стоимости товарной продукции. В стандартных технологических схемах переработки кимберлитовых руд алмазы указанной крупности извлекаются методами липкостной и пенной сепараций, эффективность которых резко снижается вследствие образования на поверхности кристаллов гидрофильных пленок. Механизм образования и закрепления гидрофильных образований определяется в первую очередь минералогическим составом перерабатываемых кимберлитов.

В измененных рудных блоках кимберлиты в различной степени преобразованы метасоматическими процессами в глинистые минералы и тальк, составляющих до 96% связующей массы. Общим для всех образцов измененных кимберлитовых пород является наличие в их составе глинистых минералов со смектитовыми пакетами: *Na*-смектит, смешанослойные тальк-смектит и хлорит-смектит. Частицы данных минералов, как правило, концентрируются в тонкодисперсных шламовых продуктах переработки кимберлитовых руд и обладают свободным зарядом, что делает их поверхностно-активными, способными к катионному обмену, взаимодействию с поверхностью кристаллов, вследствие которого снижается извлечение алмазов методами, использующими их природные физико-химические свойства [1].

Исследованиями ИПКОН РАН, НИГП и института «Якутнипроалмаз» АК «АЛРОСА» установлено, что на поверхности не извлеченных алмазов, содержащихся в хвостовых продуктах основных операций обогащения, присутствует значительное количество гидрофильных образований из глинистых минералов.

Комплексом современных методов исследований установлено, что поверхностные полиминеральные образования состоят из разноструктурных объектов и множества микроглобул. Рассматриваемое поверхностное соединение имеет кальций-магний-силикатно-карбонатный состав при содержании заметных количеств железа и серы (рисунок.1). Практически не обнаруживается натрия и хлор, что свидетельствует о неучастии в строении рассматриваемого шламового образования галита или хлорида каль-

ция. Такой состав соответствует диагностированному элементному составу шламовых классов образцов гидротермально измененных кимберлитов, для которых характерна большая массовая доля кремния и меньшая кальция [2].

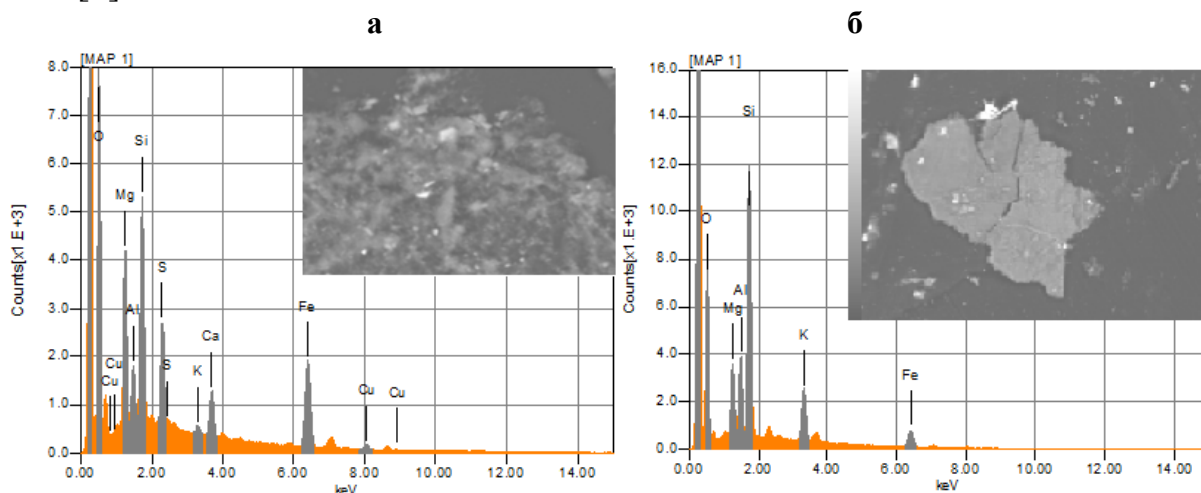


Рисунок 1 – Изображения и рентгеновские спектра тальк – смектитового (а) и серпентин-карбонатного (б) образования на поверхности алмаза

Поверхностные образования характеризуются присутствием агрегатов шламовых классов породообразующихся минералов с выраженными либо гидрофобными, либо гидрофильными свойствами.

Часто встречающимся типом поверхностного образования является достаточно крупная шламовая примазка (конгломерат) тальк-смектитового состава или кальций-магний-алюмосиликатного состава.

Выявленные особенности строения минеральных образований являются характерными для гидрофильной поверхности алмазных кристаллов, теряемых в процессах липкостной и пенной сепарациях.

Перспективным путем удаления гидрофилизующих образований с поверхности алмазов является сочетание электрохимической и ультразвуковой технологий.

Стендовые испытания электрохимического метода бездиафрагменного электролиза минерализованной оборотной воды в цикле липкостной сепарации алмазосодержащего сырья трубок Мир и Интернациональная проведены в схеме ОФ№3 МГОКа.

В липкостной сепаратор, работающий непрерывно в течение смены, каждые два часа изменяли качество технической воды, поступающей в питающий бункер для транспортирования исходной рудной массы на сепарацию. В период испытаний в технологический процесс вначале первые два часа подавалась обычная оборотная вода. В следующие два часа использовался продукт ее электролиза в бездиафрагменном аппарате. Затем цикл испытаний повторялся.

Была проведена промышленная апробация трех различных вариантов применения электрохимически обработанной оборотной воды в цикле липкостной сепарации.

По первой схеме оборотную воду после обработки в аппарате бездиафрагменного типа ЭКВБ-5 при плотности тока на электродах $30 \div 150$ А/м² подавали в транспортную трубу для осуществления контакта с хвостами обогащения в течение 15 мин непосредственно перед подачей на липкостные сепараторы СЛБ-5. Как показали результаты испытаний, такая схема обеспечивает прирост извлечения алмазов $2 \div 3\%$ по классу $-5+2$ мм.

По второй схеме продукт электролиза оборотной воды, полученный в аппарате ЭКВБ-5, подавали в транспортную трубу с обезвоженным рудным сырьем, поступающим на липкостные сепараторы СЛБ-5 и в общий питающий бункер люминесцентных сепараторов в качестве транспортной воды ($1,5 \div 2,3$ м³/час). Как показали результаты испытаний, схема обеспечивает прирост извлечения алмазов от 2 до 5%.

По третьей схеме оборотную воду после обработки в ЭКВБ-5 подавали в приемный бункер люминесцентных сепараторов ЛС-Д-4-03 комбинированной схемы цеха доводки, где происходил первый контакт обработанной водной системы с рудным сырьем в течение $4 \div 8$ мин.

Далее хвосты люминесцентной сепарации вместе с электрохимически обработанной оборотной водой поступали на обезвоживание в механические классификаторы, где происходил повторный контакт обработанной водной системы с общей рудной массой. Как показали результаты испытаний, такая схема обеспечивает прирост извлечения алмазов в липкостной сепарации от 4,3 до 8,1%.

Результаты последующих исследований были направлены на дальнейшее повышение эффективности процесса липкостной сепарации и ставили задачей разработку комбинированной технологии, предусматривающей использование наряду с электрохимическим кондиционированием воды метод ультразвуковой обработки рудной пульпы.

Комбинированная электрохимическая ультразвуковая технология позволяет удалять с поверхности алмаза не только техногенные карбонатные пленки но и агрегаты (примазки) шламовых классов породобразующихся минералов. Причиной эффективности дополнительного применения ультразвуковой технологии является совокупность кавитационного и гидродинамического воздействия (акустических течений и звукокапиллярных эффектов) на макроразмерные объекты ($10^{-2} - 10^{-3}$ см), сравнимые с длиной волны ($10^{-2} - 10^{-4}$ см) ультразвукового излучения (рисунок 2). Следует отметить, что совместное применение ультразвуковой и электрохимической технологий позволяет разрушить гидрофилизующие поверхностные образования, не удаляемые при электрохимических воздействиях и предупредить их повторное закрепление на поверхности алмаза за счет модифицирования свойств водной системы

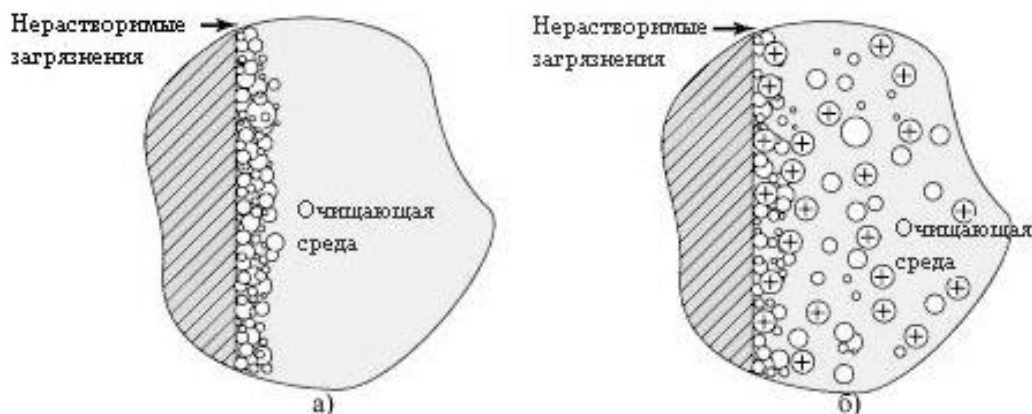


Рисунок 2 - Принципиальная схема очистки поверхности алмазов продуктами электрохимического кондиционирования водных сред (ЭКВС) (а) и при комбинированном воздействии продуктов ЭКВС и ультразвуковой обработки (б).

Как показали результаты укрупненных стендовых испытаний, применение комбинированной обработки позволяет снизить потери алмазов в операции липкостной сепарации на 18,6% (таблица 1).

Таблица 1 – Показатели процесса липкостной сепарации при испытаниях комбинированной электрохимической ультразвуковой технологии восстановления гидрофобности алмазов

Режим	Хвосты после обогащения на СЛ-10*	Вес пробы, гр.	Содержание алмазов, у.е.
Без ультразвуковой обработки	по классу -6+3 мм	999	43
	по классу -3+1 мм	1285	
С ультразвуковой обработкой	по классу -6+3 мм	995	35
	по классу -3+1 мм	932	

* СЛ – сепаратор липкостной

Полученные результаты показали перспективность разработанной комбинированной технологии для повышения эффективности процесса липкостной сепарации при обогащении алмазосодержащих кимберлитов.

Список литературы:

1. Зинчук Н.Н. Постмагматические минералы кимберлитов. / Н.Н. Зинчук. -М.: Недра, 2000.
2. Чантурия В.А. Двойченкова Г.П., Ковальчук О.Е., Тимофеев А.С. Особенности минералогического состава и распределения минеральных компонентов в отвальных хвостах обогащения алмазосодержащего сырья / В //Руды и металлы. 2014. № 4. с. 67-73.

МОДЕЛИРОВАНИЕ ФЛОТАЦИОННЫХ СИСТЕМ «ЦИНК–РЕАГЕНТ» ПРИ ИЗВЛЕЧЕНИИ ИЗ ПРОДУКТИВНЫХ РАСТВОРОВ

Медяник Н. Л., Шевелин И. Ю., Тарасюк Е. В., Горшков Ф. С.

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

Квантово-химические методы исследования являются надежным инструментарием для установления геометрии молекул реагентов, изучения особенностей межмолекулярных взаимодействий, анализа структуры соединений различного происхождения [1 - 6]. Учитывая значительную роль стерического и энергетического факторов при взаимодействии металла и органического реагента, методами квантово-химического моделирования возможно проведение оптимизации геометрии молекул с выявлением наиболее термодинамически выгодных и конформационно устойчивых структур.

В данной работе приводится квантово-химическая оценка систем «цинк-реагент», способных к эффективной самосборке при флотационном извлечении металла из техногенных вод (продуктивных растворов) горных предприятий, квантово-химическое моделирование комплексов, образующихся при взаимодействии молекул реагента 1,2-диацилгидразида (А.В. Радусев, Л.Г. Чеканова и Гусев В.Ю., 2010 г) с субстратами цинка и, как результат, выявлен механизм данного взаимодействия.

Квантово-химические расчеты проводились методом параметризации РМ 3 в приближении ограниченного и неограниченного метода Хартри – Фока (RHF/6-311 G(d)) в полноэлектронном валентно-расщепленном базисном наборе 6-311 G(d) с использованием программных пакетов HyperChem 7.5 Pro. Методика проведения квантово-химических расчётов рассмотрена в работах [1 - 3].

Результаты квантово-химических расчётов параметров реакционной способности [1] молекулы 1,2-диацилгидразина, важнейшими из которых являются энергии верхней занятой (E_{HOMO}) и нижней свободной (E_{LUMO}) молекулярных орбиталей, значения абсолютной жёсткости η и мягкости S , химического потенциала χ , глобальной нуклеофильности I_N , представлены в таблице.

В качестве дескрипторов квантово-химической оценки возможности образования наиболее энергетически выгодных и конформационно устойчивых систем «субстрат-реагент» использовались молекулярный электростатический потенциал (МЭР), степень переноса заряда (ΔN), энергия комплексообразования (ΔE_{comp}), а также количество водородных связей в образующихся в процессе выделения и концентрирования молекулярных системах «субстрат-реагент».

Таблица - Рассчитанные параметры реакционной способности молекулы 1,2-диацилгидразина

$E_{НОМО}$	E_{LUMO}	η , эВ	χ , эВ	S , эВ	I_N , эВ
-9,864	0,457	10,321	4,704	0,097	0,933

Квантово-химические расчеты [5 -7] возможных структур комплекса $Zn - DAH$, где DAH - комплексообразующий фрагмент 1,2-диацилгидразида, показали, что для такого комплекса возможно существование нескольких координационно-насыщенных структур, таких как $[Zn(H_2O)_n(DAH)_3]$, $[Zn(H_2O)_n(DAH)_2]$, $[Zn(H_2O)_n(DAH)]^{2+}$, $[Zn(H_2O)_n(DAH)]^+$ и др. Все возможные структуры были проанализированы, далее приводятся результаты квантово-химических расчетов наиболее прочных и конформационно стабильных комплексов, способных к существованию во флотационных системах.

Так, например, комплекс $[Zn(H_2O)_5(DAH)]^+$, в котором лиганд присоединяется через один из атомов азота гидразидной группы, характеризуется значением $\Delta N=0,503$. Его пространственная структура и проекция 3d-образа MEP представлены на рис. 1.

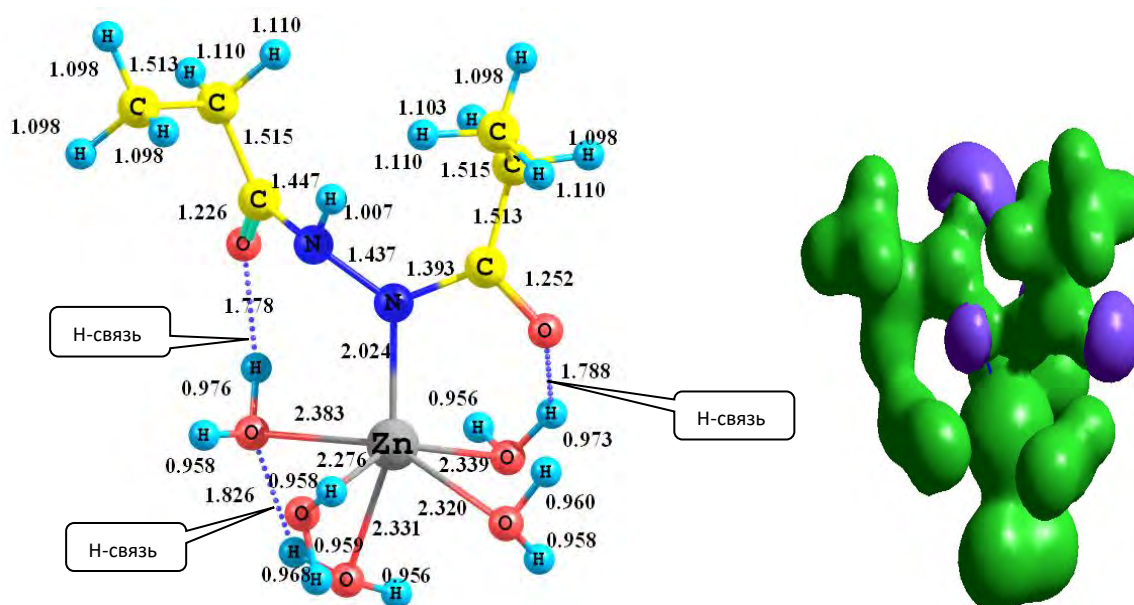
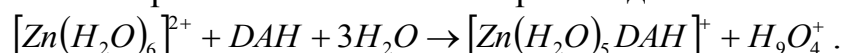


Рисунок - 1 Фрагмент пространственной структуры и проекция 3d-образа MEP $[Zn(H_2O)_5(DAH)]^+$ с указанием длины связей (Å)

Рассчитанное значение энергии комплексообразования составляет -86,63 ккал/моль. Образование комплекса происходит по схеме:



Согласно проекции MEP, такая структура комплекса $[Zn(H_2O)_5(DAH)]^+$ во флотационных системах характеризуется хорошей конформационной и термодинамической стабильностью благодаря высоким значениям ΔN , наличию трех водородных связей и $\Delta E_{comp} < 0$. Возможность перехода, образованного комплекса $[Zn(H_2O)_5(DAH)]^+$ в более

крупные полиассоциаты за счет электростатического взаимодействия между отдельными фрагментами структуры прослеживается, так как на проекция 3d-образа МЕР имеются как положительно, так и отрицательно заряженные участки.

Расчет возможных структур комплекса $[Zn(H_2O)_n(DAH)_2]$ показал, что для такого состава существуют две координационно-насыщенные структуры. Пространственная структура и проекция МЕР комплекса $[Zn(H_2O)_3(DAH)_2]$, характеризующегося значением $\Delta N = 0,545$, в котором один лиганд присоединяется через одну карбонильную группу и один из атомов азота гидразидной группы, а второй - только через один из атомов азота гидразидной группы, представлены на рис. 2.

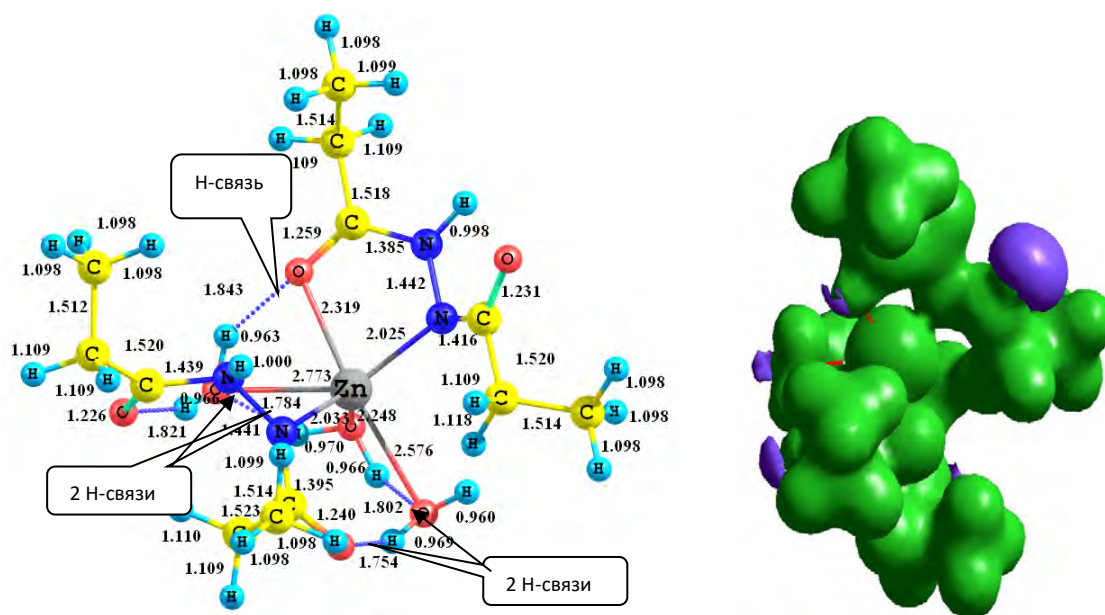
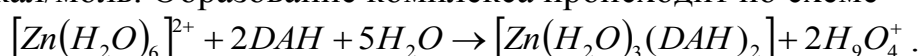


Рисунок - 2 Фрагмент пространственной структуры и проекция 3d-образа МЕР комплекса $[Zn(H_2O)_3(DAH)_2]$ с указанием длины связей (Å)

Комплексы $[Zn(H_2O)_3(DAH)_2]$ можно охарактеризовать как наиболее прочные и склонные к самосборке в супрамолекулярные полиассоциаты благодаря возможности как электростатического взаимодействия (на проекции 3d-образа МЕР имеются отрицательно и положительно заряженные участки) между образованными структурами, так и за счет образования 5 межмолекулярных водородных связей. Образование комплекса $[Zn(H_2O)_3(DAH)_2]$ конформационно и термодинамически обосновано ($\Delta E_{comp} \ll 0$).

Рассчитанное значение энергии комплексообразования составляет -99,31 ккал/моль. Образование комплекса происходит по схеме



Анализ представленных результатов квантово-химических исследований позволяет сделать заключение, что с наибольшей вероятностью во флотационных системах «цинк - реагент DAH» находятся наиболее проч-

ные, конформационно устойчивые и энергетически выгодные структуры, способные к самосборке ДАН с Zn^{2+} :

- комплекс $[Zn(H_2O)_3(DAH)_2]$, в котором один лиганд присоединяется через одну карбонильную группу и один из атомов азота гидразидной группы, а второй - только через один из атомов азота гидразидной группы, характеризующийся $\Delta E_{comp} = -99,31$ ккал/моль, $\Delta N = 0,545$ и наличием пяти водородных связей;

- комплекс $[Zn(H_2O)_5(DAH)]^+$, в котором лиганд присоединяется через один из атомов азота гидразидной группы, $\Delta E_{comp} = -86,63$ ккал/моль, $\Delta N = 0,503$ и три водородные связи.

Следовательно, квантово-химические расчёты МЕР, ΔN , ΔE_{comp} , число водородных связей и моделирование пространственных структур флотационных систем «субстрат-реагент» позволяют выявлять наиболее стабильные - энергетически выгодные и конформационно устойчивые комплексы, способные к существованию во флотационных системах и оценивать возможность их самосборки в супрамолекулярные полиассоциаты.

Список литературы:

1. Медяник Н.Л., Шадрунова И.В., Варламова И.А., Калугина Н.Л., Гиревая Х.Я. Оценка стабильности металлорганических комплексов квантово-химическим методом // *Фундаментальные исследования*. – 2015. – № 2 (часть 6). – С. 1198-1203.

2. Медяник Н.Л., Шевелин И.Ю., Бодьян Л.А. Прогнозный подход к выбору реагентов для флотации цинка и меди (II) из рудничных вод // *Фундаментальные исследования*. – 2017. – № 10 (часть 3). – С. 492-496.

3. Медяник Н.Л., Варламова И.А., Калугина Н.Л., Строкань А.М. Прогнозирование флотационной активности реагентов для извлечения цинка и меди (II) по квантово-химическим дескрипторам // *Известия высших учебных заведений // Горный журнал*. – 2011. – № 3. – С. 83–89.

4. Применение ионной флотации для извлечения меди и цинка из техногенных рудничных вод // *Сталь*. – 2014. – № 7. – С. 1191–23.

5. Parr R.G., Szentpaly L., Liu S. Electrophilicity index // *J. Am. Chem. Soc.* – 1999. – Vol. 121. – 1922 p.

6. Chattaraj P.K., Maiti B., Sarkar U. Philicity: a unified treatment of chemical reactivity and selectivity // *J. Phys. Chem.* – 2003. – Vol. 107. – 4973 p.

7. Padmanabhan J., Parthasarathi R., Sarkar U., Subramanian V., Chattaraj P. K. Effect of solvation on the condensed Fukui function and the generalized philicity index // *Chem. Phys. Lett.* – 2004. – Vol. 383. – 122 p.

К ПРОБЛЕМЕ ВЫБОРА СЕЛЕКТИВНЫХ РЕАГЕНТОВ ДЛЯ ФЛОТАЦИИ УГЛЕЙ

Медяник Н.Л., Муллина Э.Р., Мишурина О.А., Турлина А.А., Расторгуев А.Е.
ФГБОУ ВО Магнитогорский государственный технический университет
им. Г.И. Носова, Магнитогорск, Россия

В настоящее время уголь является одним из важнейших электроэнергетических потенциалов планеты. Ресурсы каменного угля в

мировом масштабе оцениваются примерно в 16000 млрд т, причем извлекаемые запасы составляют около 730 млрд т. Прогнозируется, что доля угля в мировом топливном балансе электроэнергетики к 2030 г. достигнет 44 % [1]. В недрах России сосредоточена треть мировых достоверных извлекаемых запасов угля (193,3 млрд т) и пятая часть разведанных запасов. При существующем уровне добычи угля его запасов хватит более чем на 550 лет [2].

Однако, добываемый уголь во многих случаях не отвечает требованиям потребителей по основным качественным показателям: зольности, влажности, теплотворной способности и спекающим свойствам. Повышение его качества возможно только с применением методов обогащения, совершенствование которых может стать основным направлением развития производственного потенциала угольных бассейнов [3, 4]. В связи с этим, актуальной задачей становится интенсификация флотационного обогащения углей, которая может быть осуществлена путем разработки селективных реагентных режимов, позволяющих улучшить технико-экономические показатели флотации.

Однако, в настоящее время в связи с недостаточной изученностью механизма взаимодействия реагентов с угольной поверхностью, подбор флотационных реагентов носит зачастую эмпирический характер. Научно обоснованное изыскание флотореагентов на основе изучения их квантово-химических характеристик позволит обеспечить повышение селективности процесса флотации. Данный подход позволит не только выявить механизм взаимодействия реагентов с угольной поверхностью, но и оценить эффективность их действия при флотации углей.

Объектами данного исследования являлись газовые угли шахты Комсомолец Кузнецкого бассейна. Результаты петрографического анализа свидетельствуют о том, что основным микрокомпонентом исследованных углей является витринит (85%), остальные петрографические составляющие представлены в значительно меньшем количестве: семивитринит (5%), фюзинит (7%), лейптинит (3%). Органическая масса углей составила 83%, а минеральные примеси замечены в виде глинистого вещества (17%). Анализ минеральных включений позволил установить наличие широкого спектра сульфидов в углях ш. Комсомолец, преобладающим среди которых, является пирит, в меньшей степени марказит.

По данным дериватографического исследования, проведенного на термоанализаторе фирмы «Сетарам» (Франция) установлено, что зольность углей шахты Комсомолец составляет 12,49%. Результаты исследования химического состава минеральной части углей показали, что основными компонентами золы являются оксиды кремния SiO_2 (32,25%), железа Fe_2O_3 (6,11%), алюминия Al_2O_3 (26,66%), магнезия MgO (1,23%) и кальция CaO (12,78%), присутствуют также оксиды щелочных металлов Na_2O (7,70%) и K_2O (2,48%). Исследуемые угли, кроме основных элементов,

входящих в состав минеральных включений, содержат широкий спектр микроэлементов (Cr, In, B, W, Pb, Sn, Sb, V, Mn, Bi, Mo, Ti, Ni, Be). Таким образом, анализ химического состава исследуемых углей показывает, что они представляют собой неоднородную сложную в химическом отношении систему.

Энергетическая неоднородность поверхности исследуемых углей подтверждается и данными ИК-спектроскопии, проведенными с использованием двулучевого инфракрасного спектрофотометра Specord 75JR в области волновых чисел $4000\text{--}400\text{ см}^{-1}$. О наличии в исследуемых углях гидроксильных групп свидетельствуют достаточно широкие полосы поглощения, расположенные в области 3400 см^{-1} , карбонильных группировок - в области $1700\text{--}1600\text{ см}^{-1}$. Мало интенсивная полоса поглощения в области 1250 см^{-1} относится к поглощению связи C-O-C и может быть отнесена к группировкам, входящим в состав сложных эфиров.

Данные спектрального анализа, качественно свидетельствующие о наличии кислородсодержащих функциональных групп, позволяют считать угольную поверхность сорбционно-активной гетерополярной системой.

Значительное влияние на распределение активных центров адсорбции по поверхности углей оказывает рельеф поверхности, характер которого изучался методом электронной микроскопии на электронном микроскопе BS-613 фирмы Тесла при ускоряющем напряжении 80 кВ с использованием углеродно-платиновых реплик. Анализ результатов показал, что для данных углей характерна пористая структура с выходом пор преимущественно на блестящую поверхность. На матовой поверхности наряду с крупнопористыми участками встречаются мелкопористые наслоения. Величина общей пористости характеризуется отношением пор к единице объема угля и составляет для исследуемых углей 0,41.

Определение средних диаметров устьев пор исследуемых углей непосредственно на электронных микрофотографиях с помощью компаратора «МИР-12» свидетельствует о том, что на блестящей поверхности углей в основном присутствуют поры размером $(20\text{--}50)\times 10^{-10}$ (39,3%), а на матовой – поры размером $(50\text{--}100)\times 10^{-10}$ (44,5%).

Наличие в данных газовых углях таких сорбционных центров, как крупные поры оказывает существенное влияние на смачиваемость угольной поверхности, что подтверждается величиной теплоты смачивания, которая составляет 15,5 Дж/г. Опыты по определению теплоты смачивания углей выполнялись на термометрической установке Dirschtmom по методике, описанной в работе [5] и адаптированной к условиям эксперимента. Высокая теплота смачивания свидетельствует о значительной энергии взаимодействия угольной поверхности с водой, т.е. о значительной гидрофильности поверхности, приводящей, в свою очередь, к низкой естественной флотированности (2,29 %).

Для определения участков угольной поверхности, являющихся центрами адсорбции воды и участвующих в образовании комплексов с переносом заряда (КПЗ), было проведено определение адсорбционной активности по тиосульфату натрия (нуклеофильному реагенту) и по йоду (электрофильному реагенту) методом обратного титрования. Анализ исследования адсорбционной активности центров угольной поверхности привел к заключению, что адсорбция электрофильного реагента на сухом ($0,0669 \times 10^{-3}$, моль/г) и смоченном ($0,0661 \times 10^{-3}$, моль/г) угле находится на одном уровне, а адсорбция нуклеофильного реагента на смоченной угольной поверхности в 1,8 раза меньше, чем сухой. Данный факт свидетельствует о том, что именно на электрофильных участках угольной поверхности происходит адсорбция молекул воды.

Для детального изучения электрофильных центров угольной поверхности проведены расчеты квантово-химических характеристик соединений, содержащих функциональные группы, моделирующие структуру ОМУ с помощью квантово-химических программ HyperChem, Морас, РМ 3 [6-8]. Анализ результатов подтвердил наличие электрофильных центров адсорбции, возникающих за счет смещения электронной плотности к более электроотрицательным атомам кислорода и проявляющих наибольшую реакционную способность по отношению к нуклеофильным реагентам [9].

Основной квантово-химической характеристикой, позволяющей оценить нуклеофильность реагентов, является молекулярная электроотрицательность χ , учитывающая значения энергии верхней занятой и нижней свободной молекулярных орбиталей [7, 8]. Причем, чем больше значение χ , тем более «жесткий» нуклеофильный характер проявляет реагент. Учитывая данное обстоятельство, можно сказать, что наиболее конкурентоспособными по сравнению с молекулами воды будут являться реагенты, имеющие значение молекулярной электроотрицательности выше, чем у молекул воды, т.е. $\chi > 4,13$ эВ.

Выбор флотореагентов для дальнейшего исследования был осуществлен с учетом данного положения. Сложные эфиры являются жесткими нуклеофилами, что высокими значениями их молекулярной электроотрицательности. Данное обстоятельство обусловлено из наличием кратной связи в карбоксильной группе, вызывающей смещение электронной плотности по индуктивному и мезомерному эффектам, и неподеленных электронных пар на атомах кислорода (табл. 1). Сравнительный анализ результатов флотации углей и значений χ показал, что с увеличением молекулярной электроотрицательности молекул происходит ростом флотационной активности сложных эфиров (табл.1).

Анализ квантово-химических характеристик сложных эфиров свидетельствует о том, что высокие значения максимального отрицательного заряда сложных эфиров, сконцентрированного на атомах кислорода, дают возможность их молекулам взаимодействовать с угольными электрофиль-

ными центрами по зарядо-контролируемому механизму с образованием КПЗ [6, 9].

Образование комплексов «ОМУ - нуклеофильный реагент» характеризуется большим выигрышем в энергии и термодинамической стабильностью по сравнению с орбитально-контролируемыми взаимодействиями и, следовательно, к образованию более прочных связей электронодонорных групп реагентов с электрофильными центрами угля.

Для оценки устойчивости комплексов был проведен расчет их констант образования [6] (табл. 1).

Таблица 1 – Константы образования комплексов «ОМУ – реагент»

Соединение	χ , эВ	Выход концентрата, %	К
Вода	4,13	2,29	-0,567
Диметилфталат	5,43	79,03	-0,016
Диэтилфталат	5,48	79,45	-0,016
Диметилтерефталат	5,68	80,68	-0,016
Диэтилтерефталат	5,70	81,12	-0,016

Увеличение абсолютного значения К свидетельствует о возрастании прочности комплексов «ОМУ – реагент». Комплексы «ОМУ – сложный эфир» характеризуются более высокими значениями К по сравнению с комплексом «ОМУ – вода», что подтверждает способность сложных эфиров к вытеснению молекул воды с электрофильных участков поверхности газовых углей.

Таким образом, проведенные исследования позволяют сделать вывод о том, что интенсификация процесса флотации газовых углей возможна на основе квантово-химического обоснования выбора реагентов с использованием в качестве критерия эффективности действия флотореагентов - молекулярной электроотрицательности.

Список литературы

1. Шатилов С.В. Современные проблемы угольной отрасли // Уголь. – 2013. – № 4. – С. 45 – 49.
2. Таразанов И. Итоги работы угольной промышленности России за 2012 год//Уголь. – 2013. - № 3. - С. 78-90.
3. Антипенко Л.А. Будущее угольной промышленности – обогащение угля. – Уголь. – 2012, - № 1. – С. 50-52.,
4. Гиззатов А.А., Ибрагимов А.А., Давлетгареев К.Ф., Рахимов М.Н. Разработка флотационных реагентов для процесса обогащения высокозольных углей. – Башкирский химический журнал.- 2013. – том 20. - № 4. – С. 86 – 89.
5. Берг Л.Г. Введение в термографию. - М.: Наука, 1969. – 395 с.
6. Гиревая Х.Я. Повышение эффективности флотации газовых углей на основе квантово-химического обоснования выбора реагентов: дис. ... канд. техн. наук. Магнитогорск, 2006. 167 с.

7. Медяник Н.Л. Изучение механизма взаимодействия реагента с угольной поверхностью по квантово-химическим дескрипторам // Кокс и химия. – 2011. - № 4. – С. 09-13.

8. Медяник Н.Л., Гиревая Х.Я., Варламова И.А. Квантово-химический подход к выбору реагента-собирателя для флотации углей низкой стадии метаморфизма // Кокс и химия. – 2006. - № 1. – С. 8-13.

9. Медяник Н.Л., Муллина Э.Р., Мишурина О.А., Кладова А.Г., Вафин В.Р. Изучение механизма действия сложных эфиров с оценкой их эффективности по интегральному критерию молекулярной электроотрицательности при флотации газовых углей // Кокс и химия. – 2018. - № 11. – С. 2-8.

УДК 669.054.8:669.053.4

ИЗУЧЕНИЕ ЭФФЕКТИВНЫХ ФОРМ ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКОГО ИЗВЛЕЧЕНИЯ КАТИОНОВ МАРГАНЦА ИЗ ТЕХНОГЕННЫХ ВОД ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

Медяник Н. Л., Мишурина О. А., Муллина Э. Р., Ершова О. В., Варнавский Д. А.
ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет
им. Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Россия

В настоящее время на горно-обогатительных комбинатах Южного Урала одними из наиболее многотоннажных «жидких» отходов являются подотвальные, карьерные и шахтные воды. Качественный и количественный состав накопленных и постоянно образующихся техногенных стоков горнорудных предприятий Южного Урала, позволяет классифицировать данные воды как техногенные гидроминеральные металлосодержащие ресурсы, переработка которых по инновационным технологиям обеспечит не только значительный технико-экономический эффект, но и достигаемый попутно экологический эффект как естественное следствие нового уровня требований современного горного производства.

Существующие на сегодняшний день технологии переработки техногенных гидроминеральных ресурсов горнорудных предприятий широко используют технологии извлечения таких металлов как медь и цинк, однако не позволяют селективно извлекать марганец и другие сопутствующие дорогостоящие металлы в виде кондиционного сырья. Поэтому разработка малоотходной ресурсосберегающей технологии, позволяющей селективно извлекать марганец и другие сопутствующие металлы из рудничных вод в виде товарных продуктов, с одновременным снижением их концентраций в стоке до норм ПДК в настоящее время является одной из актуальных задач. Рассмотрение данного вопроса с экономической точки зрения достаточно целесообразно, т.к., основными промышленными предприятиями Уральского региона являются предприятия черной металлургии, которые эффективно используют различные соединения марганца при выплавке сталей всех марок [1].

Выбор технологического процесса, позволяющего селективно извлекать марганец в виде кондиционного сырья, напрямую зависит от формы существования данного металла в анализируемых водных объектах. Проведенный предварительный анализ объектов исследования показал, что формы миграции марганца существенным образом зависят от значений pH водных систем. Так, в резко выраженных кислых водах зоны окисления сульфидных месторождений марганец преимущественно мигрирует в виде катионной формы Mn^{2+} – до 93 %. Среди возможных соединений Mn^{2+} в водных системах наиболее растворим сульфат, поэтому значительные концентрации марганца (до 400 мг/дм³) встречаются в кислых техногенных стоках. С повышением pH роль двухвалентной формы миграции марганца резко сокращается до 15 % [4]. Миграционная роль комплексов марганца с группой OH^- весьма незначительна, но наблюдается четкая тенденция их роста по мере увеличения pH стоков. Комплексы марганца с ионом хлора встречаются редко. Доля комплексных соединений с органическими соединениями весьма незначительна и проявляется в основном только в щелочных водах [5].

В природных водах марганец может находиться в различных соединениях. В поверхностных источниках, если в них сбрасываются шахтные воды или другие стоки горнорудных предприятий, марганец преимущественно находится в виде сульфата $MnSO_4$. Главная форма миграции соединений марганца в поверхностных водах – взвеси, состав которых определяется в свою очередь составом пород, дренируемых водами, а также коллоидные гидроксиды тяжелых металлов и сорбированные соединения марганца. Существенное значение в миграции марганца в растворенной и коллоидной формах имеют процессы комплексообразования марганца с неорганическими и органическими лигандами. Комплексные соединения Mn (II) с органическими веществами обычно менее прочны, чем с другими переходными металлами. К ним относятся соединения с аминами, органическими кислотами, аминокислотами и гумусовыми веществами. Катионная форма Mn (II) в повышенных концентрациях может находиться в растворенном состоянии только в присутствии сильных комплексообразователей. Марганец в анионной форме - Mn (VI) и Mn (VI) в природных водах не встречается [5].

В природных водах может происходить понижение концентрации ионов марганца в результате протекания процессов окисления Mn (II) до Mn (III) и Mn (IV). Основными параметрами, определяющими реакцию окисления, являются концентрация растворенного кислорода, температура и величина pH. Так, в пресной воде при нейтральном и высоких значениях pH марганец выпадает в осадок в виде оксидов Mn_2O_3 и MnO_2 , но при снижении pH вновь переходит в раствор в виде катионной формы Mn (II). Таким образом, в природной воде марганец в основном содержится в виде иона Mn^{2+} и нерастворимых гидроксидов марганца Mn (III, IV) [2]. В исследуемых гидротехногенных образова-

ниях (рН от 2,0 до 5,5) марганец содержится преимущественно в катионной форме Mn^{2+} [4, 5].

Авторами данной работы для концентрирования и последующего извлечения ионов марганца (II) из растворов, предлагается использовать сочетание двух электрохимических методов – электроокисления и электрокоагуляции.

Экспериментальные исследования проводили в бездиафрагменном электролизере с использованием инертных электродов. В общем виде процесс, протекающий при работе электролизера можно разделить на две стадии:

1 стадия - перемешивание используемой воды с образующимся на аноде окислителем «активным хлором» с одновременным протеканием процесса окисления ионов Mn^{+2} до нерастворимых форм Mn^{+3+4} .

2 стадия – коагуляция и седиментация образующейся дисперсной фазы марганца под действием постоянного электрического поля [2].

Основными методами исследования были выбраны: для растворов и извлекаемых продуктов – химический анализ, который проводили по методикам фотометрического определения – для катионов металлов и атомно-адсорбционного определения – для получаемых продуктов. Фазовый состав образующихся в процессе осадков исследовали рентгенофазным методом на дифрактометре общего назначения с медным анодом ДРОН-1.

Процесс электроокислительного концентрирования ионов Mn (II) с последующей электрокоагуляцией относится к категории процессов химического диспергирования ввиду того, что образование дисперсной фазы происходит в результате химической реакции окисления ионов Mn^{2+} «активным хлором» до нерастворимых формы Mn^{3+} и Mn^{4+} и последующего электрокоагуляционного осаждения коллоидных хлопьев марганца в виде дисперсной фазы. В этом случае подвод дополнительной энергии, необходимой для образования межфазных поверхностей в растворе, осуществляется за счет свободной энергии физико-химических процессов, протекающих в объеме всей реакционной системы [3, 4].

Результаты анализа исследования фазового состава продуктов электрокоагуляционного процесса ($C_{Mn(II)} = 200$ мг/дм³), а так значения поверхностного заряда частиц формирующийся дисперсной фазы (при различных значения рН) приведены в таблице 1 и 2.

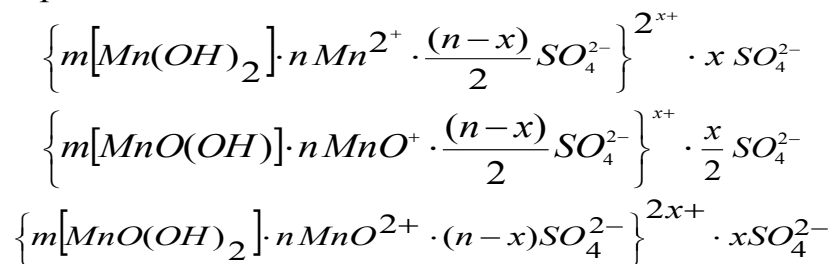
Таблица 1 – Фазовый состав осадка в водных однокомпонентных системах

Фазовый состав дисперсной фазы	$Mn(OH)_2$	$MnO(OH)$	$MnO(OH)_2$
Соотношение фаз, %	12,2	34,6	53,2

Таблица 2 – Суммарная величины ξ -потенциала частиц дисперсной фазы при различных значения рН системы

рН раствора	5,0	6,0	7,0	8,0	9,0	10,0	11,0
Величина о-потенциала, мВ	+18	+14	+11	+3	-1	-12	-18

Результаты проведенного рентгенофазного анализа (таблица 1), а также измеренные значения ξ -потенциала частиц дисперсной фазы марганца, образующихся в процессе электрокоагуляции (таблица 2), позволили схематично отобразить строение мицелл гидрозоля извлекаемой дисперсной фазы марганца:



Таким образом, проведенные исследования позволяют предположить, что процесс концентрирования и последующего осаждения ионов марганца с использованием электрохимических методов протекает следующим образом: с повышением концентрации продуктов электрохимических реакций на электродах происходит образование мицелярной фазы: $Mn(OH)_2$, $MnO(OH)$, $MnO(OH)_2$. Дальнейшая электрообработка сформировавшейся коллоидной системы инициирует процесс самопроизвольного разрушения ее по механизму электрокоагуляции (преимущественно в результате диполь-дипольного взаимодействия коллоидных частиц), что приводит к ускорению процесса осаждения коагулированной взвеси. Затем возможно дальнейшее извлечение скоагулированного уплотненного осадка в целевой продукт.

Наиболее эффективным и экологически безопасным методом извлечения гидрофильных дисперсий гидроксидов металлов из водных растворов является электрофлотационный, который в сочетании процессов «осаждение-флотация» позволяет достигать высоких показателей извлечения марганца из растворов в виде кондиционного сырья. Эффективность электрофлотационного способа обусловлена возможностью проведения флотации при низкой скорости газового потока, малым размером образующихся газовых пузырьков, а также наличием на их поверхности электростатического заряда, что является определяющим фактором при обосновании параметров технологии безреагентного извлечения гидрофильных осадков [5].

Для выявления наиболее эффективных и конформационно-устойчивых извлекаемых форм марганца с учетом возможности электрофлотационного извлечения дисперсной фазы марганца по электростатическому механизму, проведен сравнительный анализ квантово-химических параметров формирующейся дисперсной фазы. Расчеты проведены с использованием неограниченного метода Хартри-Фока для парамагнитных соединений $Mn(OH)_2$, $MnO(OH)$ и $MnO(OH)_2$.

Структура молекулы $Mn(OH)_2$, $MnO(OH)$ и $MnO(OH)_2$ с указанием длины связей (l , Å) и валентных углов приведена на рисунке 1-3.



Рисунок 1 – Структура молекулы $Mn(OH)_2$

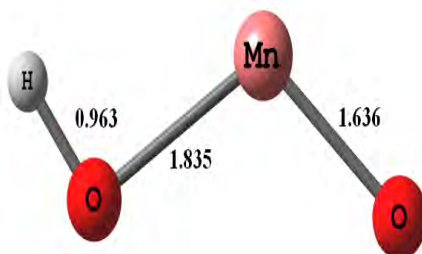


Рисунок 2 – Структура молекулы $MnO(OH)$

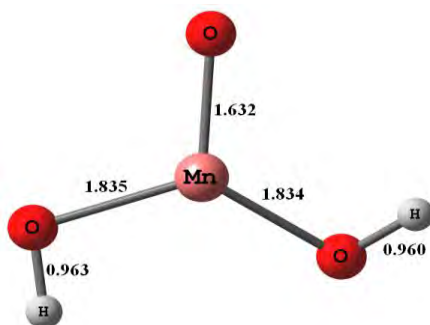


Рисунок 3 – Структура молекулы $MnO(OH)_2$

Таким образом, сравнительный анализ полученных результатов квантово-химических исследований эффективных извлекаемых форм дисперсной фазы марганца позволяет сделать следующие выводы:

1) в ряду соединений $Mn(OH)_2$, $MnO(OH)$, $MnO(OH)_2$ увеличивается положительный заряд, который формируется преимущественно на атоме марганца: 0,079, 0,211, 0,333;

2) в ряду $Mn(OH)_2$, $MnO(OH)$, $MnO(OH)_2$ наблюдается постепенная нейтрализация отрицательного заряда на атомах кислорода – от -0,165 до -0,042;

3) возрастание положительного электростатического поверхности дисперсных частиц в ряду $Mn(OH)_2$, $MnO(OH)$, $MnO(OH)_2$ будет способствовать все более прочному закреплению частиц дисперсной фазы марганца $MnO(OH)$, $MnO(OH)_2$ на отрицательно заряженных пузырьках водорода, формирующихся в прикатодном пространстве в процессе электрофлотации.

Список литературы

1. Медяник Н.Л., Шевелин И.Ю., Какушкин С.Н., Вафин В.Р. Моделирование процесса очистки сточных вод горных предприятий // Матер. междуна. науч.-техн. конф. «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья»: Екатеринбург.- 2018. С. 22-25.

2. Духин С.С., Эстрела-Льопис В.Р., Жалковский Э.К. Электроповерхностные явления и электрофильтрация – Киев: Наукова думка. - 1985. - 288 с.

3. Ильин В.И. Утилизация цветных металлов из сточных вод промышленных предприятий электрохимическим способом // Изв. вузов. Цветная металлургия. - 2002, № 6. - С. 4 - 7.

4. Мишурина О.А. Технология электрофлотационного извлечения марганца в комплексной переработке гидротехногенных георесурсов медноколчеданных месторождений: дис. ... канд. техн. наук. - Магнитогорск. - 2010. - С. 153.

5. Чантурия В.А., Шадрунова И.В., Медяник Н.Л., Мишурина О.А. Технология электрофлотационного извлечения марганца из техногенного гидроминерального сырья медноколчеданных месторождений Южного Урала // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. - 2010. № 3. С. 89-96.

УДК 622.7/669.054.8

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ОБОГАТИМОСТИ КЛИНКЕРА ВЕЛЬЦЕВАНИЯ ЦИНКОВЫХ КЕКОВ С РАЗДЕЛЕНИЕМ ТЕХНОГЕННЫХ ФАЗ

Сабанова М. Н.¹, Орехова Н. Н.^{2,3}, Горлова О. Е²

¹Сибайский филиал АО «Учалинский ГОК», г. Сибай, Россия

²ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет
им. Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Россия

³ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр РАН», г. Москва, Россия

Современное развитие горно-металлургической отрасли в России и за рубежом [1] характеризуется уменьшением содержания металлов в рудах и одновременным увеличением объема твердых отходов, с которыми теряется значительное количество цветных металлов и железа. К такой категории отходов относится клинкер вельцевания цинковых кеков [1-3]. Цинковый кек получают после выщелачивания цинкового огарка – продукта обжига цинковых концентратов в печах кипящего слоя при температуре 950-1000°C. Процесс вельцевания цинковых кеков производится во вращающихся печах. Цинковый кек содержит около 20 % цинка, индий, кадмий, свинец, медь. Для извлечения этих металлов его смешивают с коксовой мелочью и нагревают до 1250-1350°C в вельц-печи. В качестве флюсующих добавок используются известняк и формовочный песок. Продуктами вельцевания являются вельц-окись и медистый клинкер. Таким образом, клинкер по условиям своего образования является продуктом двух этапов высокотемпературного обжига цинкового сырья и выщелачивания электролитом, что предопределяет его сложный многокомпонентный состав и нахождение большей части ценных металлов в форме твердых растворов, которые практически невозможно разделить обогатительными способами.

Клинкер является, с одной стороны, многотоннажным твердым отходом цинковой подотрасли цветной металлургии, а, с другой стороны, –

техногенным минеральным сырьем с высокими концентрациями железа, цветных и благородных металлов. Например, в вельц-клинкере Челябинского цинкового завода и Владикавказского завода «Электроцинк» отмечаются высокие массовые доли меди (2,47-3,61%), цинка (0,7-2,19%), железа (24,1-28,1%), углерода (коксика) (12,8-28,8%), золота (3,5-7,0 г/т), серебра (127-363 г/т). Несмотря на это, сейчас клинкер используется только как сырье для извлечения углерода и получения железосодержащего продукта.

Анализ исследовательских работ [2] показывает, что разработка альтернативных плавке технологий переработки клинкера осуществляется в направлениях:

- обогатительного разделения по магнито-флотационным схемам;
- гидрометаллургического извлечения ценных компонентов из клинкера без предварительной обработки, после окислительного обжига или предварительной механической дезинтеграционной активации, а также из продуктов магнитного разделения клинкера прямым и сорбционным цианированием или серноокислотно-хлоридными растворами.

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

Получаемые по обогатительным схемам продукты из-за недостаточно полного разделения техногенных фаз клинкера характеризуются повышенным содержанием примесей. Например, содержание меди в углеродсодержащем концентрате составляет от 1,64 до 3,25 %, а в железосодержащем – от 2,3 до 4,73 %. Извлечение меди в медный концентрат не превышает 67% и при этом не удается получить кондиционный по меди концентрат [2].

Переработка клинкера гидрометаллургическими способами недостаточно эффективна из-за высокой сорбционной активности углерода, содержащегося как в самом клинкере, так и продуктах его обогащения и предварительной обработки. Для комплексной переработки клинкера цинкового производства рекомендуется пиро-гидрометаллургическая технология, обеспечивающая полное и селективное выделение основных ценных компонентов в самостоятельные продукты [3]. Но, на наш взгляд, такая схема будет характеризоваться высокими капитальными затратами и экс-

плуатационными расходами и вряд ли может быть реализована в ближайшее время.

Значительное количество клинкера образуется на металлургических предприятиях, входящих в УГМК-Холдинг, поэтому в условиях дефицита рудного сырья и необходимости снижения количества заскладированных отходов представляет интерес разработка технологии переработки клинкера с получением медного концентрата или промпродукта и максимальным использованием имеющихся технических и технологических возможностей обогатительного производства.

Технологические исследования проведены на пробе клинкера Челябинского цинкового завода с разделением техногенных фаз методами магнитной сепарации и флотации. Результаты химического состава пробы (таблица 1) свидетельствуют о высоком содержании в клинкере цветных, благородных металлов и железа.

Таблица 1 – Результаты химического анализа клинкера

Элемент, фаза	Содержание, %, г/т	Элемент, фаза	Содержание, %, г/т
Cu (с обжигом)	5,28	Au*	3,8
Zn(с отделением Pb)	0,93	Ag*	332,2
S	5,92	CaO	8,85
Feобщ	36,41	MgO	18,28
Fe ₂ O ₃	13,03	Pb	0,05
SiO ₂	10,03	Sb	0,18
C	14,5	Al ₂ O ₃	1,22

*по результатам пробирного анализа

По результатам фазового анализа медь на 69,79% отн. представлена вторичными соединениями, на 29,04% отн. первичными, на 1,07% отн. окисленными и только на 0,09% отн. сульфидными. Основная масса цинка в клинкере, напротив, находится в первичных соединениях – 91,80% отн., на 7,68% отн. в окисленных и на 0,53% отн. в сульфидных.

Макроскопически проба клинкера является материалом крупностью -30+0мм, темно-бурого цвета, состоящим из пористых кусочков и кусочков сплава. Минералогически проба клинкера представлена металлическим железом, магнетитом, ферратами, окислами железа (гётиты, гидрогётиты, гематиты), силикатами, включающими в себя минералы меди. Минералы меди представлены халькопиритом, борнитом, металлической медью и редко халькозином. Они присутствуют в клинкера в виде ксеноморфных, иногда округлых выделений халькопирит-борнитовых растворов в силикатах, ферритах; эмульсионных (менее 1 мкм), пойкилитовых (2-5 мкм), округлых и ксеноморфных включений (5-60мкм) халькопиритовых и халькопирит-борнитовых растворов в металлическом железе; сложных магнетит-борнитовых растворов; сложных халькопирит-борнит-магнетит-металлическое железо-силикатных ассоциаций; тонких (менее 1 мкм) про-

жилок в магнетите, мелких (2-7мкм) зерен металлической меди в силикатах и ферритах, редких зерен халькозина до 10 мкм.

Микроскопическое изучение пробы клинкера вельцевания Челябинского цинкового завода показало, что минералогически клинкер представлен трудноскрываемыми, упорными для переработки сульфидами, фаялитом, метасиликатом и ферратами, со сложными тонко прорастающими между собой минеральными составляющими.

Изучение распределения ценных компонентов клинкера (медь, цинк, железо, углерод, золото, серебро) по классам крупности показало, что около 50% меди и драгметаллов сконцентрировано в крупных классах от -30 мм до +3 мм, что потребует для их раскрытия длительного времени измельчения. Углерод преобладает в большей степени (до 64,45%) в мелких классах -1+0 мм и при длительном измельчении будет переизмельчаться. Железо на 64,32% концентрируется в мелких классах -1+0 мм, содержание его во всех классах крупности достаточно высокое и колеблется от 37,96 до 43,11%.

В процессе технологических исследований установлено, что клинкер является трудноизмельчаемым материалом в связи с наличием в нем металлического железа, которое обладает ковкостью и практически не измельчается, и одновременно сильно шламующейся нерудной части. Обогащение клинкера проводили по схеме, включающей магнитное разделение исходного клинкера и флотацию магнитного продукта с получением только медного концентрата или угольного и медного концентратов.

Магнитное обогащение дробленого до 100% класса менее 3 мм клинкера (таблица 2) показало, что при этом возможно только достаточно селективное отделение коксика в немагнитную фракцию (извлечение углерода 70,65%) и железа в магнитную фракцию (извлечение 84,53%). Несмотря на то, что извлечение цветных и благородных металлов в магнитную фракцию высокое, массовая доля металлов в магнитной фракции по сравнению с исходным клинкером повышается незначительно.

Таблица 2 – Результаты магнитного обогащения клинкера

Наименование продукта	Выход, %	Массовая доля, %, г/т					Извлечение, %				
		Cu	Fe	C	Au	Ag	Cu	Fe	C	Au	Ag
Магнитная фракция	64,30	6,5 2	36,5 8	2,75	3,1 0	303,6	78,7 0	84,5 3	29,3 5	87,4 7	77,6 0
Немагнитная фракция	35,70	3,1 8	12,0 6	27,7 0	0,8 0	157,8 0	21,3 0	15,4 7	70,6 5	12,5 3	22,4 0
Клинкер	100,0	5,3 3	27,8 3	14,0	2,2 8	251,5 5	100, 0	100, 0	100, 0	100, 0	100, 0

Магнитно-флотационное обогащение клинкера проведено по схеме: дробление до 100% класса минус 3 мм, магнитное обогащение, измельче-

ние магнитной фракции до 86% класса минус 0,071 мм, медная «головка» с перечисткой концентрата, медная флотация с пофракционным съемом пенного продукта. Флотация проведена в открытом цикле при pH=11,5, щелочности 280 г/см³ св. СаО, при суммарных расходах бутилового ксантогената калия 300 г/т, Т-92 – 234 г/т. В результате магнитно-флотационного обогащения (таблица 3) получены вполне удовлетворительные результаты по переходу соединений меди в грубый медный концентрат, коксика – в немагнитную фракцию.

Таблица 3 – Результаты магнитно-флотационного обогащения клинкера

Наименование продукта	Выход, %	Массовая доля, %			Извлечение, %		
		Cu	Fe	C	Cu	Fe	C
Концентрат Cu «головки»	0,54	13,91	30,52	12,00	1,40	0,48	0,57
Хвосты перечистки Cu головки	5,43	13,61	34,92	10,20	13,73	5,45	4,88
Cu концентрат фр. 1	11,74	12,91	38,51	7,20	28,19	13,00	7,45
фр. 2	7,00	9,32	38,09	5,90	12,13	7,67	3,64
фр. 3	2,98	5,72	36,39	6,40	3,17	3,12	1,68
Грубый Cu концентрат	27,69	11,39	29,70	7,47	58,62	29,70	18,23
Хвосты флотации	32,31	2,18	59,68	1,83	13,12	55,43	5,24
<i>Магнитная фракция</i>	60,00	6,42	49,24	4,44	71,74	85,15	23,46
<i>Немагнитная фракция</i>	40,00	3,80	12,91	21,70	28,26	14,85	76,54
Клинкер	100,0	5,38	34,79	11,34	100,0	100,0	100,0

Поскольку содержащийся в клинкере коксик обладает хорошей флотуемостью, а реагентные режимы его флотации простые, перед сульфидной флотацией магнитного продукта была проведена угольная флотация. Результаты открытого опыта магнитно-флотационного обогащения клинкера с угольной флотацией приведены в таблице 4. В угольной флотации расход керосина составил 560 г/т, пенообразователя Т-92 – 234 г/т. Условия медной флотации аналогичны предыдущему опыту.

Введение в схему обогащения операции угольной флотацией с получением дополнительно угольного концентрата повышает массовую долю меди в сульфидном концентрате до 11,69%, но снижает ее извлечение из-за перехода 2,37 % меди в угольный продукт.

Из анализа результатов магнитного и магнитно-флотационного обогащения клинкера следует, что до 72% меди в пробе связано с 85% железа в магнитной фракции. Из них до 13% меди остается в отвальных хвостах вместе с металлическим железом, которое не поддается измельчению. Получены грубые медные концентраты с массовой долей меди 11,39-11,69%

при невысоком извлечении 58,62% и 57,75% без угольной флотации и с угольной флотацией соответственно.

Таблица 4 – Результаты магнитно-флотационного обогащения с угольной флотацией

Наименование продукта	Выход, %	Массовая доля, %			Извлечение, %		
		Cu	Fe	C	Cu	Fe	C
Угольный концентрат	2,41	5,32	17,99	22,00	2,37	1,25	4,77
Концентрат Cu «головка»	2,54	15,10	37,87	8,20	7,09	2,76	1,87
Хвосты перечистки Cu головки	9,50	12,91	37,24	7,00	22,67	10,16	5,97
Cu концентрат фр.1	9,14	11,91	37,88	6,20	20,10	9,94	5,09
фр. 2	3,44	8,52	37,03	4,60	5,42	3,66	1,42
фр. 3	2,11	6,32	35,97	3,30	2,47	2,18	0,63
Грубый Cu концентрат	26,74	11,69	37,39	6,24	57,75	28,71	14,98
Коллективный конц-т	29,15	11,16	35,78	7,54	60,13	29,96	19,75
Хвосты флотации	30,85	2,04	60,23	0,83	11,79	55,22	2,32
Магнитная фракция	60,00	6,49	49,43	4,10	71,92	85,17	22,07
Немагнитная фракция	40,0	3,80	12,91	21,70	28,08	14,83	77,93
Клинкер	100,0	5,41	34,82	11,14	100,0	100,0	100,0

Таким образом, показана принципиальная возможность разделения челябинского вельц-клинкера по магнито-флотационной схеме без перечистных операций с получением четырех продуктов: немагнитного углеродсодержащего продукта, медного промпродукта, угольного продукта и железосодержащего концентрата в виде хвостов флотации с массовой долей железа свыше 60 %.

Работа выполнена при поддержке Минобрнауки РФ в рамках государственного задания 5.8708.2017/8.9.

Список литературы

1. Технология переработки отхода цинковой промышленности с получением ферросплава и возгонов цветных металлов / А. С. Колесников, Б. А. Капсалямов, О. Г. Колесникова, Р. М. Кураев, И. А. Стрюковский // Вестник Южно-Уральского государственного университета. Серия: Metallургия. – 2013. – Т. 13. – №1. – С.34-39.
2. Орехова Н. Н., Глаголева И. В. Анализ практики извлечения ценных компонентов из вельц-клинкера // Актуальные проблемы современной науки, техники и образования. – 2017. – С. 41-43.
3. Аллабергенов Р. Д., Ахмедов Р. К., Ходжаев О. Ф. Комплексная переработка отходов цветной металлургии. – Ташкент: Изд-во «Университет», 2013. – 50 с.
4. Изучение обогатимости клинкеров вельцевания / Н. Н. Орехова, М. Н. Сабанова, И. В. Шадрунова, И. В. Глаголева // XII Конгресс обогатителей стран СНГ. Сборник материалов. – М.: ИТЕП, 2019. – С. 275-279.

ОБЖИГМАГНИТНОЕ ОБОГАЩЕНИЕ ОКИСЛЕННОЙ ЖЕЛЕЗНОЙ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ «АБАИЛ» С ЦЕЛЬЮ ПОЛУЧЕНИЯ КОНЦЕНТРАТА ДЛЯ МЕТАЛЛИЗАЦИИ

Мушкетов А. Ан., Мушкетов А. Ал., Лопатин Ю. Н., Сопина Н. А.
ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия

В работе приведены результаты исследований на обогатимость на пробе окисленной железной руды месторождения «Абаил». Месторождение на территории Тюлькубасского района Туркестанской области республики Казахстан.

Целью работы являлось получение из руды железного концентрата с массовой долей железа не менее 67 %, пригодного для металлизации.

Руда относится к типу бурых железняков. В табл. 1 и 2 приведены минеральный состав пробы и степень раскрытия зёрен рудных и нерудных минералов.

Таблица 1 – Минералогический состав пробы руды

Минералы	Массовая доля минерала, %
Рудные	
Гетит и гидрогетит	75
Гематит и гидрогематит	7
Пирролюзит	2
Нерудные	
Карбонаты (кальцит, доломит)	10
Кварц	4
Прочие силикаты (пироксены, амфиболы, слюды)	2

Таблица 2 – Степень раскрытия зёрен рудных и нерудных минералов

Класс крупности, мм	Зёрна рудных минералов (гематит, гётит, гидрогетит)		Зёрна нерудных минералов	
	свободные	сростки	свободные	сростки
+2,5	24	76	6	94
-2,5+1,6	31	69	6	94
-1,6+1,0	38	62	7	93
-1,0+0,5	44	56	11	89
-0,5+0,2	57	43	21	79
-0,2+0,1	62	38	47	53
-0,100+0,071	85	15	64	36
-0,071+0,044	97	3	88	12
-0,044+0,000	99	1	97	3

По результатам анализов главными рудными минералами являются гётит, гидрогётит, гематит, гидрогематит и пиролюзит. Более 97 % зёрен рудных минералов находятся раскрытыми в крупности менее 71 мкм.

Массовая доля железа в пробе составляет 49,4 %. Массовая доля шлакообразующих оксидов кремния, кальция, магния и алюминия составляет 6,41; 6,11; 0,31 и 0,31 % соответственно. Из вредных примесей наиболее значимое содержание имеет фосфор в количестве 0,051 %.

Для получения железного концентрата с заданным качеством использован вариант с обжигмагнитной схемой обогащения. При обогащении бурых железняков практика предварительного магнетизирующего обжига позволяет перевести слабомагнитные формы железа в сильномагнитные – магнетит и маггемит. Такая практика применялась при переработке окисленных железных руды на ОФ Лисаковского и Камыш-Бурунского ГОКов [0, 0]. Технология переработки исходной руды с предварительным магнетизирующим обжигом позволяет повысить технологические показатели обогащения при одновременном повышении капитальных затрат производства и себестоимости железного концентрата. В настоящее время переработка руд на указанных фабриках по обжигмагнитной схеме не производится.

Магнетизирующий обжиг исходной руды произведён при крупности -5+0 мм [0]. В качестве восстановителя использован уголь Экибастузского месторождения (требование заказчика) крупностью -3,0+1,6 мм. Обжиг шихты с массовой долей углерода 2,6 % (6 % угля) произведён при температуре 900 °С в лабораторной трубчатой электропечи (печь Линдера) с продувкой её пространства двуокисью углерода. Скорость нагрева шихты составила 10 град/мин при продолжительности изотермического обжига 20 мин с последующими охлаждениями в атмосфере азота (до 300 °С) и в воде. В табл. 3 представлен минералогический состав обожжённого материала.

Таблица 3 – Минералогический состав обожжённой руды

Минералы	Массовая доля, %	Минералы	Массовая доля, %
Магнетит	59	Пиролюзит	3
Гематит	12	Пироксены, амфиболы	6
Карбонаты	11	Уголь	3
Кварц	5	Металлические частицы	1

Результаты анализа показывают, что обожжённая руда на 59 % состоит из магнетита и на 12 % из гематита. Массовая доля железа и закиси железа в обожжённой руде составили 50,3 и 18,1 %. Степень магнетизации составила 83,9 %. Полученная степень магнетизации составила менее 100 % по причине наличия недовосстановленных зёрен окисленных минералов. Это связано с более худшим восстановлением частиц окисленных минералов в большей крупности и образования пыли из тонких частиц, ко-

торые уносятся потоками газов из рабочей зоны печи. В технологической схеме уловленную пыль необходимо будет вернуть в обогатительный процесс, что дополнительно снизит степень магнетизации обожжённой руды.

В табл. 4 приведены результаты магнитного обогащения обожжённой руды.

Анализ полученных результатов показал, что в крупности -2+0 мм получен магнитный продукт с массовой долей железа 60,5 %. При снижении крупности измельченного продукта от -2+0 до 53 % кл. -0,071 мм происходит увеличение массовой доли железа в магнитном продукте до 63,2 %. Выход магнитного продукта составил 72,96 %, извлечение железа в магнитный продукт 91,23 %. При дальнейшем снижении крупности материала прироста железа в магнитном продукте не происходит, а массовая доля железа находится на уровне 63,0 %. Выход магнитного продукта и извлечение железа в него снижаются. При снижении крупности (более 74 % кл. -71 мкм) происходит значительное увеличение потерь железа с хвостами.

Таблица 4 – Показатели магнитного обогащения обожжённой руды

Продукт	Выход, %	Массовая доля, %		Извлечение, %	
		Fe	FeO	Fe	FeO
-2+0 мм					
Магнитный	76,92	60,5	22,71	92,89	96,49
Немагнитный	23,08	15,43	2,75	7,11	3,51
Исходный	100,00	50,1	18,1	100,00	100,00
$\beta^{-71}=53\%$					
Магнитный	72,96	63,2	23,7	91,23	95,19
Немагнитный	27,04	16,39	3,23	8,77	4,81
Исходный	100,00	50,5	18,16	100,00	100,00
$\beta^{-71}=74\%$					
Магнитный	71,79	63,3	23,9	90,61	95,06
Немагнитный	28,21	16,69	3,16	9,39	4,94
Исходный	100,00	50,2	18,05	100,00	100,00
$\beta^{-71}=90\%$					
Магнитный	70,05	63,0	23,86	87,89	92,34
Немагнитный	29,95	20,3	4,63	12,11	7,66
Исходный	100,00	50,2	18,1	100,00	100,00

Результаты минералогического анализа показывают, что в обожжённой руде кроме зёрен железорудных минералов, зёрен минералов породы и их сростков также присутствуют флоккулы, состоящие из зёрен перечисленных минеральных групп, имеющих различные текстуры вплоть до тонкой и весьма тонкой. Аншлиф железного концентрата с изображением флокул представлен на рис. 1.

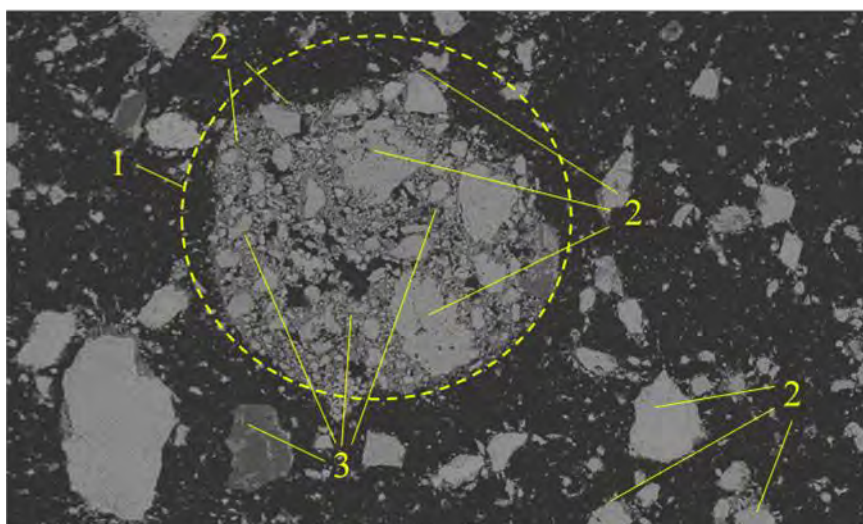


Рисунок 1 – Аншлиф флокул зёрен магнетита и породы
1 – флокула; 2 – зёрна железорудных минералов; 3 – зёрна нерудных минералов

С целью повышения качества железного концентрата в каждой стадии все измельчённые продукты перед магнитной сепарацией подвергнуты дешламации. В результате исследований в последней стадии обогащения удалось получить железный концентрат с массовой долей железа не менее 67 %. Лабораторная схема обогащения представлена на рисунке 2.

Лабораторная схема переработки исходной руды заключается в магнетизирующем обжиге шихты, состоящей из исходной руды и угля, в крупности -5+0 мм, с последующими двумя стадиями измельчения до крупности 60 и 98 % кл. -71 мкм соответственно, двух стадий дешламации измельчённых продуктов, с целью удаления флокул зёрен рудных и нерудных минералов, и магнитных сепараций песков дешламаций. Магнитный продукт последнего приёма обогащения является железным концентратом с массовой долей железа не менее 67 %. Химический состав концентрата представлен в табл. 5.

Таблица 5 – Показатели магнитного обогащения обожжённой руды

Компонент	Массовая доля, %	Компонент	Массовая доля, %
Fe	67,2	С _{общ}	0,12
FeO	26,0	P ₂ O ₅	0,051
Fe ₂ O ₃	66,8	Al ₂ O ₃	0,32
SiO ₂	2,57	CaO	0,61
MnO	1,93	ПМПП	0,10

Выводы

Магнетизирующий обжиг руды позволяет повысить технологические показатели схемы обогащения при одновременном повышении капитальных затрат производства и себестоимости железного концентрата.

Обожжённая руда на 59 % состоит из магнетита и на 12 % из гематита. Это связано с более худшим восстановлением частиц окисленных ми-

нералов большей крупности и образования пыли из тонких частиц, которые уносятся потоками газов из рабочей зоны печи.

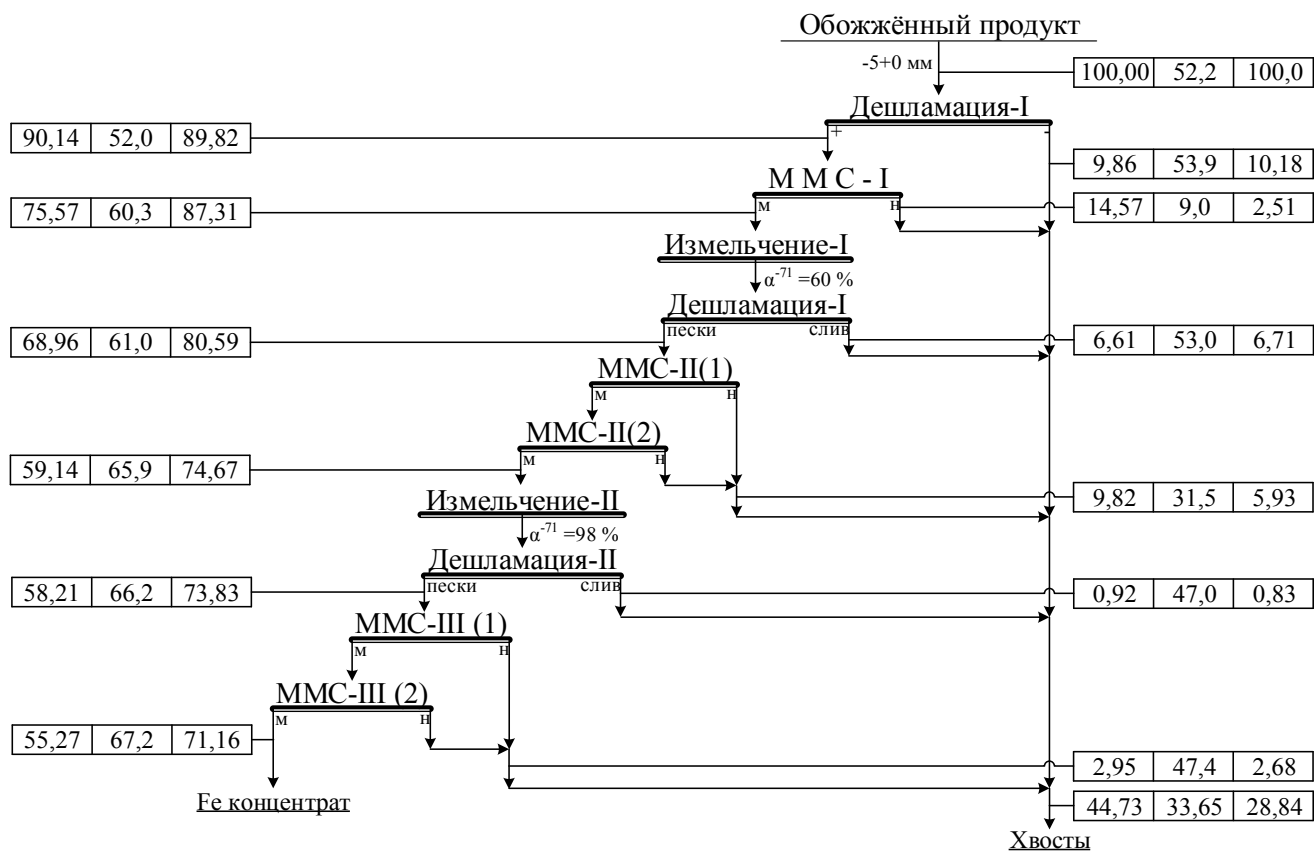


Рисунок 2 – Лабораторная схема обогащения обожжённой руды

В обожжённой руде кроме зёрен железорудных минералов, минералов породы и их сростков присутствуют флокулы, состоящие из зёрен перечисленных минеральных групп, которые снижают качество концентрата.

Схема для получения концентрата с массовой долей железа не менее 67 % из руды месторождения «Абаил» заключается в магнетизирующем обжиге шихты, состоящей из исходной руды и угля, крупностью -5+0 мм, с последующими двумя стадиями измельчения до крупности 60 и 98 % кл. - 71 мкм соответственно, двух стадий дешламации измельчённых продуктов с целью удаления флокул и магнитных сепараций песков дешламаций.

Список литературы

1. Справочник по обогащению руд. Обогащительные фабрики / Под ред. О.С. Богданова, Ю.Ф. Ненароковой. 2-е изд. М.: Недра, 1984. 358 с.
2. Промышленные испытания обжигмагнитного обогащения руд Керченского месторождения коричневой разновидности: отчёт о НИР / Тациенко П.А., Герасимов А.Г., Суркова З.Е., Губин Г.В., Гладков Н.А., Бобрушкин Л.Г. – Красноярск-Днепропетровск-Кривой Рог: «Сибэлектросталь», ИЧМ АН УССР, «Механобрчермет», 1960. – с. 70.
3. Кармазин В.И. Обжигмагнитное обогащение железных руд. / В.И. Кармазин, В.И. Губин, П.П. Юров. – Изд-во «Недра», 1969. 168 с.

РАЗРАБОТКА АВТОКЛАВНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ НЕКОНДИЦИОННЫХ МЕДНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ С ПРИМЕНЕНИЕМ ПРОЦЕССА ГИДРОТЕРМАЛЬНОГО ОСАЖДЕНИЯ МЕДИ

Оспанов Е. А.¹, Шахалов А. А.², Шнеерсон Я. М.³, Фоменко И. В.³

¹ТОО «Корпорация Казахмыс», г. Алматы, Казахстан

²ТОО «Корпорация Казахмыс», г. Балхаш, Казахстан

³НИЦ «Гидрометаллургия», г. Санкт-Петербург, Россия

Общемировая тенденция снижения качества добываемых цветных руд приводит к необходимости вовлечения в переработку труднообогатимого, низкокачественного сырья, как правило сложного многокомпонентного состава, что, в свою очередь, приводит к необходимости использования комплексных схем переработки. Для обеспечения рентабельности переработки такого сырья, а также с целью наиболее полного извлечения ценных компонентов, предприятия все чаще обращаются к возможностям гидрометаллургических технологий.

В этой связи для переработки сульфидного медьсодержащего сырья актуальным является применение автоклавных процессов, которые обеспечивают высокую интенсивность выщелачивания, селективность и полноту извлечения ценных компонентов в раствор.

С точки зрения химизма автоклавных реакций решающее значение имеет форма и количество выделяющейся элементной серы. Количество образующейся элементной серы и её форма зависят от температуры автоклавного процесса, а также от минералогического состава сырья.

Автоклавные процессы принято классифицировать по температуре процесса:

- низкотемпературное автоклавное выщелачивание – проводят при температуре ниже точки плавления элементной серы $< 112^{\circ}\text{C}$, в данных условиях сульфиды большинства металлов окисляются с образованием S° , однако, халькопирит и пирит в данных условиях остаются практически незатронутыми;

- среднетемпературное автоклавное выщелачивание – проводят при температуре от 130 до 180°C , образование элементной серы происходит в меньшем количестве, окисление пирита происходит только частично;

- высокотемпературное автоклавное выщелачивание – проводят при температурах более 190°C , в данной области температур сульфидная сера окисляется до сульфат-иона. Данному процессу свойственно полное окисление материала при повышенном расходе кислорода, а получаемые растворы отличаются высоким содержанием кислоты.

Производство меди на Балхашском медеплавильном заводе ТОО «Корпорация Казахмыс» базируется на пирометаллургическом процессе плавки медных концентратов в жидкой ванне в печах Ванюкова. Для снижения общей себестоимости продукции наряду с увеличением производи-

тельности предприятия был применен нестандартный подход, в результате чего, была разработана комбинированная схема производственных процессов с учетом преимуществ существующих пирометаллургических мощностей и не востребуемых гидromеталлургических мощностей, а именно автоклавного оборудования законсервированного цинкового завода.

Использование существующего оборудования положительно сказывается на капитальных затратах при внедрении проекта, но в тоже время накладывает определенные технологические ограничения, что в свою очередь требует детального внимания при разработке автоклавных процессов. Исследованиями было подтверждено отсутствие образования элементной серы в окислительном режиме, техническим обследованием определено удовлетворительное состояние автоклавов, а с помощью математического моделирования скорректированы критические нагрузки на аппараты.

В ходе исследований было оценено влияние температуры, давления кислорода, крупности материала, состава исходного и оборотного раствора на показатели и кинетику автоклавных процессов, отмечена стабильность показателей процессов при использовании реальных оборотных медьсодержащих растворов и при изменении их составов. Установлено, что предварительная подготовка исходного концентрата (кислотное разложение карбонатов) не требуется в связи с их низким содержанием. Показана возможность повышения скорости и глубины протекания процесса выщелачивания за счёт организации оборота кислых медьсодержащих растворов на каждую операцию. В ходе укрупненных испытаний были подтверждены основные показатели технологии в непрерывном режиме, определено поведение примесных компонентов сырья, рассчитаны материальный и тепловой балансы автоклавных операций, испытана схема выделения цинка из растворов в виде товарного концентрата.

Технология, предложенная для реконструкции Балхашского Цинкового завода (рисунок 1), предусматривает автоклавное окислительное выщелачивание (АОВ) меди и цинка из концентрата Балхашской обогатительной фабрики (БОФ) (содержание меди 12-15%) с последующим осаждением меди в процессе гидротермальной обработки (ГТО) концентрата Жезкентского горно-обогатительного комбината (ЖГОК) (содержание меди 17-20%).

Автоклавные остатки обеих операций содержат окисленную и сульфидную фракции, разделение которых производится путём комбинирования процессов классификации и флотации. В результате флотации остаток ГТО разделяется на медный и свинцовый концентраты, а остаток АОВ – на сульфидный концентрат и окисленный кек АОВ. Выделенные медный и сульфидный концентраты объединяются, среднее содержание меди в объединенном медно-сульфидном концентрате составляет 28-30% (масс.). Полученный медно-сульфидный концентрат направляется на переработку по действующей технологии БМЗ (плавка в печи Ванюкова), а свинцовый

продукт (содержание свинца не менее 35 % масс.) сушат и реализуют потребителю. Хвосты обогащения кека АОВ являются сырьём для передела цианирования с целью извлечения драгметаллов.

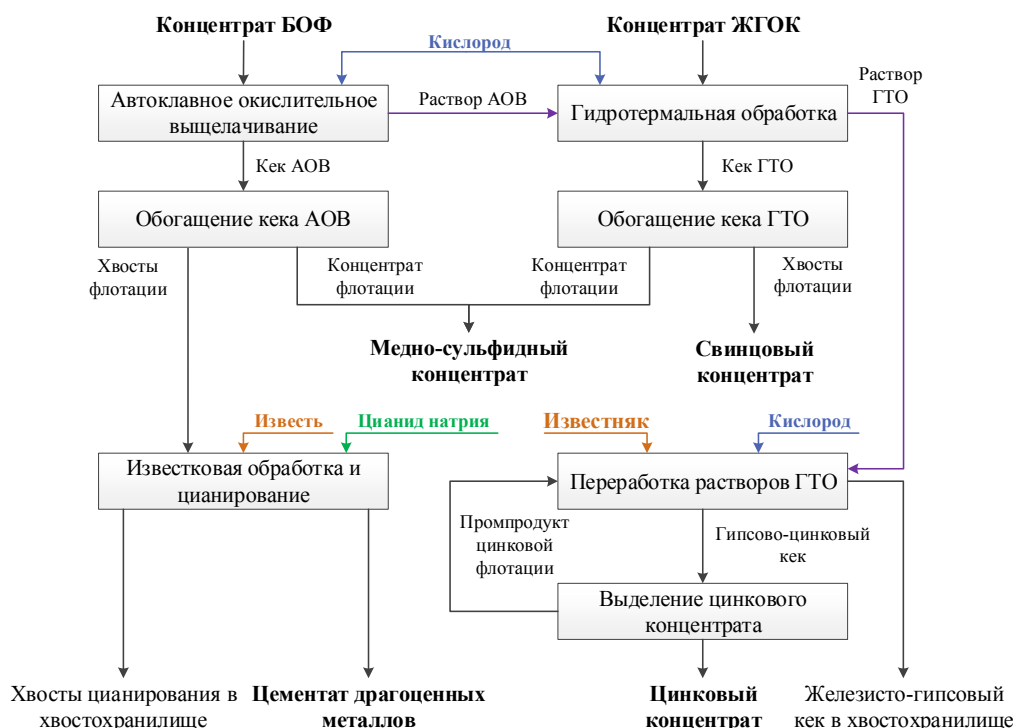


Рисунок 1 – Принципиальная технологическая схема гидromеталлургической переработки некондиционных медных концентратов

Попутно выщелачиваемый цинк выделяется из раствора в виде смешанного карбонат-гидрата цинка, который очищают методом флотации и преобразуют в оксид-гидрат цинка путём термической обработки при 250 °С. Содержание цинка в данном продукте составляет около 50%.

Материальные потоки основных участков разработанной технологической схемы приведены в таблицах 1 и 2.

По результатам лабораторных исследований была разработана программа пилотных испытаний из серии автоклавных экспериментов при различных параметрах. Пилотные испытания были проведены на автоклавной пилотной установке, расположенной в г. Благовещенск, Амурская область, Россия.

Результаты анализа автоклавных остатков серии АОВ, отобранных по секциям автоклава, представлены на рисунках 2 и 3. Данные рисунки показывают, что по мере продвижения материала по автоклаву извлечение меди и цинка увеличиваются практически линейно. Для наиболее полного перевода меди в раствор необходимо обеспечить время пребывания материала в автоклаве не менее 45 минут.

Таблица 1 – Материальный баланс участка АОВ

Материал	G	Cu			Zn			Pb			S			Fe		
		M	C	P	M	C	P	M	C	P	M	C	P	M	C	P
Приход																
Смесь БОФ и КОШ	215,0	33,2	15,4	100	2,6	1,2	99,9	1,9	0,9	100	58,7	27,3	99,8	69,8	32,5	100,0
Вода с концентратами	115,8	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Оборотная вода	632,8	-	-	-	0,0	0,01	0,1	-	-	-	0,1	0,2	0,2	-	-	-
Кислород (автоклав)	93,0	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Кислород (кондиционирование)	3,9	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Всего	1060,4	33,2	-	100	2,6	-	100	1,9	-	100	58,8	-	100	69,8	-	100
Расход																
Кек АОВ	153,9	3,1	2,0	9,3	0,2	0,1	8,0	1,9	1,3	100	26,3	17,1	44,7	61,0	39,7	87,4
Влага кека АОВ	102,6	0,1	0,9	0,3	0,01	0,1	0,3	-	-	-	0,1	1,0	0,2	0,03	0,3	0,04
Раствор АОВ на ГТО	576,0	30,0	56,8	90,4	2,4	4,5	91,7	-	-	-	32,4	61,4	55,1	8,8	16,6	12,6
Абгаз (автоклав)	52,3	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Абгаз (самоиспаритель)	173,0	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Абгаз (кондиционирования)	2,8	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Всего	1060,4	33,2	-	100	2,6	-	100	1,9	-	100	58,8	-	100	69,8	-	100

Таблица 2 - Материальный баланс участка ГТО концентрата ЖГОК

Материал	G	Cu			Zn			Pb			S			Fe		
		M	C	P	M	C	P	M	C	P	M	C	P	M	C	P
Приход																
Концентрат ЖГОК	180,0	30,6	17,0	50,5	7,2	4,0	75,2	9,0	5,0	100	68,4	38,0	67,8	54,0	30,0	86,0
Вода с концентратом ЖГОК	20,0	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Оборотная вода	466,0	-	-	-	0,0	0,01	0,03	-	-	-	0,09	0,2	0,09	-	-	-
Раствор АОВ	576,4	30,0	56,8	49,5	2,4	4,5	24,8	-	-	-	32,4	61,4	32,1	8,8	16,6	14,0
Кислород	20,1	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Всего	1262,5	60,6	-	100	9,6	-	100	9,0	-	100	101	-	100	62,8	-	100
Расход																
Кек ГТО	176,6	60,4	34,2	99,7	1,8	1,0	19,2	9,0	5,1	100	57,6	32,6	57,1	34,2	19,4	54,4
Влага кека ГТО	117,7	0,0	0,0	0	0,01	0,1	0,08	-	-	-	0,04	0,4	0,04	0,03	0,2	0,06
Раствор ГТО	886,0	0,2	0,2	0,3	7,7	9,4	80,7	-	-	-	43,3	52,8	42,9	28,6	34,8	45,5
Абгаз (автоклав)	6,7	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Абгаз (самоиспаритель)	75,5	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Всего	1060,4	33,2	-	100	2,6	-	100	1,9	-	100	58,8	-	100	69,8	-	100

Примечание: G – годовой массовый расход исходного сырья, реагентов и продуктов (тыс. т/год); M – годовой массовый поток компонента (тыс. т/год); C – содержание компонента (%) в твёрдом и (г/л) для растворов; P – распределение компонента между потоками (%).

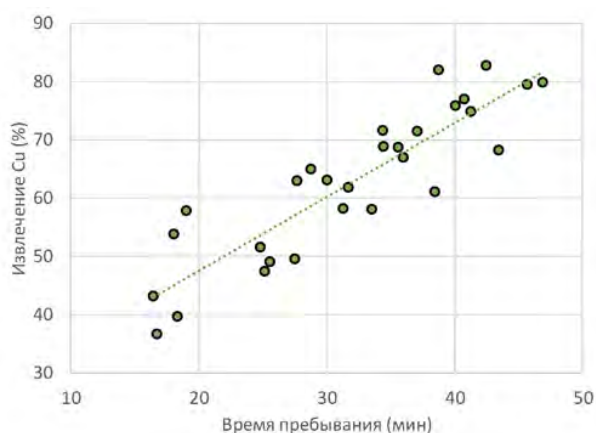


Рисунок 2 – Зависимость извлечения меди в раствор от времени пребывания материала в автоклаве

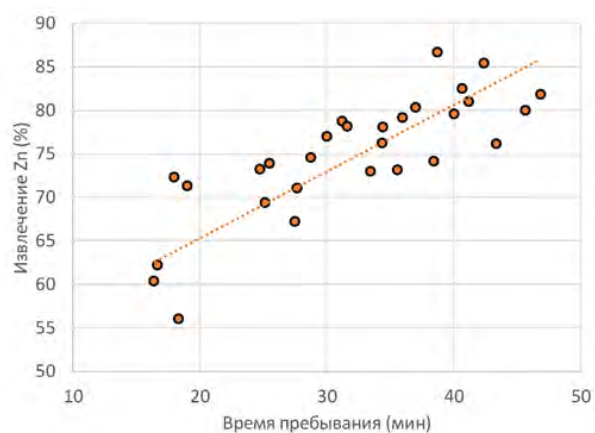


Рисунок 3 – Зависимость извлечения цинка в раствор от времени пребывания материала в автоклаве

Содержание элементной серы в кеках находилось на уровне 2-4 %. Исследования фазового состава окисленных остатков показали, что в кеке автоклавного окисления элементная сера часто ассоциирована с недоокисленными сульфидами: сфалеритом, халькопиритом и реже с пиритом.

Было подтверждено, что использование оборотного кислого раствора в качестве охлаждающего раствора позволяет ускорить процесс выщелачивания и существенно снижает количество выделяющейся элементной серы.

На основании пилотных испытаний были рекомендованы следующие оптимальные условия автоклавного окислительного выщелачивания концентрата БОФ: время пребывания 45 минут, $T = 170^{\circ}\text{C}$, $P(\text{O}_2) = 0,6 \text{ МПа}$, $P(\text{общ}) = 1,29 \text{ МПа}$, удельный расход кислорода $G(\text{O}_2) = 325 \text{ нл/кг}$. В оптимальном режиме достигается извлечение меди около 80% и извлечение цинка около 85%.

Выдержка пульпы после автоклавного окисления в каскаде реакторов в течение 4 часов (без дополнительной подачи реагентов) позволяет повысить извлечение меди и цинка на 3-5%. Такое повышение извлечения достигается за счет частичного разрушения цинк-фаялита, а также неустойчивых медьсодержащих вторичных фаз, образовавшихся в процессе автоклавного окисления. После наработки достаточного объема раствора операции АОВ была проведена серия опытов операции ГТО с частичным окислением исходного концентрата в первой секции автоклава и без него.

На рисунках 4 и 5 представлены графики изменения извлечений меди и цинка по мере протекания процесса ГТО. Данные были получены путем отбора проб по секциям автоклава. Отдельно выделены точки полученные в режиме ГТО (без подачи кислорода в автоклав). Видно, что вариант «ГТО без кислорода» дает более низкие извлечения цинка в раствор, однако обеспечивает более быстрое и полное осаждение меди. Также прослеживается вторичное осаждение цинка при «затягивании» процесса ГТО.

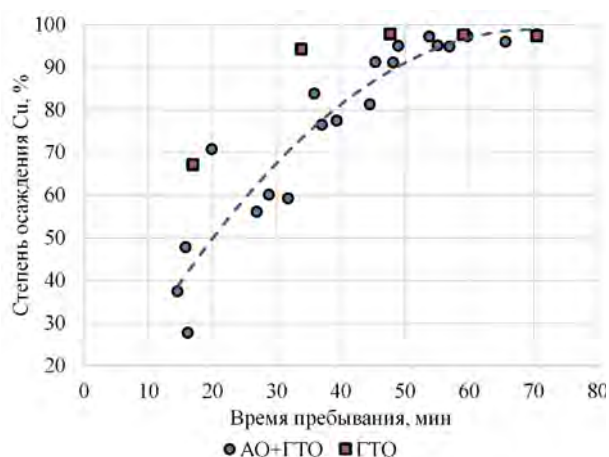


Рисунок 4 – Зависимость извлечения меди из раствора в кек от времени пребывания материала в автоклаве

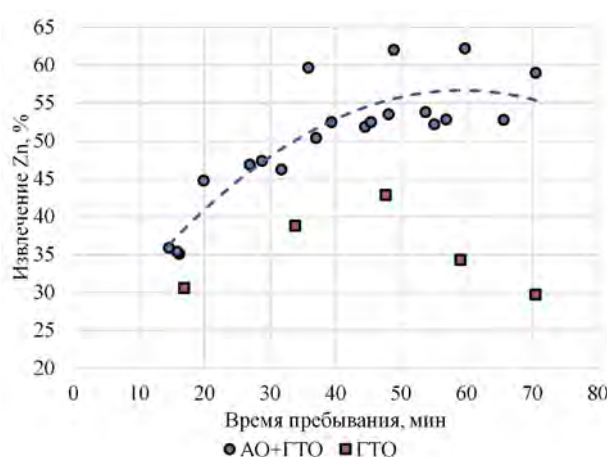


Рисунок 5 – Зависимость извлечения цинка в раствор от времени пребывания материала в автоклаве

Для процесса ГТО рекомендованы условия проведения процесса гидротермальной обработки: время пребывания 1 час, $T = 170^{\circ}\text{C}$, $P(\text{изб}) = 0,6 \text{ МПа}$, $P(\text{общ}) = 1,29 \text{ МПа}$, проведение частичного окисления материала в первой секции автоклава с удельным расходом кислорода $G(\text{O}_2)$ 90 нл/кг. В оптимальном режиме достигается извлечение меди 99 % (при остаточной концентрации меди в растворе 0,2 г/л) и извлечение цинка в раствор 55-65 %.

Заключение

Проведенные лабораторные и пилотные испытания позволили разработать технологический режим процесса автоклавного окислительного выщелачивания некондиционных медно-цинковых концентратов, обеспечивающий извлечение в раствор до 85% меди и до 90% цинка при относительно небольшом времени пребывания материала в автоклаве (45 минут). В выбранном оптимальном режиме производительность одного промышленного агрегата, имеющегося на цинковом заводе (г. Балхаш, Казахстан), составит около 200 тыс.т концентрата в год.

Для процесса гидротермальной обработки медно-цинковых концентратов лабораторные и пилотные испытания позволили разработать технологический режим, обеспечивающий извлечение свыше 99% меди из раствора в кек и 55-65% цинка из концентрата в раствор, при относительно небольшом времени пребывания материала в автоклаве (1 час). Особенностью предлагаемого процесса ГТО является проведение частичного окисления материала в первой секции автоклава с целью повышения извлечения цинка и получения более богатого медного остатка.

Исследования подтвердили, что в предложенной схеме основные технологические операции (автоклавные и типовые гидрометаллургические) позволяют получать промышленные продукты с высоким извлечением целевых и попутных ранее неизвлекаемых металлов. На основании кинетики процесса АОВ и процесса ГТО было определено, что общая производительность гидрометаллургического передела составит не менее 450.000 т/год. Это позволит повысить общую производительность предприятия на 25-30 тысяч тонн меди в год, и в целом снизить себестоимость производства.

Список литературы

1. Набойченко С.С., Ни Л.П., Шнеерсон Я.М., Чугаев Л.В. Автоклавная гидрометаллургия цветных металлов. — Екатеринбург: УГТУ–УПИ, 2002. – 940 с.
2. Nabashi F. Recent trends in extractive metallurgy // Journal of Mining and Metallurgy. 2009. Vol. 45B, No. 1. P. 1-13.
3. Dreisinger D. Case study flowsheets: Copper-gold concentrate treatment // Developments in Mineral Processing. 2005. Vol. 15. P.825-848.
4. Шнеерсон, Я.М., Набойченко, С.С., Тенденции развития автоклавной гидрометаллургии цветных металлов // Цветные металлы. 2011. №3. С. 15-20.
5. Пинигин В.К., Набойченко С.С., Худяков И.Ф. Автоклавное серноокислотное обесцинкование медно-цинковых промпродуктов // Цветные металлы. – 1973. – №10. – С. 23-24.

6. Шнеерсон Я.М., Иванова Н.Ф. Применение автоклавных методов для рафинирования труднообогатимых медных полиметаллических концентратов // Цветные металлы. – 2003. – №7. – С. 63-67.
7. Бодуэн А.Я., Иванов Б.С., Украинцев И.В. Возможность применения гидрометаллургических методов для повышения качества медных концентратов // Цветные металлы. – 2014. – №11. – С. 37-41.
8. Weidenbach M., Dunn G., Teo Y.Y., Removal of impurities from copper sulfide mineral concentrates // Proceedings of 7th Annual Nickel-Cobalt-Copper Conference ALTA 2016, 21-28 May, Perth, Australia, P. 335 – 351.
9. Vinals J., Fuentes G., Hernandez M.C., Herreros O. Transformation of sphalerite particles into copper sulfide particles by hydrothermal treatment with Cu(II) ions // Hydro-metallurgy – 2004 - Vol. 75 – P. 177 – 187.
10. Садыков С.Б. Автоклавная переработка низкосортных цинковых концентратов // Екатеринбург: УрО РАН, 2006.
11. Оспанов Е.А., Шахалов А.А., Шнеерсон Я.М., Фоменко И.В., Автоклавная технология переработки полиметаллических концентратов в окислительно-восстановительных условиях // Материалы научно-практической конференции «Интенсификация гидрометаллургических процессов переработки природного и техногенного сырья. Технологии и Оборудование» Санкт-Петербург, 2018, С. 135-138.
12. Лях С.И., Клементьев М.В., Шнеерсон Я.М., Автоклавная пилотная установка для проведения полупромышленных испытаний по окислению сульфидных флотационных концентратов золотосодержащих руд // Четвертый международный конгресс «Цветные металлы – 2012» С. 584 – 589.
13. Шахалов А.А., Оспанов Е.А., Набойченко С.С., Фоменко И.В. Особенности автоклавного выщелачивания некондиционных сульфидных медно-цинковых концентратов // Цветные металлы № 1, 2019 – Москва, 2019. С. 13-18.
14. Шахалов А.А., Оспанов Е.А., Набойченко С.С., Фоменко И.В. Особенности процесса гидротермальной обработки сульфидных медно-цинковых концентратов // Цветные металлы № 2, 2019 – Москва, 2019. С. 25-32.

УДК 622.765

ПОВЫШЕНИЕ СЕЛЕКТИВНОСТИ РАЗДЕЛЕНИЯ СУЛЬФИДОВ И ФЛОТОАКТИВНЫХ СИЛИКАТОВ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ МАЛОСУЛЬФИДНОЙ ПЛАТИНОМЕТАЛЛЬНОЙ РУДЫ

**Лавриненко А. А.¹, Макаров Д. В.², Шрадер Э. А.¹, Саркисова Л. М.¹,
Кузнецова И. Н.¹**

¹ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр РАН», г. Москва, Россия

²Институт проблем промышленной экологии Севера Кольского научного центра РАН,
г. Апатиты, Россия

При обогащении вкрапленных медно-никелевых и малосульфидных платинометалльных руд трудности получения качественных коллективных платинометалльных сульфидных концентратов связаны с присутствием в этих рудах флотоактивных силикатов, в частности талька, разубоживающих концентраты и осложняющих процесс их пирометаллургической переработки.

На предприятиях, перерабатывающих медно-никелевые руды для депрессии флотоактивных силикатов обычно применяются полисахариды растительного происхождения – карбоксиметилцеллюлоза (КМЦ) и модифицированные смолы гуарового дерева [1]. Проводятся многочисленные исследования по поиску и созданию новых депрессоров, позволяющих усилить селективность разделения сульфидов от флотоактивной пустой породы. В качестве депрессоров испытаны продукты переработки различных растений - конжака, пажитника, борщевика и др., а также синтетические полимеры, отличающиеся от природных стабильным составом партий, устойчивостью растворов при хранении [2,3,4,5]. Синтетические полимеры легче модифицировать при синтезе с целью улучшения эффективности и селективности их действия [5,6]. Изучалось влияние различных факторов, включающих природу полимера, степень замещения, его молекулярную массу и концентрацию, а также свойств дисперсионной среды (рН, ионная сила раствора, присутствие двухзарядных катионов) на адсорбцию полимера на тальке, его гидрофобность и флотуемость [5, 7, 8].

Выбор депрессора при флотации руды зависит от минерального состава пустой породы и требует индивидуального подхода для каждой руды.

Цель работы состояла в выборе эффективного депрессора флотоактивных силикатов при флотации малосульфидной платинометалльной медно-никелевой руды Мончегорского плутона.

В качестве депрессоров минералов пустой породы испытывались следующие реагенты: жидкое стекло, карбоксиметилцеллюлоза компании Akzo Nobel Depramin 267 и Depramin 347 со степенью замещения 0,7 и 0,54 и вязкостью 2% раствора при 25⁰С 20 и 91 мПа, кукурузный декстрин от Bio Polimer и Акремон D-13 – сополимер акриловой и малеиновой кислот завода «Оргполимер синтез», который был предложен в качестве заменителя КМЦ при флотации платинометалльной малосульфидной руды массива Вуручуайвенч [9].

Проба руды содержала 0,9 г/т палладия, 0,16 г/т платины, 0,3 г/т золота, 0,48% никеля, 0,2% меди, 0,016 % кобальта. Минералы породы представлены до 45% пироксеном, до 38% форстеритом, до 10 % тальком.

Руду измельчали до 84% класса –0,071мм. Флотацию проводили на порциях пульпы с содержанием 50 г твердого в лабораторной флотационной машине института «Механобр» с объемом камеры 150 см³. В качестве собирателя использовали композицию 1:1 бутилового ксантогената и Aerophine 3416 компании Cytec, которая, как показано ранее [10], обеспечивает наиболее полного извлечение Ni, Cu и МПГ в коллективный сульфидный концентрат. Общий расход композиции собирателей в основную и контрольную флотации, концентраты которых объединялись, составлял 84 г/т, МИБК - 14-28 г/т.

Исследование влияния жидкого стекла на показатели флотации показало, что с увеличением его расхода до 2100 -2800 г/т выход концентрата снижается на 7-8%, извлечение кремния в концентрат на 6%, что свидетельствует о слабом депрессирующем действии жидкого стекла на минералы породы.

Синтетический депрессор Акремон D-13 при увеличении его расхода до 1260 г/т уменьшает выход концентрата лишь на 4% и извлечение в него кремния на 5%. На руду данного состава в отличие от руды месторождения Вуручайвенч этот депрессор не оказывает существенного депрессирующего действия.

Более эффективная депрессия силикатов получена с применением Depramin 267, Depramin 347 и декстрина (рис. 1), причем наибольшее снижение выхода сульфидного концентрата и извлечения в него силикатов достигается в присутствии Depramin 347.

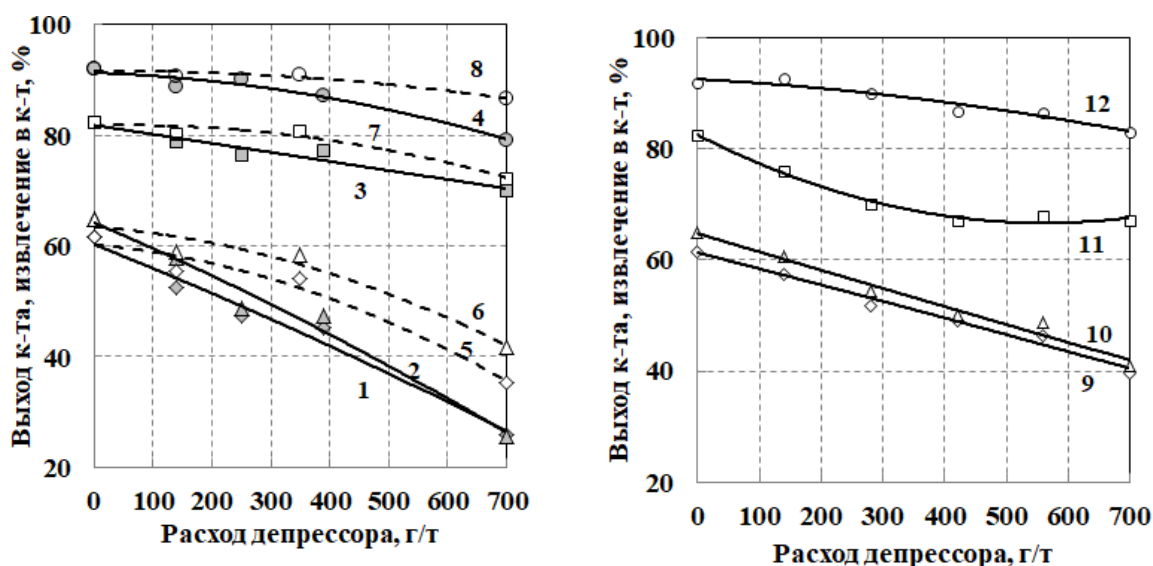


Рисунок 1 – Влияние расхода депрессоров на показатели флотации пробы медно-никелевой руды: 1, 2, 3, 4 - Depramin 347; 5, 6, 7, 8 -Depramin 267; 9, 10, 11, 12 – декстрин; 1, 5, 9- выход концентрата; 2,6, 10 - извлечение Si; 3,7,11- извлечение Ni; 4, 8, 12- извлечение S

Для оценки селективности действия депрессоров рассчитаны коэффициенты разделения S и Si при флотации по уравнению Коэна [11], показавшие, что наиболее селективными депрессорами являются образцы карбоксиметилцеллюлозы, при этом лучшую селективность показал Depramin 347 (рис. 2).

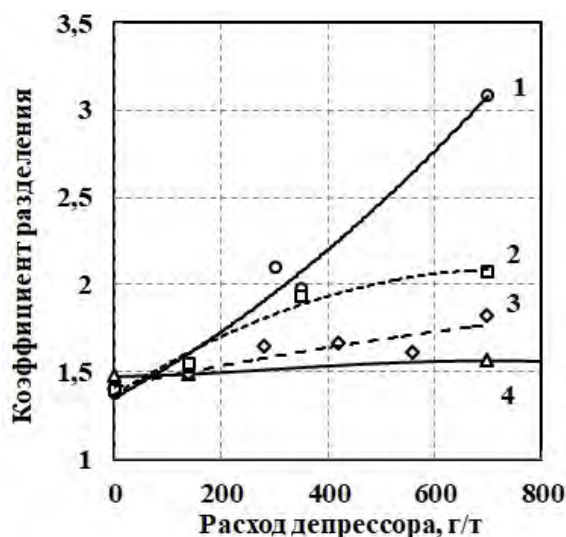


Рисунок 2 – Коэффициент разделения S от Si в зависимости от расхода депрессора: 1- Depramin 347, 2 – Depramin 267, 3- декстрин, 4 – Акремон Д-13

Оптимальные показатели флотации пробы руды имеют место при расходе Depramin 347 - 390 г/т. При этом извлечение палладия составило 82 % против 87 % без применения депрессора, никеля 73% против 82 %, меди - 88 % против 94 %, серы 87 % против 91 %. Снижение извлечения меди и никеля обусловлено снижением гидрофобности сульфидов под действием Depramin 347, о чем свидетельствовали результаты измерений сил отрыва пузырька воздуха от шлифа минералов, представленные на рис. 3. Снижение флотуемости сульфидов в присутствии полимерных депрессоров отмечалось и в других работах [8].

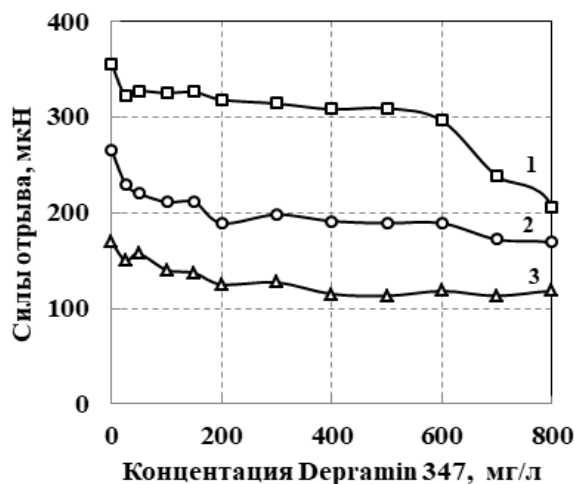


Рисунок 3 – Влияние концентрации Depramin 347 на силу отрыва пузырька воздуха от поверхности шлифа минерала при pH 9: 1 -галька, 2 – пирротина, 3 – пентландита

Проведенные исследования показали, что из испытанных депрессоров наиболее эффективным для снижения выхода минералов породы в

сульфидный концентрат является Depramin 347, который может быть рекомендован при промышленном освоении месторождения.

Список литературы

1. Handbook of Flotation Reagents: Chemistry, Theory and Practice. 1st Edition. Volume 2: Flotation of Gold, PGM and Oxide Minerals /Srđyan M.Bulatovic. - Amsterdam: Elsevier Science, 2010. - 230 p.
2. Wei Deng, Longhua Xu, Jia Tian, Yuehua Hu and Yuexin Han. Flotation and Adsorption of a New Polysaccharide Depressant on Pyrite and Talc in the Presence of a Pre-Adsorbed Xanthate Collector // Minerals. – 2017. – V. 7, № 3. – 14 P.
3. K.Zhao, G.Gu, C.Wang, X.Rao, X.Wang, X.Xiong. The effect of a new polysaccharide on the depression of talc and the flotation of a nickel-copper sulfide ore. Mineral Engineering, 2015. Vol. 77, pp. 99-105
4. Матвеева Т.Н., Иванова Т.А., Громова Н.К., Ланцова Л.Б. Научный прогноз и технологические исследования флотационного извлечения благородных металлов из упорных руд при использовании растительных модификаторов // IX Конгресс обогатителей стран СНГ. Сборник материалов. Том II. – М.: МИСиС, 2013.- С.387-390
5. G.E. Morris, D.Fornasiero and J.Ralston. Polymer depressants at the talc–water interface: adsorption isotherm, microflotation and electrokinetic studies // Int. J. Miner. Process., 2002, Vol. 67, pp. 211-227.
6. H.T. Chen, S.A. Ravishankar. R.S. Farinato. Rational polymer design for solid-liquid separations in mineral processing applications. // Int. J. Miner.Process. 2003. Vol.72, pp. 75-86.
7. M.Khraisheh, C.Holland, C.Creany, P.Harris, and L.Parolis. Effect of molecular weight and concentration on the adsorption of CMC onto talc at different ionic strengths // Int. J. Miner. Process., 2005, Vol. 75, pp. 197–206.
8. David A.Beattie, Le Huynh, Gillian B.N. Kaggwa, John Ralston. The effect of polysaccharides and polyacrylamides on the depression of talc and the flotation of sulphide minerals // Minerals Engineering. 2006, Vol. 19, no 6-8, pp. 598-608. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2005.09.011>
9. Т.Н. Мухина, Т.Н. Хашковская, В.В. Марчевская В.В., В.И. Максимов, С.М. Козырев. Минералого-технологические испытания платинометалльных малосульфидных руд массива Вурчуйвенч// Современные проблемы обогащения и глубокой комплексной переработки минерального сырья (Плаксинские чтения): матер. Междунар. совещ. Владивосток, 16-21 сент. 2008 г. – Владивосток: Тихоокеанская академия наук экологии и безопасности жизнедеятельности, 2008, Ч. 2. - С. 397-399.
10. Лавриненко А.А., Макаров Д.В., Шрадер Э.А., Саркисова Л.М., Кузнецова И.Н. Флотация малосульфидной платинометаллической медно-никелевой оталькованной руды // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья. Материалы XXIII Международной научно-технической конференции, 10-23 апреля 2018 г., проводимой в рамках XVI Уральской горно-промышленной декады 09-18 апреля 2018 г., Екатеринбург: Издательство «Форт Диалог-Исеть», 2018. - С. 25-29
11. Барский Л. А., Рубинштейн Ю. Б. Кибернетические методы в обогащении полезных ископаемых. М.: Недра, 1970 – С. 90-92.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ОБОГАЩЕНИЯ ФАЗ В ПРОЦЕССАХ МАГНИТНОГО РАЗДЕЛЕНИЯ КОМПОНЕНТОВ ЗОЛЫ ОТ СЖИГАНИЯ БУРЫХ УГЛЕЙ

**Лавриненко А. А., Кунилова И. В., Гольберг Г. Ю., Лусинян О. Г.,
Кравченко В. Н., Шимкунас Я. М.**

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

При сжигании углей на теплоэлектростанциях (ТЭС) образуются отходы, в т.ч. зола-унос, улавливаемая электрофильтрами. Вовлечение в повторное использование данного вида золы позволит улучшить экологическую обстановку и получить экономический эффект от реализации продуктов переработки золы. В связи с различным вещественным составом угля различных месторождений и конструкторско-технологическими особенностями сжигания и золоудаления на ТЭС практически на каждой из них происходит образование и накопление уникальных по своим характеристикам отходов. В России значительная часть угольных ТЭС расположена в Сибири и на Дальнем Востоке. Согласно сложившейся практике, на них достаточно часто используется недорогой, но высокозольный уголь Экибастузского угольного бассейна (Казахстан).

В данной работе проведено исследование процессов магнитной сепарации золы уноса, образованной при сжигании некоксуемых малометаморфизированных углей Экибастузского угольного бассейна. Цель исследования состояла в повышении экономичности процесса переработки золы от сжигания углей благодаря использованию предварительной магнитной сепарации. Задача заключалась в определении параметров процесса сухого магнитного обогащения золы для получения максимального извлечения железа.

Исследуемая зола уноса является тонкодисперсным материалом. Методом сухого отсева установлено, что 75,9% материала находится в диапазоне крупности $-0,071+0,020$ мм. Основные компоненты золы, согласно рентгенофазовому анализу*, алюмосиликатные агрегаты неправильной формы, представляющие собой сплавленные глинистые минералы (муллит) и минералы класса силикатов с непостоянным составом (высокотемпературный кварц), сульфаты и оксиды кальция и железа (возможно, сгоревшие сидеритовые конкреции, магнетит и пр.) и примеси сплавов металлов с железом (марганца, титана, хрома и пр.). Часть редких элементов и благородных металлов находится в органической части золошлаковых отходов (недожоге), которая сосредоточена в классе крупности $+0,100$ мм и составляет 5,75%. Недожог может быть также извлечен после отделения магнитного продукта. Распределение содержаний основных макроэлементов

* Анализ проведен в Центре изучения природного вещества ИПКОН РАН.

тов по классам крупности (по оксидам) представлено в табл. 1, ценных микроэлементов – в табл. 2. Определение элементов проводилось методом атомно-эмиссионной спектроскопии с индуктивно связанной плазмой, а также масс-спектрометрии с индуктивно связанной плазмой. Невысокое содержание железа (менее 10% по Fe_2O_3 общ.) и наличие частиц железа в виде шарообразных сростков с алюмосиликатным материалом, определенное методом сканирующей электронной микроскопии с рентгеновским микроанализом*, предопределило необходимость исследования параметров магнитного обогащения для повышения эффективности выделения магнитного продукта и установления распределения ценных микроэлементов по продуктам разделения.

Таблица 1 – Распределение содержаний в масс. % макроэлементов по классам крупности, мм

Оксид элемента	-0,020	- 0,040+0,020	- 0,071+0,040	- 0,100+0,071	+0,100
Оксид кремния (SiO_2)	54,7	55,5	59,2	59,1	54,5
Оксид алюминия (Al_2O_3)	22,7	23,2	23,1	23,2	23,5
Оксид кальция (CaO)	11,0	10,3	7,35	5,47	10,5
Оксид железа (Fe_2O_3общ.)	5,42	4,88	3,86	2,49	5,15
Оксид магния (MgO)	2,08	1,78	1,34	1,20	1,94
Оксид титана (TiO_2)	1,04	1,01	0,95	0,95	1,04
Сера общая (S общ.)	0,35	0,30	0,28	0,28	0,34
Оксид марганца (MnO)	0,07	0,07	0,05	0,04	0,07

Таблица 2 – Распределение содержаний ценных микроэлементов в г/т по классам крупности, мм

Элемент	-0,020	-0,040+0,020	-0,071+0,040	-0,100+0,071	+0,100
V	134	119	118	116	124
Cr	91	76	68	70	78
Co	30	21	14	11	24
Ni	62	44	35	28	51
Cu	87	61	52	46	71
Zn	198	101	66	52	148
Ga	31	18	18	17	26
As	80	30	16	13	54
Y	73	63	50	48	67
Zr	323	360	263	249	311
Nb	26	25	23	21	26
La	89	83	77	74	85
Ce	160	148	135	131	153
Nd	67	59	54	52	65

Сухая магнитная сепарация проводилась на барабанном сепараторе с комбинированным приводом с магнитами Nd-Fe-B производства АО «Магнетит», обеспечивающим два режима магнитной индукции – в слабом (0,16 Тл) и сильном (0,25 Тл) полях. Технологические схемы экспериментов по магнитной сепарации включали в себя:

1) разделение на магнитный и немагнитный продукты в слабом поле магнитной индукции с последующей контрольной сепарацией немагнитного продукта в сильном магнитном поле.

2) разделение на магнитный и немагнитный продукты в сильном поле магнитной индукции с последующей перемелывкой магнитного продукта в слабом поле.

В результате сравнения эффективности схем магнитной сепарации установлена целесообразность первой схемы с контрольной сепарацией, обеспечивающая за одну стадию получение магнитного концентрата с содержанием железа 49% практически с тем же выходом 3,6%, что и при использовании второй схемы с двумя стадиями (перемелывкой) – с выходом 3,7%, с близким содержанием железа в хвостах (2,9% против 2,7%). При этом в хвостах остаются основные редкоземельные элементы (Zr 390 г/т, Се 150 г/т, La 90 г/т, Nb 20 г/т), за исключением иттрия, который распределяется одинаково в обоих продуктах с содержанием порядка 60 г/т. Ценные микроэлементы могут быть извлечены при последующем выщелачивании для выделения алюминийсодержащего продукта.

Таким образом, установлена целесообразность проведения магнитной сепарации с контрольной сепарацией, обеспечивающая за одну стадию получение магнитного концентрата с содержанием железа 49% с выходом 3,6%. Для повышения показателей обогащения возможно проведение доизмельчения крупных классов для снижения количества сростков с немагнитным материалом, что определяется выбором схемы переработки, например, использованием флотации для последующего извлечения недожога.

Работа выполнена при частичной поддержке Программы фундаментальных исследований Президиума РАН 2018–2020 гг. № П 39.

УДК 662.818.3.053:678 (043)

ИССЛЕДОВАНИЕ ПОЛИМОЛЕКУЛЯРНОГО СОСТАВА ТЕХНИЧЕСКИХ ЛИГНОСУЛЬФОНАТОВ В КАЧЕСТВЕ СВЯЗУЮЩИХ ДЛЯ БРИКЕТИРОВАНИЯ УГОЛЬНОЙ МЕЛОЧИ

Лавриненко А. А., Попов Е. М.

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

Модифицирование исходных технических лигносульфонатов (ТЛС) проводили введением в него комплексного модификатора – кубового

остатка периодической дистилляции капролактама (КО ПДК) [1] в количествах от 5 до 20 % (таблица 1).

Таблица 1 – Влияние количества модификатора на свойства модифицированных технических лигносульфонатов

Образцы исходных и модифицированных лигносульфонатов	Плотность г/см ³	Массовая доля сухих веществ, %	Массовая доля, %		Вязкость	
			Золы	РВ	условная, с, по ВЗ-1	динамическая, сП
Исходные ТЛС	1,234	47,4	8,2	3,2	243	3864
95 % ТЛС + 5 % КО ПДК	1,230	48,9	7,6	2,8	48	2381
90 % ТЛС + 10 % КО ПДК	1,226	51,5	7,4	2,7	26	210
87,5 % ТЛС + 12,5 % КО ПДК	1,222	52,1	7,0	2,8	20	154
85 % ТЛС + 15 % КО ПДК	1,220	53,1	6,8	2,6	16	132
80 % ТЛС + 20 % КО ПДК	1,215	55,0	5,8	2,6	12	98

Из таблицы 1 видно, что добавка 5 % модификатора понижает условную вязкость исходных лигносульфонатов в 5 раз. При добавлении следующих 5 % КО ПДК вязкость связующего уменьшилась в 1,8 раза. Дальнейшее повышение модификатора плавно изменяет вязкость технических лигносульфонатов. Аналогично ведет себя и динамическая вязкость, которую определяли на вискозиметре по методу Гепплера. Измеряли время падения шарика в цилиндрической трубке, наклоненной на 10° по отношению к вертикали и наполненной испытуемой жидкостью.

Молекулярно-массовое распределение (ММР) проводили методом гель-проникающей хроматографии на колонке с гелем Сефадекс G-75 по методике [2]. В качестве элюента использовали водно-солевой буфер с рН 6,2. Фракционирование сводится к последовательному отбору фракций лигносульфонатов, пропущенных через колонку, заполненную гелем G-75, с последующим определением содержания лигносульфонатов в каждой фракции.

Для определения концентрации лигносульфонатов во фракциях использовали спектрофотометрический метод. На волне 280 нм при ширине щели 0,3 мм измеряли оптическую плотность разбавленного в 10 раз раствора каждой фракции. На основании данных по фракционированию растворов лигносульфонатов в координатах плотность – объем элюирования строили кривые гель фильтрации, которые в первом приближении выражают молекулярно-массовые характеристики лигносульфонатов.

Расчет молекулярных масс и ММР образцов проводили по данным гель фильтрации в соответствии с методикой [3].

Полимолекулярный состав ТЛС определяли исходя из соотношения площади под кривой, соответствующей объему выхода высоко-, средне- и низкомолекулярной фракции лигносульфонатов. Фракционный состав

определяли как отношение площади фракции к площади, соответствующей выходу всего вещества. Каждый исследуемый образец характеризовался среднечисловой (\bar{M}_n), среднемассовой (\bar{M}_w), z-средней (\bar{M}_z) молекулярными массами и показателями полидисперсности.

Результаты расчета средних молекулярных масс приведены в таблице 2.

Как видно из таблицы 2 комплексный модификатор является низкомолекулярным продуктом и поэтому он фракционируется в низкомолекулярной области исследуемых образцов.

Расчет средних молекулярных масс показывает, что КМ приводит к некоторому снижению величины среднемассовой молекулярной массы (\bar{M}_w). Наибольшее снижение от 43200 для исходного образца ТЛС до 33800 было достигнуто при внесении 12,5 мас. % модификатора. Дальнейшее увеличение доли вводимого модификатора до 20 % приводило к увеличению среднемассовой молекулярной массы до 39400.

Таблица 2 – Средние молекулярные массы модификатора, исходных технических лигносульфонатов и модифицированных лигносульфонатов

Образцы КО ПДК, исходных и модифицированных ТЛС	Средние молекулярные массы			Степень полидисперсности	
	\bar{M}_z	\bar{M}_w	\bar{M}_n	$\frac{\bar{M}_w}{\bar{M}_n}$	$\frac{\bar{M}_z}{\bar{M}_w}$
Модификатор	6400	6000	5600	1,1	1,1
Исходные ТЛС	108500	43200	10700	4,1	2,5
95 % ТЛС + 5 % КО ПДК	93200	37800	7600	5,0	2,5
90 % ТЛС + 10 % КО ПДК	103100	35100	6600	5,4	2,9
87,5 % ТЛС + 12,5 % КО ПДК	87500	33800	8600	4,0	2,7
85 % ТЛС + 15 % КО ПДК	99100	36300	9000	4,1	2,7
80 % ТЛС + 20 % КО ПДК	110800	39400	8300	4,8	2,8

Сравнение доли высоко-, средне- и низкомолекулярных фракций в исследуемых образцах (таблица 3) также показывает, что внесение в концентрат ТЛС 5, 10, 12,5 мас. % КО ПДК снижает долю высокомолекулярных фракций (свыше 100000) с 11 до 5 % и несколько повышает долю низкомолекулярных фракций (до 10000). Дальнейшее увеличение доли модификатора незначительно повышает процент высокомолекулярных фракций.

Из данных таблицы 2 и 3 видно, что для лигносульфонатов характерен широкий диапазон ММР и, следовательно, высокая степень полидисперсности. Введение модификатора в количествах от 5 до 20 мас. % лишь незначительно влияет на изменение молекулярной массы и полимолекулярный состав технических лигносульфонатов.

**Таблица 3 – Средние доли высоко-, средне- и низкомолекулярных фракций
в исходных и модифицированных ТЛС**

Образцы исходных и модифицированных ТЛС	Доля высоко-, средне- и низкомолекулярных фракций, %			Содержание фракций, %		
	свыше 100000	от 10000 до 100000	до 10000	ВМФ	СМФ	НМФ
Исходные ТЛС	11	51	38	25,1	19,2	55,7
95 % ТЛС + 5 % КО ПДК	5	54	41	25,6	30,3	44,1
90 % ТЛС + 10 % КО ПДК	5	46	49	25,4	22,4	52,2
87,5 % ТЛС + 12,5 % КО ПДК	5	50	45	39,9	14,4	45,7
85 % ТЛС + 15 % КО ПДК	7	49	44	37,7	16,7	45,6
80 % ТЛС + 20 % КО ПДК	7	47	46	36,8	22,0	41,2

Модификатор в большей степени влияет на конформационные свойства макромолекул лигносульфонатов, а не на молекулярную массу, что объясняется взаимодействием их активных групп. Угольные брикеты, изготовленные с применением модифицированных лигносульфонатов имеют высокую прочность, достаточную для различных манипуляций с ними.

Список литературы

1. Евстифеев, Е.Н. Разработка нового связующего для производства бездымных брикетов из антрацитовых штыбов [Текст] / Е.Н. Евстифеев, А.С. Кужаров Е.М. Попов // Уголь. – 2014. – № 4. – С. 68–70.
2. Соколов, О.М. Выбор условий фракционирования лигносульфонатов на сефадексе и определение их молекулярной массы на ультрацентрифуге [Текст] / О.М. Соколов, Б.Д. Богомолов, В.Л. Попова // Химия древесины. – 1977. – № 5. – С. 64–67.
3. Соколов, О.М. Расчет на ЭВМ «Минск-32» молекулярных масс и молекулярно-массовых распределений по данным гельхроматографии: метод. указ. по выпол. лаб. работ [Текст] / О.М. Соколов, А.В. Фесенко. – Архангельск, 1979. – 32 с.

УДК 549.08

**МИНЕРАЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ОЛОВЯННОЙ РУДЫ
ПРАВОУРМИЙСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ И ИХ ВЛИЯНИЕ НА
ОБОГАТИМОСТЬ**

**Чикишева Т.А.^{1,2,3}, Прокопьев С.А.^{2,3}, Прокопьев Е.С.^{1,2}, Карпова А.Г.^{1,3},
Тукусер В.И.^{1,3}**

¹ООО ПК «Спирит», г. Иркутск, Россия; ²Институт земной коры СО РАН, г. Иркутск, Россия; ³Иркутский государственный университет, г. Иркутск, Россия

Правоурмийское оловорудное месторождение в административном отношении расположено в Верхнебуреинском районе Хабаровского края.

Объектом исследований являлись технологические пробы оловосодержащей руды, отобранные на Правоурмийском месторождении. Изучение минералого-технологических особенностей было выполнено в лабора-

тории обогащения ООО ПК «Спирит» совместно с институтом земной коры СО РАН.

Минеральный состав и количественная оценка содержаний минералов руды и продуктов обогащения были определены с помощью методов оптической микроскопии с применением рентгеновских методов в соответствии с методиками Научного совета по методам минералогических исследований (НСОММИ).

Руды Правоурмийского месторождения принадлежат к одному геолого-промышленному типу, однако, изменчивы по своим технологическим свойствам – размеру вкрапленности касситерита, содержанию олова и сульфидов. Основная масса пород месторождения представлена в разной степени метасоматически изменёнными в процессе грейзенизации вулканитами кислого состава. Породообразующими минералами являются кварц, топаз и, в меньшем количестве, турмалин.

Главный рудный минерал олова на данном месторождении - касситерит. В подчинённом количестве установлены станнин, станноидит и мусонит. Сульфидная минерализация представлена минералами мышьяка (арсенопирит, лёллинит) и сульфидами меди (халькопирит, борнит, халькозин, ковеллин).

Рудная минерализация отмечается в виде прожилково-вкрапленных выделений, гнездовидных обособлений касситерита, арсенопирита и лёллинита.

Касситерит наблюдается в виде ксеноморфных зерен, их гнездовидных скоплений, реже отмечаются кристаллы пирамидально-призматического облика и их двойники. Размер зёрен варьируется от 0,01 до 1 - 2 мм. Мощность видимых скоплений зёрен касситерита до 10,0 мм. Касситерит находится в тесном сростании с кварцем, топазом, турмалином, арсенопиритом и лёллинитом.

Станнин тесно ассоциирует с медной минерализацией и образует структуры распада твёрдых растворов с халькопиритом и борнитом. Он образует ксеноморфные выделения, размером до 0,1 мм. Кроме того, тонкие прерывистые каёмки станнина (до 10 мкм) отмечаются по краям отдельных зерен халькопирита.

Текстурно-структурные особенности руды по их влиянию на обогатимость являются сложными для обогащения. Текстура руд неоднородная, пятнистая, прожилковая, брекчиевидная, структура - разномызернистая, от тонко- до среднезернистой, участками порфирировая. Руды с такими текстурно-структурными характеристиками и размером минеральных агрегатов меньше 2 мм обогащаются с большими потерями, связанными со шламами [1].

В исследуемой руде выделяются следующие типы вкрапленности рудных минералов [2]:

1. Рудные и нерудные минеральные индивиды срastaются по внешним границам зёрен;
2. Рудные минералы образуют вкрапления внутри зёрен породообразующих минералов;
3. Рудный минерал образует вкрапления в других рудных минералах (рисунок 1а);
4. В зёрнах рудных минералов имеются вкрапления породообразующих минералов (рисунок 1б).

Наиболее благоприятен для обогащения первый тип, так как разрушение породы происходит по межзерновым границам, которые обладают наименьшей прочностью. Более сложным является второй тип вкрапленности. Второй и третий типы не позволяют достичь полного раскрытия минералов руды и продуцируют большое количество сростков. В основном это сростки с топазом, реже с кварцем, арсенопиритом и сульфидами меди.

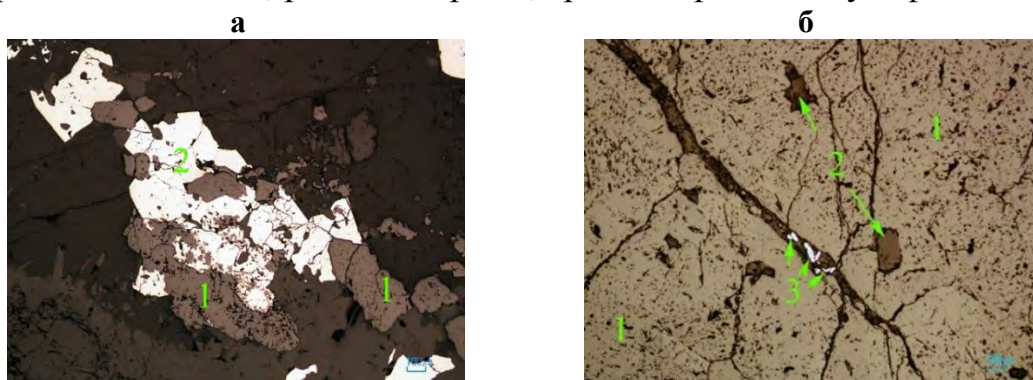


Рисунок 1 – Микрофотографии фрагмента полированного шлифа.
а - гнездовидное скопление касситерита (1) и арсенопирита (2), б - зёрна топаза (2) в массивном катаклазированном скоплении касситерита (1) с вкрапленностью арсенопирита в микротрещинках (3)

Извлечение сростков касситерита в продукты обогащения зависит от физических свойств минералов, которые его образуют. Кроме того, плотность сростков может варьироваться в зависимости от объёма в нем рудной фазы.

С целью прогнозирования извлечения включений касситерита в породообразующих минералах было проведено определение плотности сростков касситерита с кварцем и с топазом методом уравнивания в тяжёлой жидкости. Результаты измерений приведены в таблице 1.

По данным таблицы 1 видно, что включения касситерита в кварце при проведении гравитационного обогащения потенциально будут извлекаться в хвосты. Тогда как сростки касситерита такого же качества с топазом вероятнее всего будут концентрироваться в промпродуктовой части вместе с рядовыми и бедными сростками, что в конечном итоге позволит извлечь касситерит, находящийся в них, после проведения доизмельчения материала промпродуктов.

**Таблица 1 – Плотность сростков касситерита
с породообразующими минералами**

№п/п	Плотность зёрен с включениями касситерита, г/см ³	
	В кварце	В топазе
1	2,91	3,73
2	3,11	3,80
3	2,98	3,65
4	3,00	3,91
5	2,90	3,67
6	2,95	3,80
7	2,98	4,00
8	2,91	3,95
9	2,92	3,92
10	2,91	3,88
Среднее	2,38	3,83

Таким образом можно сделать вывод, что в концентрат будут извлечены свободные зёрна и богатые сростки касситерита как с топазом и кварцем, так и с минералами мышьяка и сульфидами меди. Помимо них в концентрат будут извлекаться рядовые и бедные сростки и включения касситерита в минералах, обладающих высокой плотностью (арсенопирит, лёллингит и минералы меди), что повлияет на качество концентрата по содержанию мышьяка и меди.

При проведении минералогических исследований продуктов обогащения, установлено, что основная масса касситерита в хвостах гравитации теряется в крупности менее 0,04 мм в виде свободных зёрен.

Касситерит в диапазоне крупности -2+0,5 мм в основном находится в сростках с породообразующими минералами. При этом основная масса сростков – это включения касситерита в кварце, которые ввиду своей низкой плотности распределяются в хвостовую часть и являются неизбежными потерями при проведении гравитационного обогащения.

В результате анализа пробы сульфидных хвостов флотации установлено, что потери олова в них связаны со сростками касситерита с арсенопиритом и со станнином, ассоциирующим с сульфидами меди – халькопиритом и борнитом (рисунки 2, 3).

Станнин при проведении флотации извлекается в сульфидные продукты по причине его тесной ассоциации с халькопиритом, борнитом и арсенопиритом. Так как крупность станнина в основном не превышает 0,1 мм, его извлечение из сульфидного продукта флотации возможно при помощи доизмельчения и селективной флотации станнина.

Конечный оловосодержащий концентрат (рисунок 4) состоит из обломков касситерита и единичных зёрен арсенопирита. Отмечаются сростки, в основном богатые, касситерита с арсенопиритом открытого типа. Наличие сростков касситерита с арсенопиритом повышает содержание в концентрате основной вредной примеси руды – мышьяка.

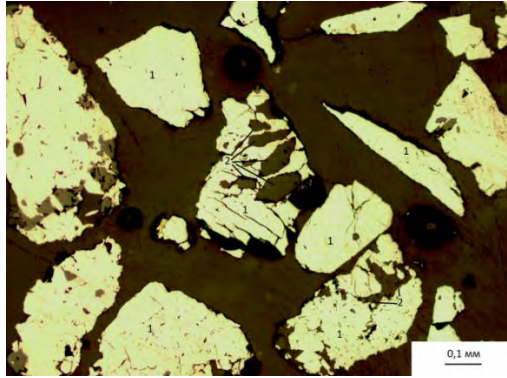


Рисунок 2 – Микрофотография фрагмента брикетного шлифа. Срастания касситерита (2) с арсенопиритом (1) закрытого типа. Размерность выделений касситерита 0,05-0,2 мм

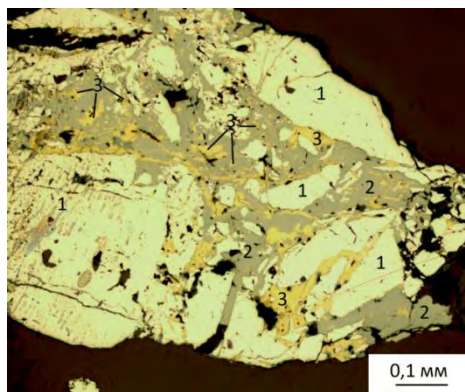


Рисунок 3 – Микрофотография фрагмента брикетного шлифа. Зерно арсенопирита (1) в срастании со станнином (2) и халькопиритом (3)
 Исследование нескольких технологических проб руды позволило комплексно оценить вариации технологических свойств руды.

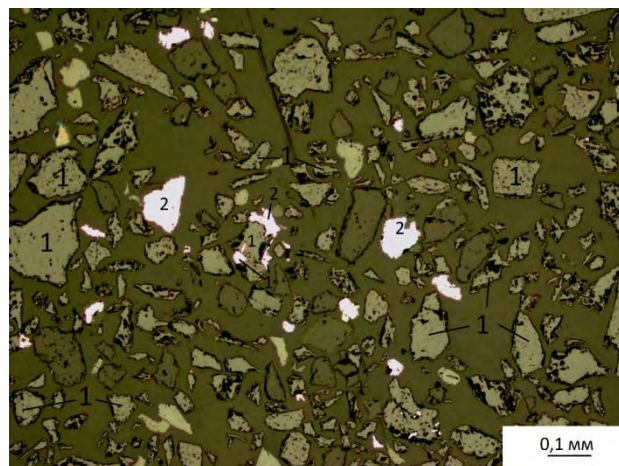


Рисунок 4 - Микрофотография фрагмента брикетного шлифа, изготовленного из пробы конечного концентрата. Касситерит (1) с арсенопиритом (2)

В ходе проведения исследования было выполнено комплексное минералогическое изучение, которое позволило оценить минералогическо-технологические особенности руды Правоурмийского месторождения.

Изучение контрастности физических свойств минералов пробы, исследование сростков касситерита и определение плотности зёрен, содержащих его включения, позволило получить представление о минеральном составе продуктов первичного гравитационного обогащения, что дало возможность разработать оптимальную схему доводочных операций.

В результате минералогического исследования продуктов обогащения удалось установить формы потерь олова с хвостами обогащения и обосновать причины неизбежных потерь.

Список литературы

1. Изоитко В.М. Технологическая минералогия и оценка руд / В.М. Изоитко. - СПб.: Наука, 1997. - 582с.
2. Смольяков, А Раскрытие минералов при измельчении руды // Горная книга, 2007. - №8. - С. 224-234.

УДК 669.027.32/33

ОБОГАЩЕНИЕ МЕЛКОДИСПЕРСНОЙ ФРАКЦИИ ХРОМОВОЙ РУДЫ

**Дюсенова С. Б., Кенжалиев Б. К., Гладышев С. В., Абдулвалиев Р. А.,
Абдыкирова Г. Ж.**

Satbayev University, АО Институт металлургии и обогащения,
г. Алматы, Казахстан

Современные гравитационные технологии обогащения хромовых руд позволяют эффективно получать хромовые концентраты из крупных и средних фракций, а мелкодисперсный шлам практически не обогащается из-за трудности разделения сложных минералов на хромовые концентраты и пустую породу.

Предприятием, осуществляющим добычу и обогащение хромового сырья в Казахстане, является Донской ГОК. За время работы обогатительных фабрик Донского ГОКа с 1973 года на комбинате заскладировано около 15 млн. тонн шламовых хвостов, потери Cr_2O_3 по технологии обогащения составляют до 25,5 % [1]. Доизвлечение хрома из этих техногенных отходов, с учетом существующего спроса на хромовые концентраты, является важной практической задачей.

Для исследований была использована проба шламовых хвостов обогащения хромовых руд обогатительной фабрики ДОФ1 Донского ГОКа Республики Казахстан таблица 1.

Химический состав шламов обогащения хромовых руд, мас. %: Cr_2O_3 25,47; MgO 29,4; SiO_2 21,53; Fe_2O_3 9,1; Al_2O_3 1,51; CaO 0,75; H_2O (связанная) 7,8; п.п 4,44.

Таблица 1 – Рентгенофазовый анализ шламовых хвостов обогащения

Наименование фазы	Формула согласно базы данных PDF II 2012 г.	Содержание фазы, %
Антигорит	$Mg_3Si_2O_5(OH)_4$	41,8
Клинохризотил	$Mg_3Si_2O_5(OH)_4$	5,1
Лизардит-1М	$(Mg, Fe)_3Si_2O_5(OH)_4$	12,5
Алюможелезистый магнезит	$MgAl_6Fe_{1.4}O_4$	8,7
Хромит	$(Fe_{0.52}Mg_{0.48})Cr_{0.76}(Al_{0.24})O_4$	15,3
Клинохлор	$Mg_6Si_4O_{10}(OH)_8$	5,6
Алюмомагниевоый силикат	$Ca_{23.20}Mg_{22.4}(Al_{92}Si_{100}O_{384})$	11,0
Кварц	SiO_2	-

Исследование гранулометрического состава шлама показал, что, продуктивным классом крупности шлама для обогащения является фракция $-0,2 + 0$ мм, в ней содержится от исходного количества 78,84 Cr_2O_3 %.

В работе проведены исследования по гравитационной обогатимости шлама класса крупности $-0,2 + 0,071$ мм на концентрационном столе и $-0,071 + 0$ мм на центробежном концентраторе «KNELSON» модели KC-MD3 фирмы FLSmidth по схеме (рисунок 1, таблица 2, 3).

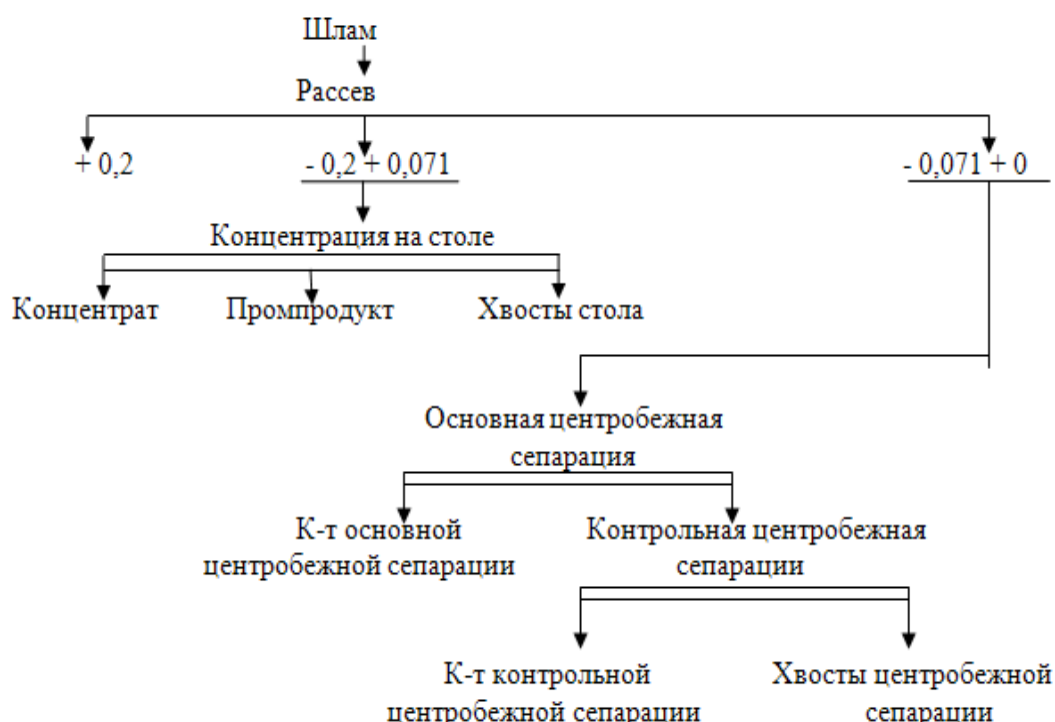


Рисунок 1 – Схема обогащения шлама гравитационными методами.

По технологической схеме обогащения (рисунок 1) выход суммарного концентрата с содержанием 43,58 % Cr_2O_3 составил 37,0 % от исходного шлама. Извлечение Cr_2O_3 в концентрат составило 62,45 % (таблица 4). Общие потери хрома в хвостах и в классе крупности $+0,2$ мм составят 24,98 %, при его содержании $\sim 12,0$ %.

Таблица 2 – Обогащение шлама на концентрационном столе

Наименование	Выход, %		Содержание Cr ₂ O ₃ , %	Извлечение Cr ₂ O ₃ , % от класса	Извлечение Cr ₂ O ₃ , % от исх. Шлама
	от класса	от исх. Шлама			
Концентрат концентрационного стола	29,42	4,84	48,8	73,02	7,45
Промпродукт концентрационного стола	14,3	2,35	11,5	8,36	0,85
Хвосты концентрационного стола	56,28	9,27	6,5	18,62	1,9
ИТОГО	100,0	16,46	15,64	100,0	10,2

Таблица 3 – Обогащение шлама на центробежном сепараторе KNELSON

Наименование	Выход, %		Содержание Cr ₂ O ₃ , %	Извлечение Cr ₂ O ₃ , % от класса	Извлечение Cr ₂ O ₃ , % от исх. шлама
	от класса	от исх. шлама			
Концентрат центробежного сепаратора	48,5	32,1	42,8	66,64	55,0
Концентрат контр.	13,6	9,02	32,8	14,2	11,72
Хвосты центр. сепаратора	37,9	25,08	15,75	19,16	15,80
ИТОГО	100,0	66,2	31,14	100,0	82,52

Таблица 4 – Сводные показатели обогащения шлама гравитационными методами

Наименование	Выход от исх. шлама, %	Содержание Cr ₂ O ₃ , %	Извлечение от исх. шлама, %
Концентрат стола	4,84	48,8	7,45
Концентрат центробежного сепаратора	32,1	42,8	55,0
Суммарный концентрат	36,94	43,58	62,45
Промпрод стола	2,35	11,5	0,85
Концентрат контр.	9,02	32,8	11,72
Суммарный промпрод	11,37	28,4	12,57
Хвосты концент. стола	9,27	6,5	1,9
Хвосты центр. сепаратора	25,08	15,75	15,80
Суммарные хвосты	34,35	13,25	17,7
Класс крупности +0,2 мм	17,34	10,6	7,28
ИТОГО	100,0	25,14	100,0

Результаты гравитационного обогащения шлама Донского ГОКа показывают целесообразность применения процесса концентрационного стола для класса крупности -0,2+0,071 мм и центробежной сепарации для тонких классов крупности (-0,071+0 мм).

С целью улучшения показателей гравитационного обогащения хром-содержащего шлама проведены исследования по проведению перед обогащением операции предварительной химической активации в содовом растворе, содержащем $120 \text{ г/дм}^3 \text{ NaHCO}_3$ при температурах $100\text{--}240^\circ\text{C}$, продолжительности 90 минут, и отношении Ж:Т=10,0 [2].

Химический анализ шламовых хвостов показал, что в результате активации количественный состав проб изменяется незначительно, но, как следует из рентгенофазового анализа, меняется фазовый состав (таблица 5).

Таблица 5 – Фазовый состав шламов после активации при температуре от 100 до 240°C

Наименование	Состав шлама, %							
	Антиго-рит-8М	Клинохризотил	Лизардит - 1М	Алюможелезистый магnezит	Хромит	Клинохлор	Алюмомагнийевый силикат	Кварц
Исходный шлам	41,8	5,1	12,5	8,7	15,3	5,6	11,0	-
После активации при 100°C	21,8	20,9	20,4	7,6	15,8	5,6	0,8	1,2
После активации при 120°C	21,8	21,6	20,6	15,3	15,7	5,2	0,8	1,4
После активации при 150°C	22,0	21,3	20,6	15,9	15,4	4,2	0,6	1,0
После активации при 200°C	22,4	21,4	19,7	15,7	15,8	5,0	-	-
После активации при 240°C	23,7	21,0	21,5	18,2	15,6	5,2	-	-

Анализ фазового состава шламовых хвостов показывает, что при температуре 120°C практически все основные изменения заканчиваются.

Для определения влияния предварительной активации на обогащение, активированные при 120°C шламовые хвосты направили на гравитационное обогащение (рисунок 2). Результаты обогащения активированных шламовых хвостов класса $-0,2 + 0,071 \text{ мм}$ представлены в таблицах 6 и 7.

В связи с тем, что после обогащения класса $- 0,2 + 0,071 \text{ мм}$ на центробежном сепараторе KNELSON было получено низкое содержание Cr_2O_3 в концентрате с выходом концентрата 73,53 %, концентрат и хвосты объединили и направили на концентрационный стол. После концентрационного стола обогащения класса $- 0,2 + 0,071 \text{ мм}$ активированных шламовых

хвостов получен концентрат с содержанием Cr_2O_3 52,329 % с выходом 3,1 % от исходного количества шлама.

Таблица 6 – Материальный баланс обогащения шламовых хвостов класса -0,2 + 0,071 мм после активации на центробежном сепараторе KNELSON

Наименование	Выход		Содержание Cr_2O_3 , %	Производство Cr_2O_3 , %	Извлечение Cr_2O_3 , %
	г	%			
Концентрат KNELSON	108,9	73,53	21,746	1598,98	91,4
Хвосты KNELSON	39,2	26,47	5,674	150,19	8,56
Итого:	148,1	100,0		1749,17	8,6

Таблица 7 – Материальный баланс обогащения шламовых хвостов класса -0,2 + 0,071 мм после активации на концентрационном столе

Наименование	Выход		Содержание Cr_2O_3 , %	Производство Cr_2O_3 , %	Извлечение Cr_2O_3 , %
	г	%			
Концентрат КС	31,6	26,42	52,329	1382,53	68,51
1 промпродукт КС	69,5	58,11	9,076	527,41	26,14
2 промпродукт КС	10,0	8,36	5,830	48,74	2,42
Хвосты КС	8,5	7,11	8,328	59,21	2,93
Итого:	119,6	100,0		2017,89	100,0

Результаты обогащения шламовых хвостов класса – 0,071 + 0 мм на центробежном сепараторе KNELSON приведена в таблице 8.

Таблица 8 – Материальный баланс обогащения шламовых хвостов класса - 0,071 + 0мм после активации на центробежном сепараторе KNELSON

Наименование	Выход		Содержание Cr_2O_3 , %	Производство Cr_2O_3 , %	Извлечение Cr_2O_3 , %
	г	%			
Концентрат KNELSON	247,6	41,3	51,22	2115,38	63,15
Хвосты KNELSON	351,8	58,7	21,03	1234,46	36,85
Итого:	599,4	100,0		3349,84	100,0

Таким образом, проведение операции предварительной активации шламовых хвостов обогащения хромовых руд позволило получить на концентрационном столе при объединении концентратов центробежного сепаратора KNELSON из классов -0,2 + 0,071 мм и -0,071 + 0 мм получили объединенный хромовый концентрат с содержанием Cr_2O_3 51,3 % с выходом 41,7 %. Извлечение Cr_2O_3 в объединенный концентрат составило 68,1 %.

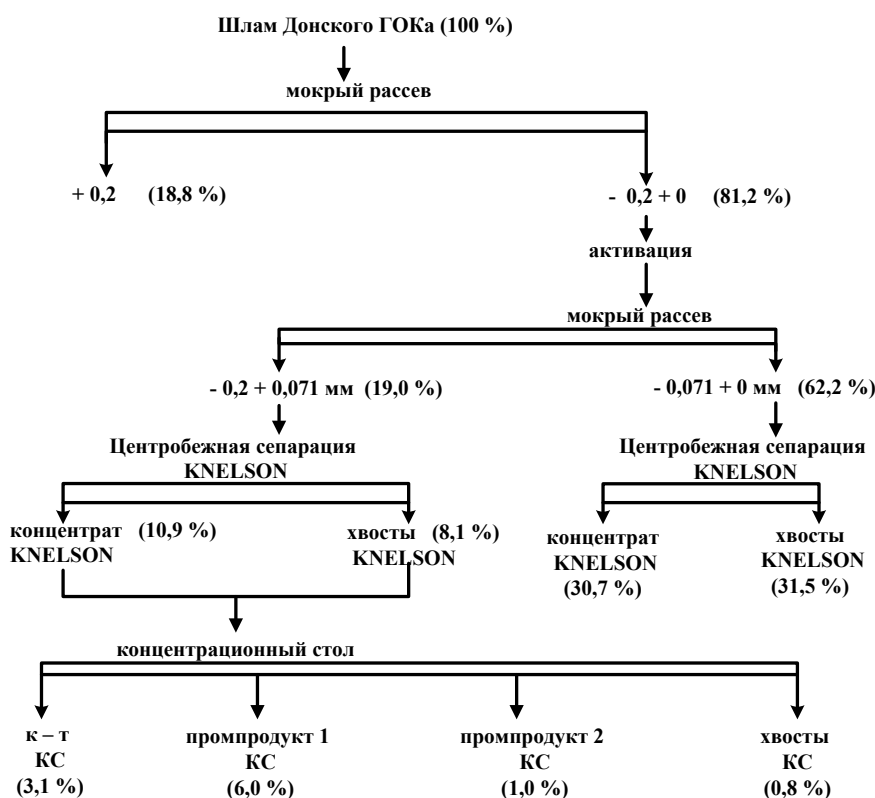


Рисунок 2 – Общая схема обогащения активированных шламовых хвостов

Работа выполнена при финансовой поддержке КН МОН РК по программно – целевому финансированию № BR05236406.

Список литературы

1. С.М. Базарбаева, Ж.С. Ермагамбетова. Распределение хрома и бора в компонентах окружающей среды г. Актобе // Вестник Актыобинского регионального государственного университета им. К. Жубанова. -2015. №4. Актобе. -С. 32-35.
2. Патент РК №32333.Способ подготовки алюмосиликатного сырья перед выщелачиванием/ Абдулвалиев Р.А., Гладышев С.В., Позмогов В.А., Имангалиева Л.М.; опубл. 31.08.2017. Бюл. №16.

УДК 556.551

ИССЛЕДОВАНИЕ ЦЕОЛИТОВ СЕВЕРНОГО КАЗАХСТАНА

**Кенжалиев Б. К., Суркова Т. Ю., Беркинбаева А. Н., Досымбаева З. Д.,
Чукманова М. Т., Абдикерим Б. Е.**

Satbayev University, АО «Институт металлургии и обогащения»
г. Алматы, Казахстан

В ходе гидрометаллургической переработки урансодержащего сырья образуется значительное количество жидких техногенных отходов – сбросных растворов. Промпродукты и отходы урановой промышленности содержат редкоземельные элементы и радионуклиды [1]. Для извлечения

радионуклидов из данных растворов наиболее часто используются методы, основанные на сорбционных, осадительных и мембранных процессах. Одним из наиболее эффективных приемов очистки загрязненных радионуклидами объектов и, в частности, вод, является применение сорбционных методов. На сегодняшний день методы сорбционной очистки с использованием синтетических и природных сорбентов - наиболее распространенные и эффективные, а во многих случаях и безальтернативные.

Недостатком использования синтетических сорбентов является их высокая стоимость, а природных – низкая обменная емкость. С целью повышения сорбционных свойств, природные материалы, используемые для очистки растворов, подвергают различного рода модификациям. Вместе с тем, отсутствуют реальные способы получения модифицированных сорбентов, которые бы хорошо зарекомендовали себя в процессах сорбции урана. В этой связи, проблема получения модифицированных сорбентов на основе природного сырья остается актуальной для атомной промышленности.

Среди неорганических ионообменников широкое применение нашли цеолиты. В свою очередь среди цеолитов, по практической значимости, прежде всего можно выделить высококремнистый цеолит – клиноптилолит – ввиду его высоких сорбционных свойств и селективности.

Природные цеолитсодержащие минералы являются объектами пристального внимания исследователей, поскольку, по сравнению с синтетическими цеолитами, являются значительно более дешевыми материалами. Вместе с тем, востребованность природных сорбентов диктует необходимость исследования возможности использования минерального сырья вновь открываемых и мало изученных месторождений с целью разработки условий его модифицирования и последующего целенаправленного использования.

Из казахстанских - наиболее подробно исследованы цеолиты Шанханайского месторождения, которые на 80 % состоят из клиноптилолита натриевого типа. Нами проведены исследования минералогического и химического состава усредненной пробы ранее не исследованных природных цеолитов Северного Казахстана (Кусмурынское месторождение). В таблице 1 представлен элементный состав цеолита, согласно данным рентгенофлуоресцентного анализа.

Таблица 1 – Элементный состав исходного природного цеолита

Компоненты	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	Na ₂ O	CaO	K ₂ O	MgO	P ₂ O ₅	MnO	TiO ₂	SiO ₂ /Al ₂ O ₃	Процент
Содержание, %	62,2	13,4	5,9	1,6	5,3	6,5	2,2	0,4	0,2	0,5	4,6	1,8

Исходя из таблицы, отношение основных составляющих катионов $\text{SiO}_2/\text{Al}_2\text{O}_3$ равно 4,6, что указывает на стойкость исследуемого цеолита к агрессивным веществам и высоким температурам.

Фазовый состав представлен клиноптилолитом, кварцем, альбитом, диопсидом, гематитом, ломонтитом, эринитом. Результаты фазового анализа свидетельствуют о преобладании в составе цеолитов клиноптилолита и кварца, а минералогического – клиноптилолита кальциевого типа. Таким образом, исследуемые цеолиты Северного Казахстана относятся к менее изученному типу цеолита – кальциевому, не характерному для исследованного цеолитового сырья Казахстана.

Специфичность структуры цеолита и как следствие - их свойств, делает его привлекательным и перспективным материалом в процессах сорбции, вместе с тем, низкая сорбционная емкость является препятствием его широкого применения. В этой связи на первый план выходит задача улучшения сорбционных свойств природных ионообменных материалов, или их модификация.

Существуют разные приемы изменения структурных особенностей природных сорбентов, которые позволяют улучшить их свойства. Однако общим недостатком описанных методов является сложность в исполнении, высокая себестоимость и использование дефицитных реагентов.

В научной литературе имеются ограниченные сведения о сорбции урана модифицированными цеолитами. В основном принципы модифицирования предусматривают покрытие поверхности цеолитов гидроксидами металлов, таких как железо, цинк и медь [2]. В этом случае увеличивается сорбционная емкость цеолитов, растет возможность использования их в технологии доизвлечения урана и утилизации ЖРО. Однако данные приемы сложны в осуществлении, в связи с чем, поиски новых модифицированных реагентов и разработка новых методов модифицирования остаются актуальными проблемами.

Модификация, как правило, влечет за собой фазовые, а иногда и структурные изменения природных сорбентов. Фазовые изменения наблюдаются и при обработке природных сорбентов химическими реагентами: кислотами, щелочами и солями. Данные изменения не столь кардинальные, как в указанных выше способах, однако они положительно влияют на сорбционную емкость сорбентов. Этот прием скорее следует отнести к их активации, нежели к модифицированию.

Следует отметить, что в научной литературе имеются достаточно обширные сведения о сорбционных свойствах цеолитовых минералов по отношению к изотопам ^{137}Cs и ^{90}Sr , причем, наибольшая обменная емкость по данным компонентам характерна для природного клиноптилолита именно кальциевого типа. Что касается урана, то подобные сведения отсутствуют.

В ходе исследований нами был изучен процесс активации алюмосиликатов кислотами, щелочами и солями и проведены опыты по сорбции урана из технологических растворов активированными материалами в статическом режиме. Активацию вели следующим образом: 5 г образца цеолита помещали в химический стакан, заливали 50 мл раствора HCl, NH₄Cl или NaOH определенной концентрации и выдерживали при комнатной температуре в течение двух суток. Далее фильтровали, сушили при 400 °С и анализировали. Активацию образца раствором HCl с концентрацией 1,75 н проводили при кипячении в течение 30 минут.

Табличные данные (таблица 2) свидетельствуют о том, что при активации соляной кислотой в нормальных условиях содержание алюминия снижается на 30,6 %, магния - 22,8 %, кальция - 53,95 %, повышается содержание кремния на 29,6 %, железа - 27,4 %, при повышенной температуре - соответственно: Al - 23,5 %, Mg - 48,11 %, Ca - 35,23 %, Si - 19 %, Fe - 8,9 %.

При активации гидроксидом натрия содержание алюминия снижается на 2,7 %, кальция повышается на 41,02 %, содержание железа и кремния практически не меняется. Обработка образца цеолита хлоридом аммония способствует повышению содержания железа, которое увеличивается, в среднем, на 14,6 %, содержание кремния и кальция изменяется незначительно.

Таким образом, из приведенных результатов следует, что наибольшая степень декатионирования и деалюминирования достигнута при активации цеолита соляной кислотой. При кислотной активации процессы декатионирования и деалюминирования протекают одновременно. Об этом свидетельствуют повышение содержания кремнезема с одновременным уменьшением содержания оксида алюминия.

Таблица 2 – Результаты рентгенофлуоресцентного анализа образцов цеолита после активации

Наименование	Исх. содержание, %	2 н HCl	1,7н HCl	1н HCl	2н NH ₄ C 1	1,7 н NH ₄ C 1	1 н NH ₄ C 1	1,7 н HCl при кипячении	3 н HCl	6 н HCl	2 н NaOH	4 н NaOH	6 н NaOH
		Содержание после активации, %											
O	47,12	50,58	50,68	48,7	43,51	47,64	48,78	46,01	49,05	49,9	47,59	45,76	48,08
K	0,61	0,85	0,89	0,82	0,76	0,78	0,82	0,85	0,88	0,84	0,80	0,74	0,79
Al	6,58	4,57	4,69	5,38	6,411	6,92	6,89	5,03	3,54	3,09	6,41	6,31	6,58
Si	21,51	27,88	26,89	23,9	21,02	22,27	22,76	25,62	27,39	29,1	21,16	20,59	21,98
Fe	3,02	3,84	3,70	3,62	3,35	3,54	3,47	3,29	3,31	3,06	3,22	3,14	3,46
S	0,004	0,006	0,005	0,01	0,004	0,004	0,004	0,004	0,004	0,01	0,005	0,003	0,004
Na	1,46	1,27	1,17	1,25	1,29	1,42	1,40	1,23	0,91	0,89	2,10	2,16	2,51
Mg	1,35	1,04	1,11	1,23	1,28	1,41	1,37	0,70	0,79	0,72	1,28	1,26	1,31
P	0,05	0,01	0,008	0,01	0,06	0,07	0,07	0,02	0,008	0,01	0,063	0,05	0,07
Ca	2,23	1,03	1,223	1,49	2,33	2,64	2,64	1,44	0,75	0,58	2,90	2,73	3,14

Наблюдаемое при этом повышение силикатного модуля указывает на фазовые превращения, что подтверждается рентгенофазовыми исследованиями. Установлено, что повышение силикатного модуля свидетельствует о появлении активных центров, которые могут способствовать повышению сорбционной емкости цеолита. В таблице 3 приведены данные рентгенофазового анализа образца цеолита после кислотной активации.

Из таблицы следует, что при сравнении активированного раствором 2,0 н HCl образца цеолита с исходным видно, что в процессе активации произошли фазовые превращения: снизилось содержание клиноптилолита, альбита, диопсида, эринита и гематита. Практически произошла трансформация ломонтита. Появились новые компоненты: силикат натрия, силикокарбонат кальция, и террановаит. Содержание кварца почти не меняется. При активации цеолита соляной кислотой более высокой концентрации снижается содержание гематита, диопсида и клиноптилолита, который, в результате, разрушается и трансформируется, возрастает содержание силиката натрия и силикокарбоната кальция, появляется новая фаза – микроклин.

Таблица 3 – Результаты рентгенофазового анализа цеолита после активации соляной кислотой

Наименование	Формула	S-Q		
		2,0 н	3,0 н	6,0 н
Кварц	SiO ₂	20.8	17.1	20.1
Альбит	(Na _{0.98} Ca _{0.02})(Al _{1.02} Si _{2.98} O ₈)	18.3	16.8	19.9
Силикат натрия	Na ₂ Si ₂ O ₅	11.2	9	12
Клиноптилолит	(Na _{1.32} K _{1.28} Ca _{1.72} Mg _{0.52})(Al _{6.77} Si _{29.23} O ₇₂)(H ₂ O) _{26.84}	12.9	8.5	-
Силикат алюминия натрия	Na ₆ (Al ₆ Si ₃₀ O ₇₂)	8.1	7.8	-
Геденбергит	Ca(Fe,Mg)Si ₂ O ₆	-	7.5	10.5
Силикат карбоната кальция	Ca ₅ Si ₂ O ₈ CO ₃	-	7.5	-
Диопсид	Ca(Mg,Al)(Si,Al) ₂ O ₆	11.4	7	7.3
Гематит	Fe ₂ O ₃	7.6	6.9	8.2
Террановит	NaCaAl ₃ Si ₁₇ O ₄₀ ·H ₂ O	-	5.9	
Аеринит	((Fe+2,Fe+3,Al) ₃ Mg ₃ (Ca,Na) ₄ (Si _{13.5} Al _{4.5} O ₄₂)(OH) ₆)·11.3H ₂ O	-	5.9	-
Силикат алюминия натрия	Na ₈₈ (Al ₈₈ Si ₁₀₄ O ₃₈₄)	2.1	-	8.5
Микроклин	KAlSi ₃ O ₈	7.6	-	
Тремолит	Ca ₂ Mg ₅ Si ₈ O ₂₂ (OH) ₂	-	-	7.2

Исследования БЭТ показали, что в процессе активации цеолита, удельная поверхность увеличивается, а средний диаметр пор уменьшается (таблица 4), что способствует увеличению сорбционной емкости. При этом после активации удельная поверхность цеолита возрастает 1,5 раза.

Следует отметить, что подобная закономерность наблюдается и при сорбции урана активированным цеолитом: степень сорбции возрастает в среднем в 1,5 раза.

Таблица 4 – Свойства природных цеолитов до и после активации

Наименование	Удельная поверхность S _{БЭТ} , м ²	Истинный объем пор Σ _{ист} , мл/г	Средний диаметр пор D _{ср} , Å	Механическая прочность, кгс/см ²
Цеолит №1 (исходный)	31,70	0,0685	43,6337	35 - 40
Цеолит №1 (после активации)	47,55	0,0677	31,7014	35 - 40

Таким образом, на основании проведенных исследований, можно предположить, что обработка цеолитсодержащей породы растворами кислоты в разных условиях приводит к увеличению удельной поверхности и уменьшению среднего диаметра пор, что способствует увеличению сорбционной емкости за счет более активного доступа молекул адсорбентов к активным центрам сорбента, т.е. в зависимости от условий проведения кислотной обработки цеолитов: изменение концентрации кислоты, ее природы, а также температуры процесса - можно получить образцы различной степени декатионирования и деалюминирования, сорбционная способность которых должна быть выше исходных.

Работа выполнена при финансовой поддержке КН МОН РК по гранту № AP 05131104.

Список литературы

1. Кенжалиев Б.К., Суркова Т.Ю., Юлусов С.Б., Пирматов Э.А., Дуленин А.П. Получение концентрата редкоземельных элементов их отходов и промпродуктов урановой промышленности // КИМС. – 2016. - №3. – С.70-77
2. Zhehao S., Cheng L., Zhen C., Wei Ch. Study on regeneration effect and mechanism of high-frequency ultrasound on biological activated carbon //Ultrasonics Sonochemistry. – 2018. – Vol. 44. – P. 86–96.

УДК 669.85/.86:553.495

К ВОПРОСУ ОБ ИЗВЛЕЧЕНИИ РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ ИЗ УРАНСОДЕРЖАЩИХ РАСТВОРОВ

Кенжалиев Б. К., Есимова Д. М., Суркова Т. Ю., Рузахунова Г. С.
Satbayev University, АО «Институт металлургии и обогащения»,
г. Алматы, Казахстан

Постоянное увеличение производства РЗЭ связано с широтой использования их в самых разнообразных областях военной и гражданской промышленности: атомной и реактивной технике, металлургии, стекольной, электронике, радиотехнике, электротехнике [1-3]. Это, в свою очередь, вызвало необходимость изыскания новых сырьевых источников РЗЭ.

Определенный интерес, в этой связи, представляет попутное извлечение РЗЭ из растворов подземного скважного и кучного выщелачивания урана. Учитывая достаточно низкие концентрации РЗЭ в данных растворах, наиболее приемлемым способом их концентрирования является экстракция.

Следует отметить, что имеющиеся в литературе сведения об экстракции редкоземельных элементов, в основном, посвящены совершенствованию способов разделения РЗЭ. Приведено много способов с применением разных экстрагентов. Среди используемых в последнее время отмечены смесь нитрата тиалкилбензиламмония (ТАБА) и нитрата триалкилметиламмония (ТАМА) с трибутилфосфатом (ТБФ), смесь диалкилфосфината, диалкилмонотиофосфината и диалкилдитиофосфинаттриоктилметиламмония в толуоле, а также высокомолекулярные карбоновые кислоты: гептановая, гексановая, нафтенная. Имеются данные о жидкостной экстракции U(IV), U(VI), Ln(La, Y, Eu) из растворов H_3PO_4 синергетической смесью диоктифенилфосфорной кислоты (ДОФФА) и три-н-октилфосфин оксида (ТОФО).

Мы в своих исследованиях применяли экстрагенты, используемые в урановой промышленности - это трибутилфосфат (ТБФ) и ди-2-этилгексилфосфорная кислота (ДИ-2-ЭГФК) разной концентрации. Экстракцию вели из продуктивных растворов следующего состава, мг/дм³: La – 12,98; Ce – 19,19; Dy - 11,17; Eu – 0,11; Gd – 0,12; Sm – 9,24; Y – 25,16; г/дм³: Fe – 2,5; Al-1,2; U - 0,348. Концентрация экстрагентов равнялась 0,35 моль/дм³. Эксперименты вели при изменении соотношения объемов органической и водной фаз (О:В) методом однократного контактирования. Полученные результаты представлены в таблице 1. Из таблицы следует, что в данных условиях экстракция редкоземельных элементов протекает слабо. Достаточно хорошо экстрагируется уран. Железо и алюминий практически не экстрагируются, поэтому данные экстракции мы не приводим. Степень извлечения РЗЭ увеличивается по мере увеличения О:В.

В таблице 2 представлены данные экстракции отдельных редкоземельных элементов из продуктивных растворов ди-2-этилгексилфосфорной кислотой и трибутилфосфатом при О:В = 3:1.

Из таблицы следует, что наиболее представительные элементы – иттрий, церий и лантан - экстрагируются лучше других.

Одним из важных факторов при проведении экстракции является концентрация экстрагента. Поэтому было изучено влияние концентрации экстрагента на извлечение РЗЭ в органическую фазу. Экстракцию вели согласно вышеуказанной методике. Полученные результаты представлены в таблице 3.

Таблица 1 – Экстракция редкоземельных и примесных элементов

О:В	Экстракция Ди-2 ЭГФК				Экстракция ТБФ			
	Концентрация РЗЭ в равновесном растворе, мг/дм ³		Коэффициент распределения		Концентрация РЗЭ в равновесном растворе, мг/дм ³		Коэффициент распределения	
	∑РЗЭ	U	∑РЗЭ	U	∑РЗЭ	U	∑РЗЭ	U
1:3	74,07	48,1	0,052	6,24	75,01	135,1	0,039	1,58
1:2	72,51	50,2	0,074	5,93	73,29	84,4	0,063	3,12
1:1	70,17	8,9	0,110	38,10	70,95	39,7	0,098	7,77
2:1	62,38	1,6	0,249	216,5	65,49	5,1	0,189	67,24
3:1	54,58	1,3	0,427	266,7	60,82	2,2	0,281	157,1

Таблица 2 – Состав растворов после экстракции

Экстрагенты	О:В	Содержание определяемых элементов, мг/дм ³						
		Ce	Dy	Eu	Gd	La	Sm	Y
ДИ-2-ЭГФК	3:1	13,05	8,04	< 0,1	< 0,1	9,08	6,93	16,35
ТБФ	3:1	14,24	9,96	< 0,1	< 0,1	10,18	7,78	18,85

Таблица 3 – Влияние концентрации экстрагентов на степень извлечения РЗЭ в органическую фазу

О:В	Концентрация ∑РЗЭ в равновесной водной фазе, мг/дм ³ (экстрагент ДИ-2ЭГФК)	Извлечение ∑РЗЭ в органическую фазу, %	Концентрация ∑РЗЭ в равновесной водной фазе, мг/дм ³ (экстрагент ТБФ)	Извлечение ∑РЗЭ в органическую фазу, %
Концентрация экстрагента – 1,0 моль/дм ³				
1:1	40,46	48,11	46,99	39,73
2:1	18,70	76,01	37,10	52,42
4:1	12,55	83,91	22,45	71,21
6:1	10,53	86,50	15,74	79,81
Концентрация экстрагента – 2,0 моль/дм ³				
1:1	13,73	82,39	23,53	69,82
2:1	8,80	88,71	20,79	73,33
4:1	8,04	89,69	14,88	80,91
6:1	7,55	90,32	10,20	86,92
Концентрация экстрагента – 3,0 моль/дм ³				
1:1	9,79	87,45	16,21	79,21
2:1	6,18	92,07	15,51	80,11
4:1	6,28	91,94	7,47	90,42
6:1	5,14	93,41	5,96	92,36

Из таблицы следует, что извлечение редкоземельных элементов в органическую фазу увеличивается с повышением концентрации экстрагентов. При увеличении концентрации трибутилфосфата от 1,0 до 3,0 моль/дм³, максимальная степень извлечения РЗЭ возрастает от 79,81 до 92,36 %, а ди-2-этилгексилфосфорной кислоты – от 86,50 до 93,41% соответственно. Увеличение объема органической фазы, в особенности при высоких концентрациях экстрагента, незначительно повышает степень извлечения РЗЭ в органическую фазу.

Таким образом, полученные результаты показали, что при извлечении редкоземельных элементов из урансодержащих растворов требуется достаточно высокая концентрация экстрагентов: для ТБФ – 3,0 моль/дм³, а для ДИ-2ЭГФК – 2-3 моль/дм³. При низкой концентрации РЗЭ извлекаются в органическую фазу в незначительной степени, активно экстрагируется уран.

Исследование экстракционного извлечения редкоземельных и примесных элементов будет не полным без изучения процесса реэкстракции. Из литературных источников известно, что в качестве реэкстрагентов РЗЭ используют серную и азотную кислоты разной концентрации, нитрат аммония, смесь нитрата аммония и азотной кислоты, а также бикарбонат аммония. Для реэкстракции РЗЭ мы выбрали 10 %-ный раствор бикарбоната аммония.

Реэкстракцию вели при О:В=1:1в три стадии. Полученные результаты представлены в таблице 4.

Таблица 4 – Реэкстракция редкоземельных и примесных элементов

Элементы	% извлечения		
	I-ая стадия 10% NH ₄ HCO ₃	II-ая стадия 10% NH ₄ HCO ₃	III-ая стадия 20% Na ₂ CO ₃
∑РЗЭ	98,1	-	-
U	70	94	97

Из таблицы видно, что реэкстракция РЗЭ бикарбонатом аммония протекает достаточно эффективно: 98 % редкоземельных элементов реэкстрагируется на первой стадии, в то время как урана - свыше 70 % , а на второй – до 94 %. На третьей стадии реэкстракция урана составляет 97 %.

Таким образом, проведенные исследования показали, что редкоземельные элементы из продуктивных урансодержащих растворов достаточно успешно экстрагируются ди-2Этилгексилфосфорной кислотой и трибутилфосфатом. Концентрация экстрагентов зависит от концентрации РЗЭ в растворе. Реэкстракцию целесообразно вести 10% раствором бикарбоната аммония, при этом основное количество редкоземельных элементов реэкстрагируется на первой стадии, а урана – на второй.

Список литературы

1. Б.К.Кенжалиев, Т.Ю.Суркова, С.Б.Юлусов, Э.А.Пирматов, А.П. Дуленин. Получение концентрата редкоземельных элементов из отходов и промпродуктов урановой промышленности // Комплексное использование минерального сырья.-2017.-№1. – С.70-77. www.kims-imio.kz
2. Е.Г.Бочевская, З.С.Абишева, З.Б.Каршигина, Б.Д.Турдалиева, М.Н. Квятковская. Поведение редкоземельных элементов при азотнокислом выщелачивании шлака фосфорного производства // Комплексное использование минерального сырья. –2016.-№1.–С.9-16. www.kims-imio.kz
3. Т.Ю.Суркова, С.Б.Юлусов К вопросу об извлечении редкоземельных элементов из урановых руд // Комплексное использование минерального сырья. – 2010.- №5.- С.103-107. www.kims-imio.kz

УДК 622.765.061

ИССЛЕДОВАНИЕ АДсорбЦИОННЫХ И фЛОТАЦИОННЫХ СВОЙСТВ ДИТИОПИРИЛМЕТАНА

Иванова Т. А., Рязанцева М. В., Гетман В. В., Каркешкина А. Ю.
ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр РАН», г. Москва, Россия

Изучены адсорбционные и флотационные свойства комплексобразующего аналитического реагента дитиопирилметана (ДТМ, $C_{23}H_{24}N_4S$) по отношению к сульфидным минералам. Наличие двух гидрофобных заместителей в молекуле ДТМ в сочетании с его комплексобразующими свойствами и возможностью образования дисульфида дитиопирилметана (ДСДТМ) в присутствии ионов Fe^{3+} и Cu^{2+} предполагает собирательную активность этого реагента при флотации ряда сульфидных минералов. Склонность к окислению реагента ионами трехвалентного железа может привести к изменению гидрофобных свойств поверхности железосодержащих минералов и обеспечить селективное действие реагента [1].

При проведении экспериментов по изучению сорбционной активности методом ИК – спектроскопии в качестве объектов исследований использовались: пирит (месторождение Березовское), арсенопирит (месторождение Дарасун) и халькопирит (II Советское месторождение). Навеску минерала массой 1,00 г крупностью - 44 мкм помещали в камеру лабораторной флотационной машины и агитировали в дистиллированной воде при естественном рН и $T : Ж = 1 : 3$ в течение 1 минуты. Затем в пульпу одновременно подавали роданид аммония (NH_4SCN) и ДТМ, а значение водородного показателя среды (рН) доводили до $\sim 7,0$. По истечении 3 минут твердую фазу отделяли фильтрацией, промывали дистиллированной водой и высушивали на воздухе. При проведении адсорбционных экспериментов концентрация ДТМ составляла $1,18 \cdot 10^{-3}$ моль / л, в то время как концентрация NH_4SCN варьировалась таким образом, чтобы весовое отношение (г.) NH_4SCN и ДТМ составляло 1 : 1, 2 : 1 или 3 : 1.

ИК – спектры регистрировали на ИК – Фурье спектрометре IR-Affinity (Shimadzu) в диапазоне обратных длин волн от 4000 см^{-1} до 400 см^{-1} со спектральным разрешением 4 см^{-1} в режиме диффузного отражения (приставка Diffus IR, Pike Technologies). Для каждого образца получено не менее 5 спектров, число сканов для каждой кривой – 100.

Анализ спектральных кривых, полученных для пирита, халькопирита и арсенопирита показал адсорбцию реагента ДТМ на исследуемых минералах (рисунок 1, 2). В ИК – спектрах пирита при всех соотношениях NH_4SCN и ДТМ идентифицирована серия полос, положение максимумов которых идентично поглощению в спектре ДТМ ($698, 920, 1217, 1492, 1537\text{ см}^{-1}$), что указывает на адсорбцию реагента (рисунок 1 б), вместе с тем, признаков закрепления на поверхности роданид – иона в полученных спектрах не выявлено.

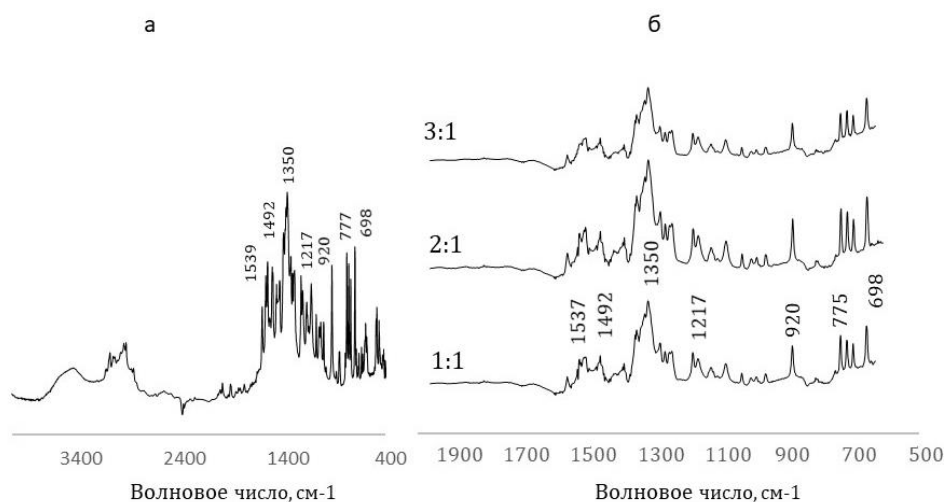


Рисунок 1 – ИК–спектр дитиопиррилметана (а) и участки ИК - спектров пирита Березовского месторождения после взаимодействия с реагентами (б) при отношениях (масс., г.) NH_4SCN и ДТМ 1 : 1, 2 : 1, 3 : 1

Спектральные данные, полученные для FeAsS , позволили установить, что адсорбция ДТМ на его поверхности (полосы $1350, 1498, 1542\text{ см}^{-1}$) идентифицируется только при весовом соотношении роданида аммония и ДТМ равном 1:1 (рисунок 2 а). В то же время, как и в случае FeS_2 , полос, описывающих закрепление роданид – иона не обнаружено. Таким образом, форма закрепления ДТМ на поверхности пирита и арсенопирита на данном этапе исследований не выявлена.

В ИК – спектрах халькопирита CuFeS_2 (рисунок 2 б), адсорбция дитиопиррилметана идентифицируется только для образца обработанного реагентами при весовом соотношении NH_4SCN и ДТМ равном 3 : 1, помимо слабой полосы при 1370 см^{-1} , характеризующей закрепление ДТМ, обнаруживается, мало интенсивная полоса при 2070 см^{-1} , описывающая, очевидно, формирование комплексного соединения меди с роданид – ионом посредством координации через атом азота (изотиоцианатная координа-

ция) $\text{Cu} - \text{NCS}$. Следовательно, можно предполагать, для халькопирита наиболее вероятной формой адсорбции является комплексное соединение меди с ДТМ и роданидом аммония [2,3].

Методом УФ – спектроскопии установлено повышение сорбции ксантогената на поверхности арсенопирита в присутствии дитиопирилметана (рисунок 3), что очевидно связано с образованием на поверхности частиц соединения дитиопирилметана с мышьяком [4].

В ходе изучения флотационной активности ДТМ мономинеральную флотацию проводили в лабораторной машине с объемом камеры 25 мл. Навеску минерала крупностью $-0,1+0,063$ мм и массой 1 г обрабатывали собирателями в течение 1 мин, затем пенообразователем МИБК – 0,5 мин и проводили флотацию с получением концентрата и хвостов.

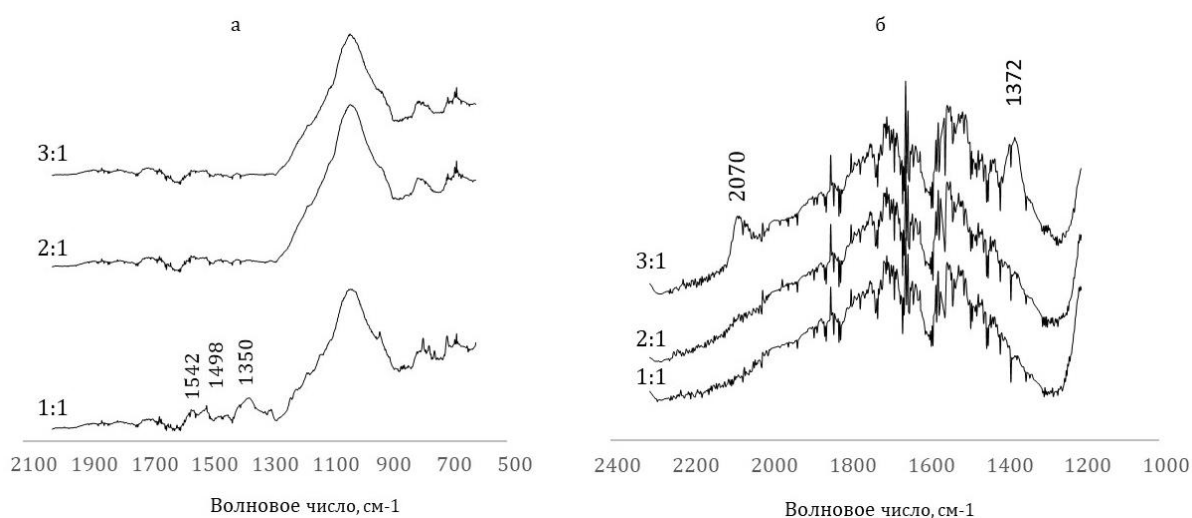


Рисунок 2 – Участки ИК–спектров арсенопирита (а) и халькопирита (б) после взаимодействия с реагентами при отношениях (масс., г.) NH_4SCN и ДТМ 1:1, 2:1, 3:1

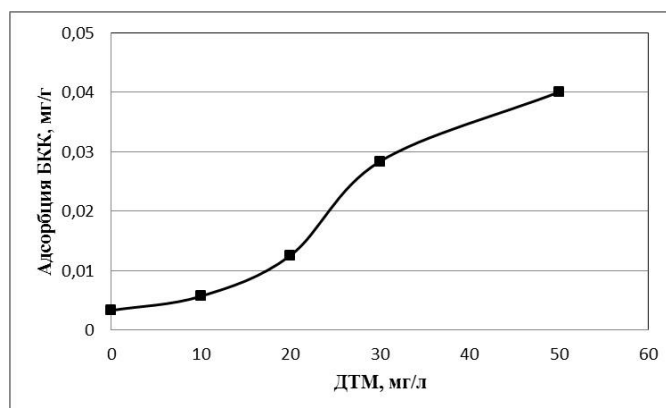


Рисунок 3 – Влияние концентрации дитиопирилметана в пульпе на адсорбцию бутилового ксантогената на мономинеральной фракции арсенопирита

Флотационными исследованиями подтверждено, что дитиопирилметан в сочетании с бутиловым ксантогенатом (БКК) проявляет собирательную активность по отношению к FeAsS. Как самостоятельный реагент, ДТМ проявляет собирательную активность по отношению к FeS, CuFeS₂. В нейтральной среде при введении ДТМ было отмечено как снижение, так и рост флотуемости минералогических разновидностей пирита, окисление которых протекает по различным механизмам. Снижение флотоактивности установлено для пирита Кургашиноканского месторождения, а рост флотуемости для пирита месторождения Березовское. В щелочной среде (pH 9,18) отмечено снижение флотуемости пирита обеих разновидностей. В слабокислой среде ДТМ проявляет собирательные свойства по отношению к CuFeS₂, а введение роданида аммония повышает флотационный выход минерала на 20 %.

Для флотации золотосодержащей руды Олимпиадинского месторождения были подготовлены навески массой 200 г. Доизмельчение перед флотацией проводили в течение 15 мин в шаровой мельнице марки 62МЛ до крупности 85 % класса -0,074 мм. Флотационные испытания проводились по схеме прямой флотации в открытом цикле с получением концентрата и хвостов. Время флотации составляло 4-5 минут. Введение ДТМ в пульпу в присутствии БКК при флотации золотосодержащей руды Олимпиадинского месторождения, способствовало повышению извлечения золотосодержащего FeAsS на 6 %, по сравнению с результатами, полученными в присутствии одного БКК.

Таким образом, методом ИК и УФ – спектроскопии установлена адсорбция ДТМ в присутствии роданида аммония на пирите, арсенопирите и халькопирите и показана целесообразность дальнейших исследований дитиопирилметана в качестве дополнительного собирателя для флотации сульфидных руд.

Список литературы

1. Иванова Т.А., Зимбовский И.Г., Гетман В.В., Каркешкина А.Ю Исследование возможности использования дитиопирилметана при флотации сульфидных минералов // Обогащение руд – 2018. – №6. – С. 38–44.
2. Yatsimirskii K.V.Spectroscopic studies on coordination compounds formed in molten salts // Pure Appl. Chem. – 1977. – V. 49. – P. 115 – 124.
3. Diana K. Johnson, Henry J. Stoklosa, John R. Wasson and Gerald L. SeebachCopper (II) complexes with antipyrine, diantipyrylmethane and diantipyrylpropylmethane // J inorg. nucl. Chem. – 1975. – V. – 37. – P. 1397-1403.
4. Рудзит Г.П., Ефремова Л.В., Акимов В.К. Комплексные соединения мышьяка и сурьмы с некоторыми производными тиопиразолона и их экстракция // Пиразолон в аналитической химии: Тез.докл. – Пермь, 1980.

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ ПЕРЕРАБОТКИ МЕДНОЙ РУДЫ С ПОВЫШЕННЫМ СОДЕРЖАНИЕМ ТЕННАНТИТА ПЕРВОГО РУДНОГО ТЕЛА УЗЕЛЬГИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Алтынаманов Д. М.¹, Чинова М. И.², Мамонов С. В.^{2,3}

¹АО «Учалинский ГОК»; ²ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия;

³НЧОУ ВО «Технический университет УГМК», г. Верхняя Пышма, Россия

Перспективы развития АО «Учалинский ГОК» по выпуску медного концентрата, связаны с вовлечением в переработку медной руды первого рудного тела Узельгинского месторождения. Данная руда является труднообогатимой и характеризуется повышенным содержанием теннантита, неблагоприятными текстурно-структурными особенностями, полиминеральностью, близостью флотационных свойств рудообразующих минералов. Руда первого рудного тела Узельгинского месторождения в недалекой перспективе будет занимать существенную долю в сырье, перерабатываемом на обогатительной фабрике.

Промышленные испытания, ранее разработанных технологических и реагентных режимов и схем флотационного обогащения теннантитсодержащей руды Узельгинского месторождения, показали возможность получения следующих технологических показателей:

- по схеме прямой селективной флотации медного концентрата с массовой долей меди 17,48 % при извлечении 59,3 %;

- по коллективно-селективной схеме флотации медного концентрата с массовой долей меди 17,5 % при извлечении 73,8 %.

Отмечено, что полученные технологические показатели находятся на невысоком уровне, что приводит к необходимости разработки новых технологических решений по повышению извлечения ценных компонентов в концентрат.

Выполнены исследования вещественного состава медной руды первого рудного тела Узельгинского месторождения, согласно которым в руде содержится 1,78 % меди, 0,59 % цинка, 23,5 % серы. Отмечено высокое содержание оксида кремния - 26,39 %, оксида алюминия - 7,65 % и мышьяка - 0,4 %.

Согласно результатам фазового анализа, медь на 85 % представлена первичными сульфидами, из которых на халькопирит приходится 33,9 %, на теннантит – 51,1 %. В руде медь на 12 % ассоциирована с вторичными (борнит, ковеллин и др.) и на 3 % с окисленными минералами.

По результатам оптико-геометрических исследований установлено, что халькопирит в руде образует аллотриоморфную морфологию в виде включений различной формы в более крупных зернах пирита, преимущественно в виде тонких сростков (1 мкм и менее). В межзерновом простран-

стве пирита халькопирит часто ассоциирует с теннантитом, борнитом, халькозином, образуя сложные сростки.

Вторичные медные минералы (ковеллин, халькозин, борнит) находятся в руде в качестве заполнителя трещин и пустот в пиритовых агрегатах. Максимальный размер выделений $0,05 \times 0,05 \times 0,01$ мм. Ксеноморфные выделения халькозина, в основном, находятся в сростках с халькопиритом. Борнит развивается в межзерновом пространстве и порах пирита в виде тонких (1 мкм и менее) включений, реже в виде ассоциаций с халькопиритом.

Теннантит встречается в виде аллотриоморфных зерен, чаще всего вместе с халькопиритом. Заполняет пустоты между зернами пирита, находится в виде тонких прожилок, эмульсионных включений размером от 0,01 до 0,05 мм и зерен изометричных форм. Зерна теннантита встречаются в пирите, халькопирите, борните и нерудных минералах размером от 0,004 до 0,1 мм. В ходе исследований установлено, что теннантит обладает значительным изоморфизмом, низкой твердостью и повышенной хрупкостью, что повлечет его ошламование в процессе измельчения. С целью снижения потерь теннантита с отвальными хвостами в процессе обогащения необходимо предусматривать проведение межциклового флотации и выделение концентрата медной «головки» с применением селективного собирателя.

На первоначальном этапе проведены исследования раскрытия основных рудных минералов в процессе измельчения руды, результаты которых приведены на рисунке 1.

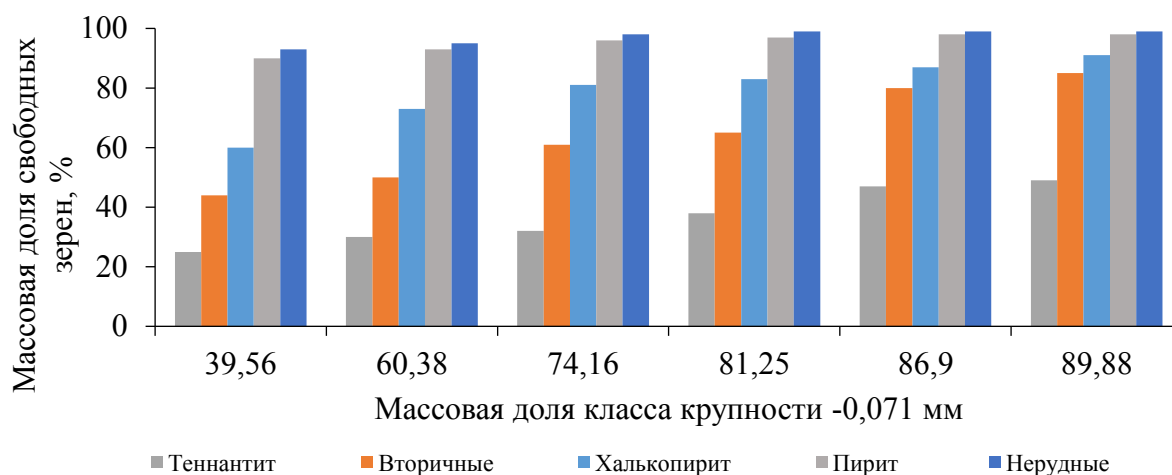


Рисунок 1 – Зависимость массовой доли свободных зерен минералов от массовой доли класса -0,071 мм в измельченном продукте

Анализ результатов исследований показывает, что вне зависимости от тонины помола руды основное количество медных минералов находится в сложных сростаниях с пиритом и в многокомпонентных сростках. С увеличением тонины помола отмечается перераспределение сростков: сокращается количество полиминеральных сростков с преобразованием их в

бинарные и переходом в более тонкие классы. При измельчении руды до крупности 89,88 % класса -0,071 мм минеральные зерна и их срастания преимущественно концентрируются в классе крупности от 10 до 45 мкм. Раскрытие медных минералов идет медленно, хотя при измельчении руды до крупности 60,38 % класса -0,071 мм халькопирит представлен свободными зернами на 73 %, вторичные медные минералы – на 50 %, а теннантит – всего на 30 %. Следует отметить, что раскрытие пирита и нерудных минералов идет значительно интенсивнее. При измельчении руды до крупности 39,56 % класса -0,071 мм пирит раскрыт на 90 %, а нерудные минералы – на 93 %. Увеличение тонины помола руды до крупности 86,9 % класса -0,071 мм приводит к увеличению массовой доли свободных зерен сульфидных минералов: халькопирита до 87 %, вторичных медных минералов до 80 %, теннантита до 47 %. При тонком измельчении руды до крупности 89,88 % класса -0,071 мм халькопирит раскрыт на 91 %, вторичные минералы меди – на 85%, теннантит находится в виде свободных зерен только на 49 %. Таким образом, результаты выполненных исследований показали, что для раскрытия медных минералов и пирита необходимо весьма тонкое измельчение.

Исследована зависимость влияния щелочности пульпы на флотацию меди в цикле межстадиальной флотации. Результаты исследований приведены на рисунке 2.

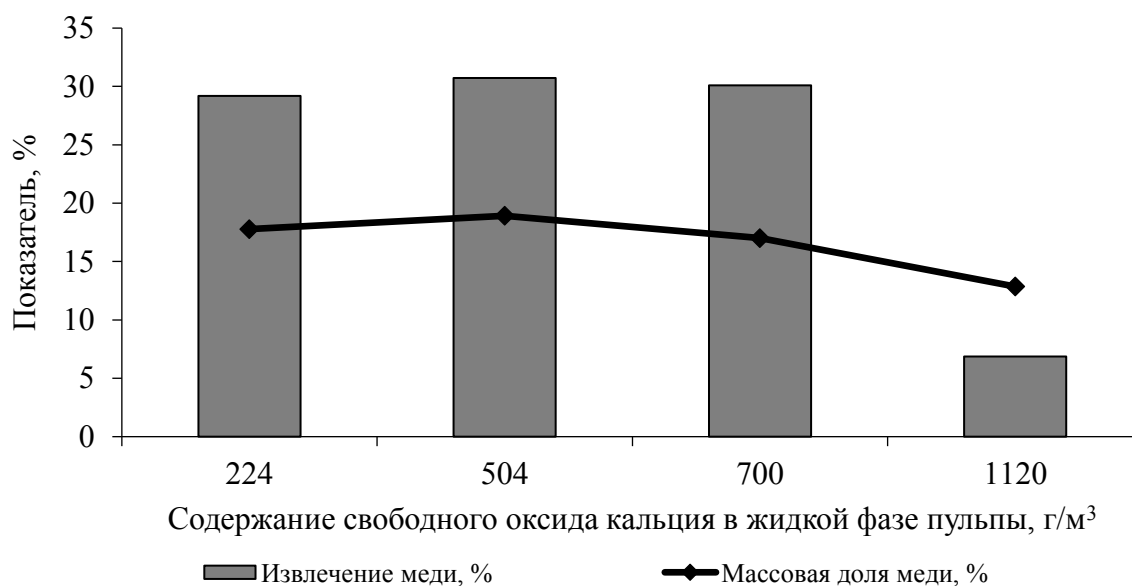


Рисунок 2 – Влияние щелочности пульпы на флотацию меди в цикле межстадиальной флотации

Согласно результатам исследований, приведенных на рисунке 1, наилучшие показатели обогащения в цикле межстадиальной флотации, получены при содержании свободного оксида кальция 504 г/м³ жидкой фазы пульпы. В этих условиях извлечение меди в концентрат межстадиальной

флотации составляет 30,72 % при содержании меди 18,92 %. Дальнейшее повышение щелочности пульпы приводит к снижению извлечения меди в концентрат межстадиальной флотации.

Проведены исследования по влиянию свойств реагентов-собирателей на показатели обогащения руды. В качестве реагентов-собирателей испытаны: МТФ, БТФ, Z200, бутиловый ксантогенат калия, а также сочетание этих реагентов. Результаты исследований приведены на рисунке 3.

Результаты исследований, приведенные на рисунке 3, показали, что наибольшее извлечение меди в концентрат межстадиальной флотации получено при применении в качестве собирателя бутилового ксантогената калия (БКК, Кх). При этом получен концентрат с массовой долей меди 16,94 % при извлечении 32,56 %. Применение собирателя МТФ позволяет получить концентрат с более высокой массовой долей меди - 19,31 %, при снижении извлечения меди в концентрат до 7,91 %. Сочетание собирателей бутилового ксантогената и МТФ способствует увеличению массовой доли меди в концентрате до 18,5 %, с извлечением меди 28,6 %. Показатели извлечения и массовой доли меди при сочетании собирателей бутилового ксантогената и БТФ на уровне применения одного бутилового ксантогената. На основании полученных результатов в операции межциклового флотации в качестве собирателя следует применять сочетание бутилового ксантогената и МТФ.

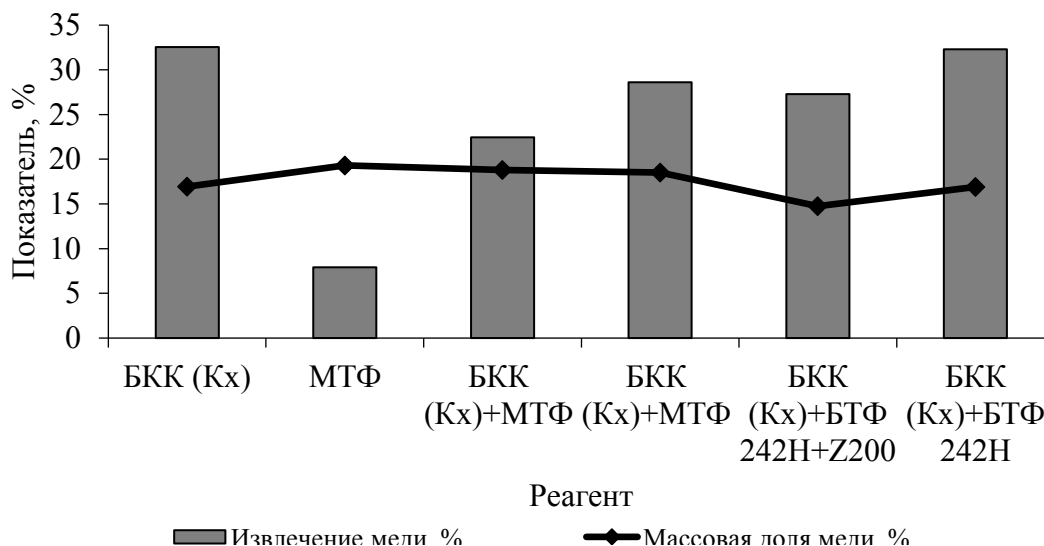


Рисунок 3 – Технологические показатели концентрата межстадиальной флотации при вариации номенклатуры собирателя

Исследована возможность повышения качества медного концентрата с помощью десорбции собирателей с поверхности минералов при их селекции.

Десорбция собирателей с поверхности минералов обеспечивает повышение эффективности селективной флотации и способствует повыше-

нию качества получаемых концентратов при доводке грубых одноименных концентратов. Целесообразный способ удаления избытка собирателя из жидкой фазы пульпы и осуществление частичной десорбции собирателя с поверхности минералов с грубого концентрата – поглощение его сорбентами, в том числе активированным углем, загружаемым в пульпу при ее кондиционировании в контактных чанах [1].

В результате сравнительных исследований при обогащении медной руды в цикле медной флотации отмечено, что применение активированного угля позволяет повысить технологические показатели обогащения: получен суммарный медный концентрат, содержащий 17,57 % меди с извлечением 73,82 %. В сравнении с базовым опытом прирост в суммарный медный концентрат составил: массовой доли меди на 0,7 %, извлечение меди на 3,42 %.

В результате проведенных исследований разработана технология обогащения исследуемой пробы медной руды первого рудного тела Узельгинского месторождения по схеме, приведенной на рисунке 4.

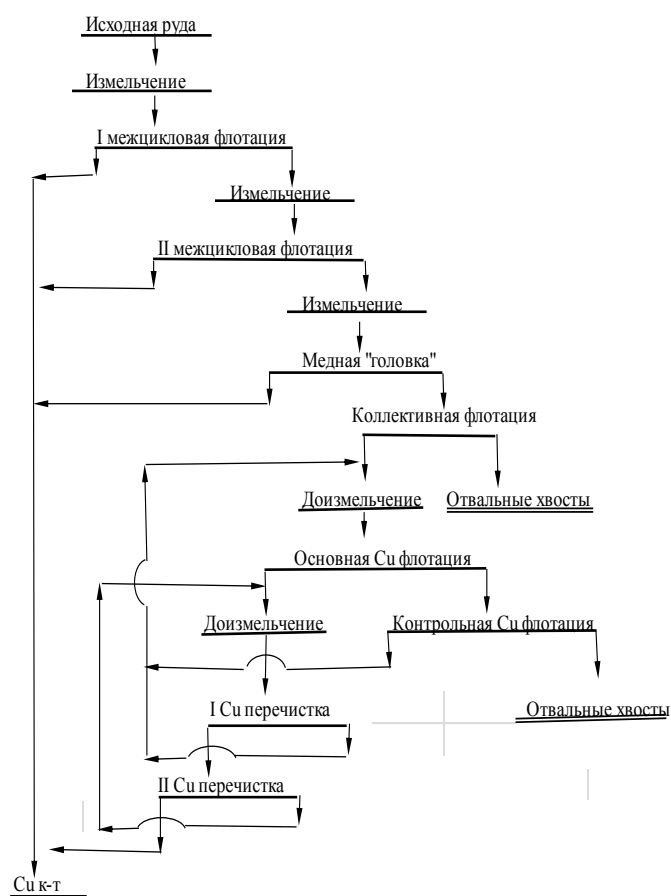


Рисунок 4 – Схема обогащения медной руды первого рудного тела Узельгинского месторождения

В условиях разработанного технологического и реагентного режимов, по схеме стадийной флотации с выделением трех медных «головок»

и введением дополнительно реагентов МТФ и активированного угля, при обогащении исследуемой пробы медной руды первого рудного тела Узельгинского месторождения, содержащей 1,78 % меди получен медный концентрат с массовой долей меди 18,59 % при извлечении меди 77,95 %.

Предложенные технологические решения по переработке медной руды рудного тела №1 Узельгинского месторождения опробованы в промышленных условиях. По результатам промышленных испытаний из медной руды, содержащей 2,02 % меди, получен медный концентрат с массовой долей меди 18,71 % при извлечении меди 83,9 %.

В ходе промышленных испытаний установлена закономерность влияния массовой доли элементов в руде и продуктах обогащения, извлечения в операции выделения медных «головок» на извлечение меди в суммарный медный концентрат, которая описывается уравнением:

$$\varepsilon = -10,42 - 6,35 \times \alpha_{Cu} + 80,12 \times \alpha_{As} + 1,06 \times K + 0,53 \times \beta_{Cu \Gamma} + 0,95 \times \varepsilon_{Cu \Gamma} + 1,16 \times \beta_{Cu \kappa}$$

где ε – извлечение меди в медный концентрат, %;

α_{Cu} – массовая доля меди в руде, %;

α_{As} – массовая доля мышьяка в руде, %;

K – коэффициент, определяется соотношением массовой доли меди к массовой доли мышьяка в руде, %;

$\beta_{Cu \Gamma}$ – массовая доля меди в суммарном концентрате медных «головок», %;

$\varepsilon_{Cu \Gamma}$ – извлечение меди в суммарный концентрат медных «головок», %;

$\beta_{Cu \kappa}$ – массовая доля меди в медном концентрате, %

С целью определения применимости регрессионной модели на возможность прогнозирования технологических показателей обогащения проведена оценка фактически достигнутых и расчетных показателей извлечения при переработке медной руды первого рудного тела Узельгинского месторождения. Результаты приведены на рисунке 5.

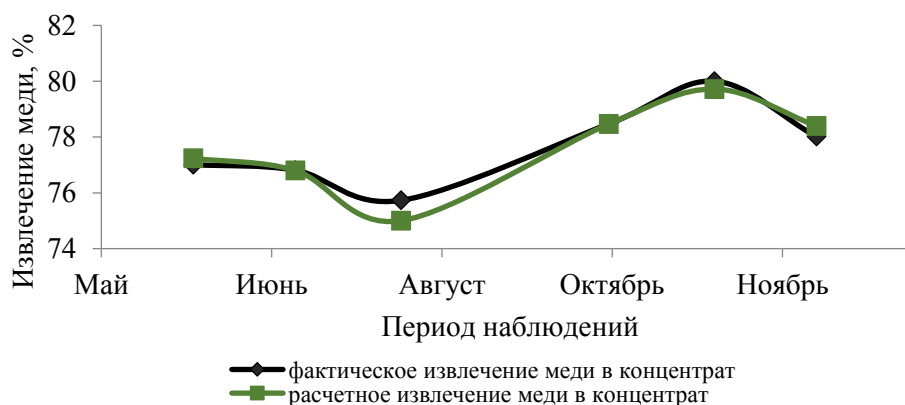


Рисунок 5 – Экспериментальное и теоретическое извлечение меди при обогащении медной руды первого рудного тела Узельгинского месторождения

По графикам, приведенным на рисунке 5, наблюдается хорошая сходимость между экспериментальными и расчетными извлечениями меди в

медный концентрат. Таким образом, технологический результат флотации медной руды рудного тела №1 Узельгинского месторождения в данных случаях определяется следующими факторами: массовой долей меди и мышьяка в руде, соотношением массовых долей меди к мышьяку в руде, массовой долей и извлечением меди в суммарный концентрат медных «головок», массовой долей меди в объединенном медном концентрате.

На основании проведенных исследований разработаны технологические решения переработки медной руды первого рудного тела Узельгинского месторождения, заключающиеся в следующем:

- тонина помола руды перед первой межцикловой флотацией должна составлять 60 % класса -0,071 мм, перед второй межцикловой флотацией - 75 % класса -0,071 мм, перед коллективной флотацией - не менее 86 % класса -0,071 мм;

- содержание свободного оксида кальция в жидкой фазе пульпы в операциях флотации должно составлять: в межцикловой флотации - 308 г/м³, в коллективной флотации - 308-420 г/м³, в основной медной флотации - 252 – 280 г/м³, в перечистных операциях медного концентрата – 84 – 140 г/м³;

- в межцикловой флотации в качестве собирателя целесообразно применять сочетание бутилового ксантогената калия и МТФ; в коллективной и основной медной флотациях в качестве собирателя целесообразно применять бутиловый ксантогенат калия;

- перед операциями перечистой флотации грубых медных концентратов необходимо подавать активированный уголь с расходом 100 г/т.

Список литературы

1. Абрамов А.А. Флотационные методы обогащения Том IV. Москва, 2008., 535 с.

УДК 622.74

ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОЦЕССА МОКРОГО ТОНКОГО ГРОХОЧЕНИЯ НА НОВОМ ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОМ ОБРАЗЦЕ ГРОХОТА НПК «МЕХАНОБР-ТЕХНИКА»

Бузунова Т. А.¹, Шигаева В. Н.¹, Коровников А. Н.²

¹ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия

²НПК «Механобр-техника» (АО), г. Санкт-Петербург, Россия

В последние годы становится актуальным вопрос по расширению сферы применения вибрационных грохотов, которые вытесняют традиционно используемые для операций разделения по крупности тонких фракций полезных ископаемых такие машины и аппараты, как гидроциклоны и гидравлические классификаторы [1-5]. На некоторых предприятиях флотацию заменяют тонким грохочением, нередко операцию тонкого грохоче-

ния объединяют с операцией обезвоживания [1]. Тем не менее, на сегодняшний день массового применения на обогатительных фабриках этот процесс не нашел, он используется в небольших объемах для специальных целей.

Отечественный и зарубежный опыт использования вибрационных грохотов показал, что одним из путей повышения удельной производительности и эффективности особо тонкого грохочения является увеличение интенсивности динамического режима виброгрохотов, а также применение нового типа просеивающих поверхностей, использование высоконапорных струйных брызгал и прочих факторов. Новый экспериментальный образец грохота ГСЛ 21Д, разработанный и изготовленный НПК «Механобр-Техника» обладает именно такими возможностями, и поэтому может составить достойную конкуренцию в области тонкого грохочения зарубежным образцам подобного оборудования.

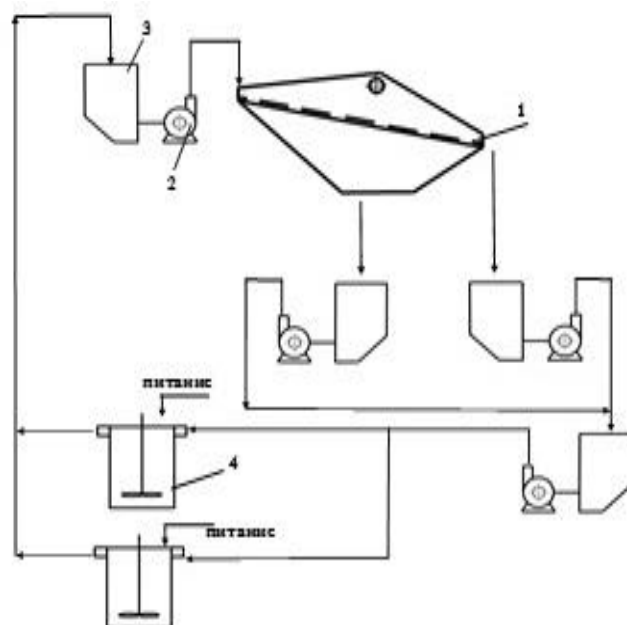
Исследования процесса мокрого тонкого грохочения на новом экспериментальном образце грохота ГСЛ 21Д проводились в цехе стендовых полупромышленных испытаний ОАО «Уралмеханобр». Требования к исходному материалу, к аппаратурному оснащению схемы, исследуемым режимам работы грохота, а также к организации проведения испытаний были установлены Заказчиком.

Исходным продуктом для испытаний являлись титан-циркониевые пески г. Тамбов месторождение «Центральное». Максимальная крупность частиц исходного питания составляет 5 мм, насыпная плотность – 1,84 г/см³, истинная плотность – 2,74 г/см³. Массовая доля класса менее 0,2 мм – 59,57 %.

Аппаратурная схема испытаний грохота приведена на рисунке 1. Для орошения ситовой поверхности грохота предусмотрен подвод дополнительной воды через высоконапорные струйные брызгала. Грохот оснащен полиуретановой просеивающей поверхностью с ячейкой 0,2×3,0 мм производства ООО «Ньюфотон» (г. Екатеринбург). Площадь просеивающей поверхности составила 1,44 м².

Работа грохота под нагрузкой осуществлялась в непрерывном замкнутом цикле – продукты классификации (надрешетный и подрешетный) разгружались каждый отдельно в зумпф, откуда с помощью насосов транспортировались в общий зумпф. Объединенный продукт поступал в механические мешалки, усреднялся и далее обратно подавался на грохот. Регулирование производительности по питанию производилось посредством изменения числа оборотов двигателя насоса в зумпфе.

Техническая характеристика грохота ГСЛ 21Д приведена в таблице 1.



**Рисунок 1 – Аппаратурная схема работы грохота
1 – грохот ГСЛ 21Д, 2 – насос песковой, 3 – зумпф,
4 – механическая мешалка МИ-80**

Таблица 1 – Техническая характеристика вибрационного грохота

Параметры	Ед. изм.	Значение
Амплитуда колебаний	мм	1-2
Частота колебаний	Гц	24
Суммарная потребляемая мощность приводов, не более	кВт	2,2
Угол наклона просеивающей поверхности	градус	18-22
Угол направления колебаний относительно просеивающей поверхности	градус	50
Масса	кг	
- без просеивающей поверхности		580
- с просеивающей поверхностью		585
Габаритные размеры	мм	
- ширина		1717
- длина		1857
- высота		1324

Технологические испытания грохота проводились в следующих режимах:

- производительность по исходному питанию от 1,16 до 7,0 т/ч,
- массовая доля твердого в исходной пульпе 30, 40 и 50 %,
- амплитуда колебаний 1,5 и 2,2 мм,
- угол наклона просеивающей поверхности 18, 20 и 22 градуса.

Всего выполнено четыре серии экспериментов, в которых проведено 22 опыта, результаты испытаний приведены в таблице 2.

Из данных таблицы 2 видно, что максимальные значения эффективности грохочения по классу -0,2 мм (79-80 %) достигаются при массовой доле твердого в питании пульпы 30 % не зависимо от амплитуды колебаний. При этом наиболее высокое значение эффективности грохочения (80,78 %) получено при угле наклона просеивающей поверхности 18 градусов.

Таблица 2 – Результаты испытаний вибрационного грохота тонкого грохочения

Массовое содержание твердой фазы, %	Q, т/ч	$\beta_{п-0,2}$, %	уп, %	$\varepsilon_{-0,2}$, %	$E_{-0,2}$, %
Амплитуда – 2,2 мм, угол наклона – 22 °					
50	3,21	96,66	33,41	54,21	51,45
	7,00	98,21	28,03	46,21	44,97
40	3,42	96,59	41,68	67,58	64,07
	4,00	97,73	40,31	66,13	63,87
	4,60	97,83	39,61	65,05	62,92
30	2,12	96,53	50,29	81,49	77,17
	3,21	96,90	51,10	83,12	79,20
	4,36	97,14	49,83	81,26	77,74
Диапазон значений	2,12÷7,00	96,53÷98,21	28,03÷51,10	46,21÷83,12	44,97÷79,20
Амплитуда – 1,5 мм, угол наклона – 22 °					
50	2,06	95,74	42,06	67,60	63,17
	4,60	97,87	34,70	57,00	55,18
	6,50	98,00	31,25	51,41	49,87
40	2,45	96,89	48,68	79,18	75,43
	5,80	97,00	44,79	72,93	69,61
	5,50	97,78	39,94	65,56	63,37
30	2,05	96,08	52,25	84,27	79,21
	1,16	94,59	52,71	83,70	76,65
	4,48	97,49	47,28	77,38	74,44
Диапазон значений	1,16÷6,50	94,59÷98,00	31,25÷52,71	51,41÷84,27	49,87÷79,21
Амплитуда – 1,5 мм, угол наклона – 22 ° (1 строка), 20 ° (2 строка) и 18 ° (3 строка)					
30	2,05	96,08	52,25	84,27	79,21
	2,09	95,09	60,03	88,89	80,66
	1,90	96,24	56,52	86,51	80,78
Условные обозначения: Q – производительность по питанию, т/ч; $\beta_{п-0,2}$ - массовая доля частиц крупностью менее 0,2 мм в подрешетном продукте, %; уп – выход подрешетного продукта, %; $\varepsilon_{-0,2}$ – извлечение частиц крупностью менее 0,2 мм в подрешетный продукт, %; $E_{-0,2}$ – эффективность грохочения по классу -0,2 мм					

По результатам проведенных испытаний грохота ГСЛ 21Д установлен эффективный режим работы грохота, при котором эффективность гро-

хочения по классу -0,2 мм составила 80,78 %: производительность по питанию 2 т/ч, содержание твердой фазы в питании – 30 %, угол наклона просеивающей поверхности – 18°, амплитуда колебаний – 1,5 мм.

При добавлении дополнительной воды на просеивающую поверхность грохота эффективность грохочения по классу -0,2 мм увеличилась с 80,78 до 86,0 %. Результаты испытаний приведены в таблице 3.

На основании линейных функциональных зависимостей определены основные факторы, влияющие на эффективность процесса грохочения:

- наибольшее влияние на эффективность грохочения оказывает параметр - содержание твердой фазы в исходной пульпе, с коэффициентом корреляции по двум сериям экспериментов $k=0,88-0,99$ (при увеличении разжижения пульпы с 50 до 30 % твердого эффективность грохочения повышается на 30 % абс.);

- следующий параметр по значимости – угол наклона грохота просеивающей поверхности с коэффициентом корреляции $k=0,90$ (снижение угла наклона с 22 до 18 градусов позволяет увеличить эффективность грохочения на 1,57 % абс. или с 79,21 до 80,78 %).

Таблица 3 – Результаты испытаний вибрационного грохота тонкого грохочения с подачей дополнительной воды на орошение сита

Массовое содержание твердой фазы, %	Угол наклона просеивающей поверхности, градус	Q, т/ч	Содержание твердой фазы в питании, %	$\beta_{п-0,2}, \%$	$\gamma_{п}, \%$	$\epsilon_{-0,2}, \%$	$E_{-0,2}, \%$
30	18	2,16	30	95,09	67,53	96,00	86,00
		3,72	50	92,90	60,43	92,00	81,00

Зависимость эффективности грохочения от производительности по питанию получена с более низким коэффициентом корреляции $k=0,63-0,65$. Соотношение между этими параметрами также исследовано в процессе испытаний грохота, так, установлена, оптимальная величина производительности грохота, которая составляет 2 т/ч, при максимальном значении эффективности грохочения. Большие и меньшие значения производительности приводят к снижению эффективности грохочения.

Список литературы

1. Вайсберг Л.А. Тонкое грохочение как альтернатива гидравлической классификации по крупности / Л.А. Вайсберг, А.Н. Коровников // Обогащение руд. – 2004. - №3. - С. 23-34.

2. Сухорученков А.И. Тонкое грохочение - высокоэффективный метод повышения технологических показателей обогащения тонковкрапленных магнетитовых руд /

А.И. Сухорученков, В.В. Стаханов, Г.В. Зайцев // Горный журнал. - 2001. - № 4. - С. 12-16.

3. Пелевин А.Е. Тонкое грохочение и его место в технологии обогащения железных руд // Известия ВУЗов. Горный журнал. – 2011. - № 4. - С. 110-117.

4. Применение тонкого грохочения для повышения качества железорудного концентрата на обогатительной фабрике ГОКа «Арселормиттал Кривой Рог» / Д.Н. Мордовин, С.В. Алексанкин, А.А. Ширяев и др. // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2011. – Вип. 44 (85). – С. 62-67.

5. Калугин А.И., Гумениченко К.М., Барабаш А.А., Арсентьев С.С. Опыт внедрения технологии тонкого грохочения в цикле измельчения апатит-нефелиновой руды. Горный журнал. 2014. № 10. С. 52-56.

УДК 62.99.29

ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ МЫШЬЯКСОДЕРЖАЩЕГО МЕДНО-ЦИНКОВОГО ПРОМПРОДУКТА

Булаев А.Г.^{1,2}, Меламуд В.С.², Елкина Ю.А.^{1,2}, Мельникова Е.А.², Бодуэн А.Я.^{3,4}

¹Московский государственный университет им. М.В. Ломоносова

²Институт микробиологии им. С.Н. Виноградского, ФИЦ Биотехнологии РАН

³СП ЗАО «ИВС»; ⁴ФГБОУ ВО «Санкт-Петербургский горный университет», г. Санкт-Петербург, Россия

В настоящее время цветная металлургия сталкивается с проблемой истощения запасов минерального сырья, пригодного для получения кондиционных концентратов из медных и медно-цинковых руд. Руды, содержащие минералы мышьяка (энаргит Cu_3AsS_4 и теннантит $\text{Cu}_{12}\text{As}_4\text{S}_{13}$) – один из типов медных руд, использование которых затруднено из-за высоких экологических рисков [1]. Пирометаллургическая переработка таких руд требует использования систем очистки газов, что снижает рентабельность их переработки. При этом получение кондиционных концентратов из полиметаллических руд очень часто затруднено из-за тонкого прораствания минералов меди и цинка с пиритом [2]. Гидрометаллургические технологии могут быть перспективными для переработки таких руд. Для переработки бедных и забалансовых медных руд в мире достаточно широко используется кучное биовыщелачивание [3]. Реакторное биоокисление успешно применяется для переработки мышьяксодержащих сульфидных концентратов, включая упорные золотосодержащие концентраты и никелевые концентраты, содержание мышьяка в которых не позволяет направлять их на пирометаллургическую переработку [4].

Целью данной работы было проведение лабораторных испытаний по реакторному биовыщелачиванию медно-цинкового промпродукта. Основными сульфидными минералами промпродукта были пирит (FeS_2), халькопирит (CuFeS_2), теннантит ($\text{Cu}_{12}\text{As}_4\text{S}_{13}$), сфалерит (ZnS). Состав промпродукта представлен в таблице 1. В нашей предыдущей работе было показано, что биовыщелачивание данного промпродукта при 40°C , плотности

пульпы Т : Ж 1 : 10 и времени пребывания 7 сут позволило извлечь в раствор 17% меди и 70% цинка [5].

Сначала были проведены предварительные эксперименты по биовыщелачиванию халькопирита и теннантита, основных минералов промпродукта, а также самого промпродукта в колбах со 100 мл жидкой питательной среды, содержащей соли азота и фосфора и 0.02% дрожжевого экстракта, 2 г минералов или промпродукта с использованием смешанной культуры ацидофильных микроорганизмов на ротационном шейкере при температурах от 40 до 60°C. Продолжительность эксперимента составила 20 сут. В одном из вариантов эксперимента в среду вносили 100 мМ NaCl.

Таблица 1 – Химический состав промпродукта

Компонент	Содержание, %
SiO ₂	4,02
Al ₂ O ₃	1,32
CaO	1,40
S _{общ}	38,6
Fe _{общ}	24,4
As	1,70
Cu	6,22
Zn	7,30

Оптимальная температура для биовыщелачивания меди из халькопирита и теннантита составила 50°C (рисунок 1). При этом выщелачивание меди из халькопирита в большей степени зависело от температуры, чем выщелачивание из теннантита и промпродукта. Добавление NaCl в среду позволило увеличить степень выщелачивания меди из халькопирита, но практически не повлияло на ее выщелачивание из теннантита и промпродукта. Выщелачивание цинка из промпродукта слабо зависело от температуры и присутствия хлорида натрия.

Процесс реакторного биовыщелачивания проводили в непрерывном режиме в цепи из трех лабораторных реакторах, снабженных верхнеприводными мешалками (500 об/мин), ультратермостатами для поддержания температуры и компрессорами для аэрации (5 л/мин). Плотность пульпы (Т:Ж) составляла 1:10. В первый реактор цепи также осуществлялась подача CO₂, что позволяет повысить активность автотрофных микроорганизмов, окисляющих сульфидные минералы. Общее время пребывания в цепи из трех реакторов составляло 7 сут (3 сут - в первом реакторе и по 2 сут во втором и третьем). Процесс биовыщелачивания проводили в двух температурных режимах. В первом режиме температура во всех реакторах составляла 40°C, тогда как во втором режиме в первом реакторе температура составляла 40°C, а во втором и третьем – 50°C.

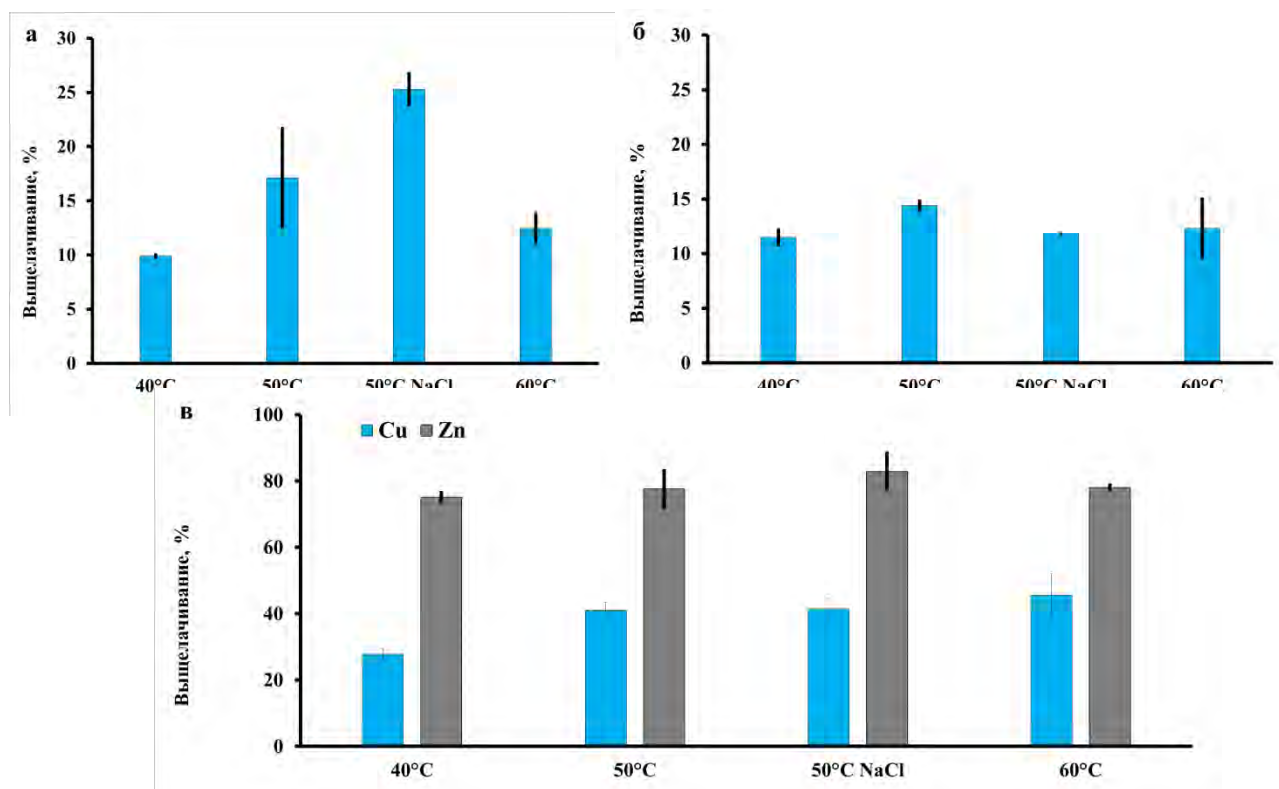


Рисунок 1 – Степень выщелачивания меди из халькопирита (а) и теннантита (б), а также меди и цинка из промпродукта (в) за 20 суток биоокисления

Параметры жидкой фазы пульпы представлены в таблицах 2 и 3. Было показано, что в обоих режимах процесс биоокисления проходил с достаточно высокой активностью. Стоит отметить, что в случае, когда температура во всех реакторах была установлена на уровне 50°C, активность процесса снижалась (данные не представлены).

Таблица 2 – Параметры жидкой фазы в процессе биовыщелачивания в первом температурном режиме

Реактор	Температура, °C	pH	Eh, мВ	Концентрация, г/л			
				ΣFe	Cu^{2+}	Zn^{2+}	As
1	40	1,00±0,07	749±9	15,3±0,4	0,96±0,06	5,92±0,38	0,42±0,02
2	40	0,83 ±0,06	776±11	21,3±0,4	1,29±0,04	6,63±0,27	0,57±0,03
3	40	0,82±0,05	843±17	24,1±0,1,4	1,63±0,05	6,59±0,23	0,59±0,03

Биовыщелачивание в реакторах при 40°C позволило извлечь 26 и 90% Cu и Zn (рисунок 2а). Переменный температурный режим позволил извлечь в раствор 30 и 78% Cu и Zn (рисунок 2б). Таким образом, переменный температурный режим обеспечил небольшое повышение извлечения меди, но привел к снижению степени извлечения цинка.

Таблица 3 – Параметры жидкой фазы в процессе биовыщелачивания во втором температурном режиме

Реактор	Температура, °C	pH	Eh, мВ	Концентрация, г/л			
				ΣFe	Cu^{2+}	Zn^{2+}	As
1	40	0,92±0,05	773±7	15,8±0,9	0,91±0,06	5,72±0,36	0,44±0,04
2	50	0,69±0,02	794±3	20,8±1,6	1,40±0,06	5,82±0,30	0,50±0,05
3	50	0,67±0,04	824±11	23,4±1,27	1,83±0,08	5,72±0,26	0,57±0,04

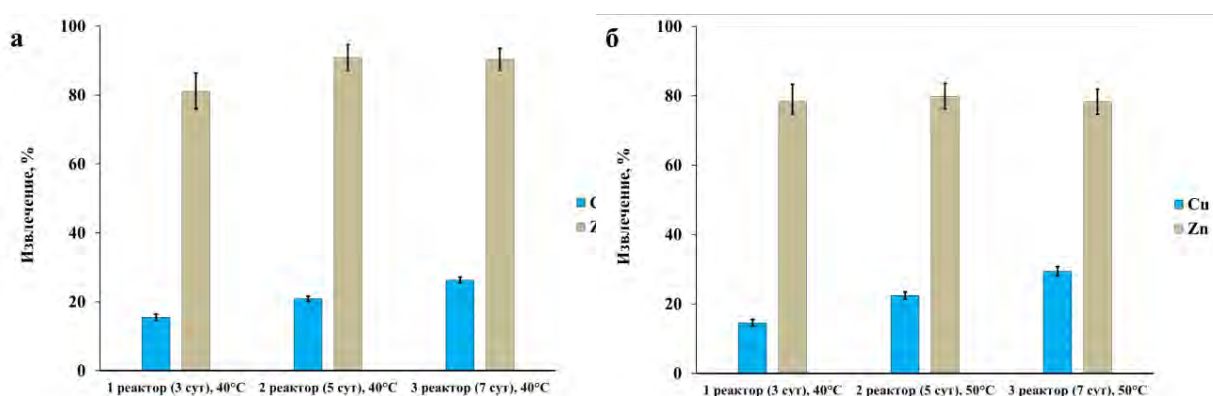


Рисунок 2 – Степень извлечения меди и цинка из промпродукта в ходе реакторного биовыщелачивания при 40°C (а) и в переменном температурном режиме (б)

Твердый остаток процесса биовыщелачивания промпродукта подвергали высокотемпературному выщелачиванию в течение 25 часов. Для проведения процесса окисления 1 л пульпы после биоокисления помещали в титановый реактор и нагревали до 90°C. Проведение процесса в таких условиях позволило использовать ионы Fe^{3+} , которые накапливались в жидкой фазе пульпы в процессе биоокисления, как окислитель для химического выщелачивания. Исследовали также влияние хлорид-иона на извлечение цветных металлов, для чего в пульпу перед высокотемпературным выщелачиванием вносили 0.5 и 1М хлорида натрия, который может катализировать окисление сульфидных минералов. Окисление без добавления хлорида натрия не позволило увеличить степень извлечения цветных металлов (таблица 4). Выщелачивание же в присутствии 1 М позволило извлечь 48 и 84% меди и цинка соответственно.

В нашей предыдущей работе было показано, что высокотемпературное выщелачивание раствором сульфата трехвалентного железа в присутствии NaCl позволяло извлечь из исследуемого промпродукта до 49 и 92% меди и цинка соответственно, но требовало высокого расхода сульфата трехвалентного железа. Результаты, полученные в данной работе, показы-

вают, что возможно разработать новую гидрометаллургическую технологию, которая будет включать стадию биоокисления, позволяющую наработать раствор окислителя (ионов Fe^{3+}), и стадию высокотемпературного химического окисления, которая позволяет повысить эффективность выщелачивания трудноокисляемых сульфидных минералов.

Таблица 4 – Степень выщелачивания цветных металлов

Реактор	Извлечение, %	
	Cu	Zn
Биовыщелачивание, переменный температурный режим	30	78
Высокотемпературное выщелачивание	30,5	78,5
Высокотемпературное выщелачивание, 0,5 М NaCl	32	78
Высокотемпературное выщелачивание, 1 М NaCl	48,2	84,1

Исследование было выполнено при поддержке Гранта Президента Российской Федерации Президента Российской Федерации для государственной поддержки молодых российских ученых - кандидатов наук № МК-6639.2018.8.

Список литературы

1. Filippou, D. Recovery of metal values from copper–arsenic minerals and other related resources [Text] / D. Filippou, P. St-Germain, T. Grammatikopoulos // Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review. – 2007. – V. 28:4. – P. 247-298.
2. Иванов, Б.В. Возможность гидрометаллургического кондиционирования низкосортных концентратов, полученных при переработке медно-колчеданных руд [Текст] / Б.В. Иванов, А.Я. Бодуэн, Ю.Р. Ягудина, О.В. Черемисина // Цветные металлы. – 2014. – №.11. – С. 42- 46
3. Johnson, D.B. Biomining – biotechnologies for extracting and recovering metals from ores and waste materials [Text] / D.B. Johnson // Current Opinion in Biotechnology. – 2014. – V. 30. – P. 24–31.
4. Neale, J. The MONDO minerals nickel sulfide bioleach project: from test work to early plant operation [Text] / J. Neale, J. Seppälä, A. Laukka, P. van Aswegen, S. Barnett, M. Gericke // Solid State Phenomena. – 2017. – V. 262. – P. 28-32.
5. Булаев, А.Г. Биоокисление сульфидных мышьяксодержащих концентратов [Текст] / А.Г. Булаев, В.С. Меламуд, К.С. Воробьева, Г.Г. Челидзе, А.Я. Бодуэн // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья Материалы XXIII Международной научно-технической конференции, проводимой в рамках XVI Уральской горнопромышленной декады. – Екатеринбург: Форт Диалог-Исеть, 2018. – С. 228-233.
6. Булаев, А.Г. Высокотемпературное выщелачивание меди и цинка из некондиционного концентрата с высоким содержанием мышьяка [Текст] / А.Г. Булаев, В.С. Меламуд, А.Я. Бодуэн // Международный научно-исследовательский журнал. – 2018. – № 12 (78). – Ч. 1. – С. 72–76.

БИООКИСЛЕНИЕ ПИРИТ-АРСЕНОПИРИТНОГО ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО КОНЦЕНТРАТА

Булаев А. Г.^{1,2}

¹Институт микробиологии им. С.Н. Виноградского, ФИЦ Биотехнологии РАН

²Московский государственный университет им. М.В. Ломоносова

Чановое биовыщелачивание успешно применяется для переработки упорных золотосодержащих концентратов около 30 лет. Эта технология основана на процессе деструкции сульфидных золотовмещающих минералов микроорганизмами, использующими в качестве источников энергии двухвалентное железо и серу, и позволяет проводить переработку минерального сырья, в том числе с высоким содержанием мышьяка, не создавая высокой нагрузки на окружающую среду благодаря отсутствию газовых выбросов [1].

Чановое или реакторное биовыщелачивание подразумевает проведение окисления концентратов крупностью 44-75 мкм в цепях реакторов (объемом от нескольких десятков до 1000 м³) с перемешиванием, снабженных системами для поддержания стабильных физико-химических параметров пульпы (температуры, pH). Плотность пульпы составляет, как правило, 15-20%. За 120-150 часов биоокисления обеспечивается окисление 90-95% сульфидов. В результате удается достичь степени извлечения золота 80-95%. Биоокисление, как правило, проводится при 40-45°C [2-4].

На данный момент эксплуатируются предприятия, работающие по технологиям BIOX[®] (6 предприятий работают в настоящее время, за 31 год использования технологии было введено в эксплуатацию 13 предприятий) [3, 4], Васох[™] (два предприятия) [2], BIONORD[™] (1 предприятие) [5]. Основы биотехнологии переработки золотосодержащих концентратов были разработаны в СССР и ЮАР еще в 70-х годах 20 века [6]. Первое промышленное предприятие было запущено в ЮАР в 1986 году на месторождении Fairview, в 2016 году введена очередная фабрика, применяющая технологию BIOX[®] (RunRuno, Филиппины) [3]. В начале 2000-х годов компанией «Полюс» на Олимпиадинском месторождении была запущена в эксплуатацию фабрика, осуществляющая чановое окисление золотосодержащего концентрата пирротин содержащей пирит-арсенопиритной руды [2]. Эта фабрика является одной из крупнейших в мире и вносит существенный вклад в общероссийский объем добычи золота (в 2016 году добыто порядка 25 тонн золота) [7]. Кроме того, в СНГ действуют еще два предприятия, перерабатывающие золотосодержащие концентраты руд месторождений Кокпатас (Узбекистан) и Суздаль (Казахстан) по технологии BIOX [8, 9]. Таким образом, как на территории России, так и стран СНГ можно найти успешные примеры применения биогидрометаллургии для добычи золота.

Запасы золота в упорных сульфидных рудах в РФ открывают достаточно широкие перспективы для внедрения подобных технологий.

Целью данной работы являлось определение целесообразности переработки золотосодержащего пирит-арсенопиритного флотоконцентрата с помощью чанового биоокисления.

Состав флотоконцентрата, который был объектом исследования, а также содержание основных сульфидных минералов представлены в таблицах 1 и 2.

Таблица 1 – Химический состав концентрата

Компонент	Содержание, %	
	Пирит-арсенопиритный флотоконцентрат	Кек биоокисления
Fe Σ	31,8	14,2
FeS	29,1	11,8
S Σ	34,7	23,7
S _S	34,4	16,4
S _{сульфатная}	0,2	6,2
S ⁰	0,1	1,2
As Σ	6,9	0,9
AsS	6,5	0,5
Au, г/т	45,5	64,5

Таблица 2 – Содержание основных сульфидных минералов в концентрате

Продукт	Содержание минерала, %	
	Пирит (FeS ₂)	Арсенопирит (FeAsS)
Флотоконцентрат	56	14
Кек биоокисления	33	1,1

Для проведения процесса биоокисления использовали ассоциацию ацидофильных микроорганизмов (*Acidithiobacillus caldus*, *Leptospiillum ferriphilum*, *Sulfobacillus* spp., *Ferroplasma acidiphilum*, *Acidiplasma* sp.), которая поддерживается в лаборатории хемолитотрофных микроорганизмов ФИЦ Биотехнологии РАН и используется для биоокисления сульфидных золотосодержащих концентратов [10; 11]. Для наращивания инокулята для проведения процесса биоокисления использовали эрлифтный биореактор объемом 1 л в который вносили 900 мл минеральной питательной среды с рН 1,5, 50 г концентрата, 50 мл смешанной культуры с общей численностью клеток микроорганизмов примерно 1×10^8 кл/мл. Инокулят наращивали при температуре 40°C до достижения численности клеток микроорганизмов в жидкой фазе не менее 1×10^8 кл/мл. Процесс биоокисления концентрата проводили в непрерывном режиме в четырех лабораторных реакторах объемом 2.5 л при следующих параметрах: аэрация – 5 л/мин, скоро-

сти вращения турбинной мешалки – 500 об/мин, температура – 39-40°C, время пребывания – 6 сут, плотность пульпы (Т : Ж) – 1,5 : 10 и 1 : 10. При проведении процессов биоокисления определяли параметры жидкой фазы пульпы биоокисления, которые позволяют оценить активность биоокисления. Величины рН и Eh измеряли с помощью рН метра-милливольтметра рН-150МИ («Измерительная техника», Россия). Концентрацию ионов Fe³⁺ и Fe²⁺ определяли трилонометрическим титрованием, As – йодометрическим титрованием. При необходимости рН пульпы регулировали путем добавления серной кислоты или карбоната кальция.

После инокуляции культуры в биореакторы, ее адаптировали к условиям реакторов биоокисления в периодическом режиме на протяжении 30 сут при плотности пульпы 1,5 : 10 до тех пор, пока концентрация Fe²⁺ не снижалась до следовой. При этом Eh пульпы постепенно возрастал и достигал около 750 мВ. Концентрация ионов Fe³⁺ возрастала примерно до 17 г/л, а мышьяка – до 6,7 г/л. После 30 суток адаптации в периодическом режиме перешли к проточному ведению процесса. Переход к биоокислению в проточном режиме сопровождался снижением концентрации ионов железа в среде, при этом концентрация ионов Fe²⁺ возрастала и достигала примерно 1 г/л. Eh снижался до 650-680 мВ. Несмотря на достаточно длительный период адаптации к проточному режиму (17 суток) стабилизации параметров жидкой фазы пульпы не наблюдалось – суммарные концентрации ионов железа и мышьяка и Eh снижались (до 7,5 и 3 г/л и 680 мВ соответственно). Это свидетельствовало о том, что эффективность биоокисления концентрата была достаточно низкой. Поэтому был совершен переход на более низкую плотность пульпы (Т : Ж = 1 : 10). После перехода на более низкую плотность пульпы начался рост концентраций ионов железа Fe³⁺ и мышьяка. Eh также начал возрастать. Это демонстрировало, что при более низкой плотности пульпы биоокисление происходило более активно. Таким образом, было установлено, что процесс биоокисления необходимо продолжать при плотности пульпы 1 : 10. Концентрации ионов Fe³⁺ и мышьяка возрастали до 23 и 4,8 г/л соответственно, а Eh возрастал до 780-800 мВ. После этого параметры стабилизировались. Концентрация ионов Fe²⁺ снижалась до следовой. Значение рН поддерживали в диапазоне 0,9-1,2 путем добавления в пульпу CaCO₃. Его расход в среднем составил 30 кг/т концентрата.

После стабилизации параметров и смены объема пульпы начали отбор биокека для анализа его состава и проведения сорбционного цианирования. Состав флотоконцентрата и биокека определяли с помощью методов фазового анализа, чтобы рассчитать содержание основных золотомещающих сульфидных минералов (пирита и арсенопирита) во флотоконцентрате и биокеке и определить степень их окисления.

Средний массовый выход биокека, измеренный для четырех реакторов при отборе проб на протяжении 10 сут. составил 64%. Результаты фа-

зового анализа кека биоокисления представлены в таблице 1. По результатам фазового анализа было рассчитано содержание пирита и арсенопирита (таблица 2). Степень окисления сульфидной серы составила около 70%, а степень окисления пирита и арсенопирита 63 и 95% соответственно. Таким образом, в процессе биоокисления практически полностью был окислен арсенопирит, тогда как степень окисления пирита была относительно невысокой. Это объясняется известным фактом, что арсенопирит легче подвергается биоокислению, чем пирит.

Флотоконцентрат и биокек подвергали сорбционному выщелачиванию золота цианированием, чтобы установить влияние биоокисления на эффективность извлечения золота с помощью цианирования. Для определения степени извлечения золота флотоконцентрат, биокек и кеки выщелачивания анализировали на содержание золота с помощью пробирного анализа и рассчитывали степень извлечения. Выщелачивание проводили на бутылочном агитаторе при следующих параметрах: содержание твердой фазы в пульпе – 45%, содержание сорбента - 5% (активированный уголь марки Naucarb PLC). Продолжительность цианирования составляла 48 часов. Концентрацию цианида поддерживали на уровне 2 г/л, периодически определяя концентрацию цианид ионов с помощью титрования азотнокислым серебром и доводя концентрацию до заданного значения.

Результаты сорбционного выщелачивания представлены в таблице 3. Содержание золота во флотоконцентрате и биокеке составило 45,5 и 64,5 г/т, т.е. содержание золота в биокеке возросло по сравнению с концентратом пропорционально массовому выходу биокека в процессе биоокисления. Как видно из представленных данных, извлечение золота значительно возросло после биоокисления (до 83% по сравнению с 57% из неокисленного флотоконцентрата).

Таким образом, было установлено, что биоокисление исследуемого сульфидного концентрата позволяет в значительной степени увеличить извлечение золота цианированием. При этом высокая активность окисления концентрата была достигнута только при низкой плотности пульпы, что может объясняться высоким содержанием сульфидной серы и сульфидных минералов.

Таблица 3 – Результаты сорбционного выщелачивания золота

Реагент	Извлечение золота, %	Расход цианида натрия, кг/т
Цианид (выщелачивание концентрата)	57,4	5,7
Цианид (выщелачивание биокека)	83,1	8,0

Список литературы

1. Кондратьева, Т.Ф., Булаев А.Г., Муравьев М.И. Микроорганизмы в биогетехнологиях переработки сульфидных руд [Текст] / Т.Ф. Кондратьева, А.Г. Булаев, М.И. Муравьев. – М.: Наука, 2015. – 212 с.
2. Переработка золотоносных руд с применением бактериального окисления в условиях Крайнего Севера [Текст] / В.К. Совмен [и др. Н.]. – Наука, 2007. – 144 с.
3. ван Никерк, Я. Современное состояние технологий BIOX®, ASTER™ и NiTeCC [Текст] / Я. ван Никерк, В. Оливиер, К. ван Буурен, Т. Ритасало Т // Золото и технологии. – 2017. – № 1(35). – (www.zolteh.ru)
4. van Aswegen, P.C. The BIOXTM process for the treatment of refractory gold concentrate [Text] / P.C. van Aswegen, J. van Niekerk, W. Olivier // Biomining. – Berlin-Heidelberg: Springer Verlag, 2007. – P. 1–35.
5. Gericke, M. A Mintek perspective of the past 25 years in minerals bioleaching [Text] / M. Gericke, J.W. Neale, P.J. van Staden // J. S.Afr. Inst. Min. Metall. – 2009. – V. 109. – P. 567–585.
6. Каравайко, Г.И. Биогидрометаллургия золота и серебра [Текст] / Г.И. Каравайко, Г.В. Седельникова, Р.Я. Аслануков, Е.Е. Савари, А.В. Панин, Э.В. Адамов, Т.Ф. Кондратьева // Цветные металлы. – 2000. – № 8. – С. 20–26.
7. Polyus Gold International Annual Report 2015. – (www.polyusgold.com)
8. Производство золота. – (www.ngmk.uz/ru/factory/zoloto)
9. Проект «Суздаль». – (www.nordgold.com/ru/operations/production/suzdal)
10. Булаев, А.Г. Биоокисление золотосодержащего концентрата двойной упорности [Текст] / А.Г. Булаев, З.К. Канаева, А.Т. Канаев, Т.Ф. Кондратьева // Микробиология. – 2015. – Т. 84. – № 5. – С. 561–569.
11. Булаев, А.Г. Биоокисление сульфидных мышьяксодержащих концентратов [Текст] / А.Г. Булаев, В.С. Меламуд, К.С. Воробьева, Г.Г. Челидзе, А.Я. Бодуэн // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья Материалы XXIII Международной научно-технической конференции, проводимой в рамках XVI Уральской горнопромышленной декады. – Екатеринбург: Форт Диалог-Исеть, 2018. – С. 228-233.

УДК: 622.73

ПРИМЕНЕНИЕ ЦЕНТРОБЕЖНОЙ МЕЛЬНИЦЫ ЦМВУ-800 В УСЛОВИЯХ КРАЙНЕГО СЕВЕРА

Винокуров В. Р.

ФГБУН Институт горного дела Севера им. Н.В. Черского
Сибирского отделения РАН, г. Якутск, Россия

Вопрос совершенствования измельчительного оборудования всегда был и остается важной задачей требующей новых решений и подходов. В настоящее время многие исследования направлены на разработку малогабаритных и высокоэффективных измельчителей, наибольшее распространение среди которых получили центробежные измельчители ударного действия. Это связано с тем, что они наименее энергозатратны, просты по конструкции и имеют небольшие габаритные размеры при относительно высокой производительности.

Разработка новых типов машин связана, во-первых, со стремлением создать такие мельницы, которые создавали бы такой характер разрушения, который будет способствовать максимальному селективному раскрытию минералов полезных компонентов, во-вторых, компактность и максимальное снижение энергозатрат и металлоемкости. В лаборатории ОПИ ИГДС СО РАН разработана центробежная ступенчатая мельница, учитывающая эти принципиальные требования.

Центробежная ступенчатая мельница встречного удара (ЦМВУ-800) является новым классом измельчителей ударно-отражательного действия [1].

Мельница представляет собой два вертикально установленных ротора, которые вставлены друг в друга и вращаются в противоположном направлении. Рабочие органы, как нижнего, так и верхнего ротора выполнены в ступенчатой форме.

После определения рациональных технологических и конструктивных параметров лабораторной модели (окружной скорости вращения и радиусов рабочих органов) с учетом масштабирования был изготовлен полупромышленный вариант центробежной ступенчатой мельницы ЦМВУ-800. Общий вид мельницы представлен на рисунке 1.



Рисунок 1 – Центробежная мельница встречного удара (ЦМВУ-800)

- Производительность	6 т/ч
- Установленная мощность	2х3,5=7 кВт
- Исходная крупность материала	-5...10 мм
- Масса	900 кг

Опытно-промышленный вариант ступенчатой мельницы ЦМВУ-800 в составе модульной передвижной рудоподготовительной установки (МПРОУ) был испытан при крупнообъемном опробовании месторождений «Одолго», «Задержнинское» (рис. 2).

Во время полевых испытаний полупромышленный вариант ступенчатой мельницы ЦМВУ-800 показал высокую эффективность разрушения геоматериалов. Было установлено, что эффект самоизмельчения при образовании циркулирующих потоков прямо пропорционально от загруженно-

сти мельницы. Проведенными исследованиями по определению зависимости эффективности измельчения от производительности мельницы, выявлено, что максимальный выход контрольного класса -0,1 мм, происходит при производительности 4,5 т/ч (рис. 3).

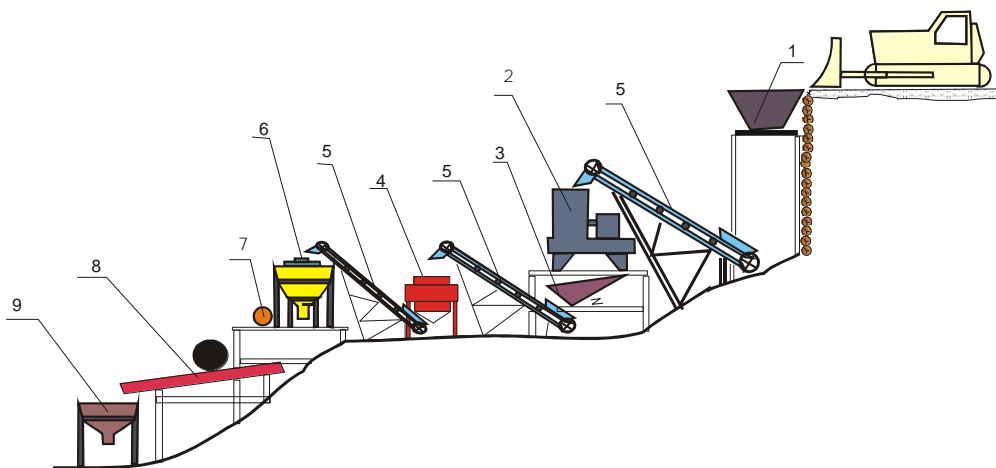


Рисунок 2 – Схема МПРОУ с применением ЦМВУ-800, при крупнообъемном опробовании месторождения «Одолго»

1 – бункер питатель; 2 - дробилка ДКД-300; 3 – грохот; 4 – мельница ЦМВУ-800; 5 – перегружатели; 6 – пневмосепаратор ПОС-2000; 7 - вентилятор; 8 – магнитный шлюз; 9 – ротационный центробежный сепаратор

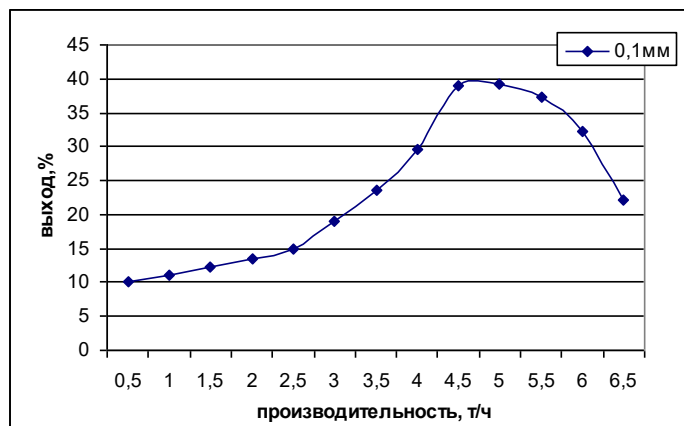


Рисунок 3 – Гранулометрическая характеристика продуктов измельчения при разной производительности мельницы ЦМВУ-800

Полученные результаты показывают возможность эффективного использования центробежных мельниц многократного динамического воздействия в технологических схемах сухой рудоподготовки.

Так же были проведены испытания для исследования технологических особенностей процессов измельчения в центробежной мельнице ЦМВУ-800 при переработке руд с высокой исходной влажностью в условиях отрицательных температур.

Актуальность работ по исследованию процессов сухого обогащения при высокой влажности (льдистости) продиктовано постоянным перемешиванием руды со снегом и льдом в ходе хранения и складирования, руды на складах. Попытки переработки влажных руд при отрицательных температурах на серийных дробилках и измельчителях приводит часто к остановке оборудования. С учетом того, что центробежная мельница ЦМВУ-800 является аппаратом сухого действия и рассчитан для использования в соответствующих технологических схемах сухого обогащения, наиболее существенным фактором, влияющим на его работоспособность, является влажность исходного рудного материала, а при работе в отрицательных температурах его льдистость.

При исследовании использовались пробы золотосодержащих руд месторождения «Сентачан». Исходным материалом служили пробы крупностью - 10 +5 мм с влажностью от 10 до 50% при температуре -15°C . Продукты измельчения проб с разной влажностью подвергались ситовому анализу. Вид проб крупностью с влажностью от 10 до 50% представлен на рисунке 4.



Рисунок 4 – Пробы с влажностью 30 и 40 % в замершем состоянии

На рисунке 5 представлен вид измельченной пробы с влажностью 40% при температуре -15°C .



Рисунок 5 – Измельченная проба

Зависимость эффективности измельчения по выходу классов крупности $-0,315$ мм представлена на рисунке 6.

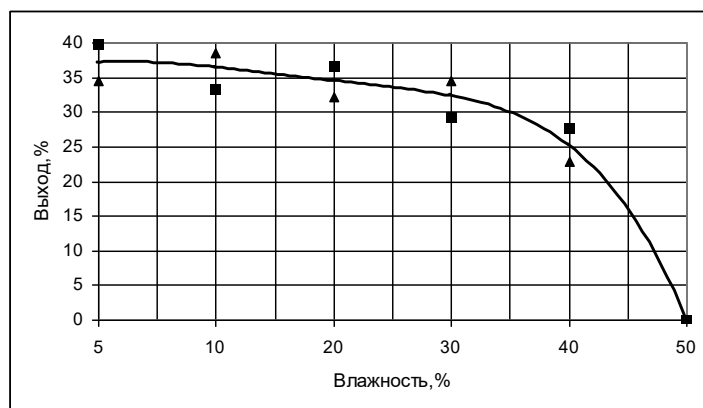


Рисунок 6 – График зависимости эффективности измельчения по выходу суммарных классов -0,315 мм

Как видно из рисунка 6 по мере повышения степени влажности эффективность работы мельницы понижается. Выражается это в ухудшении качества измельченного материала. Если при увеличении влажности до 40% эффективность работы мельницы практически не меняется, то, при превышении данного значения выход контрольного класса -0,315 мм полностью прекращается. Объяснение этому мы находим в следующем. Под воздействием механической работы разрушения руды происходит выделение тепловой энергии. В результате вода из твердой фазы переходит в жидкую. Под воздействием центробежной силы новообразованная влага прижимается к поверхности внешнего рабочего органа и намерзает на ней в виде пленки, толщина которой постепенно нарастает. Таким образом, поверхность рабочего органа начинается футероваться льдом, что естественно, значительно снижает качество работы мельницы. Решение этой проблемы мы видим в обеспечении непрерывности работы мельницы в комплексе с дробилкой ДКД-300 [2]. Учитывая физические свойства льда, его удаление в процессе дробления предлагается следующим образом. Лед, в сравнении с горной породой, имеет весьма малую прочность и, поэтому разрушается в первую очередь.

Для этого достаточно отделить из продуктов дробления легкую и пылевидную фракцию, в которую переходят частицы льда с использованием потоков воздуха образуемых при вращении роторов дробилки ДКД-300 и в некоторых случаях использование принудительной вентиляции. Попутно будет происходить некоторое сокращение материала. В последующем, при возникновении необходимости хранения дробленого материала, следует принять меры предотвращения попадания на него снега.

В целом следует отметить, что повышенная влажность или ледистость при отрицательных температурах в комплексе работы мельницы с дробилкой комбинированного ударного действия не являются существенным препятствием для эффективной работы центробежной ступенчатой мельницы.

Список литературы

1. Патент №2198028, 7 В 02 С 13/20. Центробежный измельчитель /Матвеев А.И., Григорьев А.Н., Винокуров В.Р. /Ин-т горн. дела Севера СО РАН. Заявл.11.01.01; Опубл. 10.02.2003 //Изобретения. Полезные модели.– 2003.– №4.– Ч. 2.– С. 338.
2. Патент РФ № 2111055. Матвеев А.И., Винокуров В.П., Григорьев А.Н., Монастырев А.М. ИГДС СО РАН от 20 мая 1998 г. Дробилка комбинированного ударного действия. БИ №14.

СНИЖЕНИЕ ПОТЕРЬ ОТ СПРИНКЛЕРОВ ПРИ КУЧНОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ МЕТАЛЛОВ

Воробьев А. Е., Тчаро Хоноре

ФГАОУ ВО «Российский университет дружбы народов», г. Москва, Россия

Основными используемыми при кучном выщелачивании способами подачи технологических растворов являются разбрызгивание, распыление, затопление и капельное орошение. Любой из данных методов орошения связан с потерей значительного количества технологических растворов за счет испарения.

В частности, предпочтительным до 1990-х годов методом орошения штабеля КВ являлось применение ударно-вращающихся спринклеров. В настоящее время в большинстве установок КВ в странах Африки преимущественно применяется метод орошения разбрызгиванием спринклерами.

Их использование позволяет охватить более большую площадь перекрытия раствором при достаточно равномерной скорости подачи (рис. 1).

Для определения эффективности распределения разбрызгивателей по площадке определяют их радиус действия, что позволяет установить оптимальное (обычно 6 м по верхней поверхности и 7 м по боковым поверхностям) расстояние, обеспечивающее нужное перекрытие.

Кроме того, проблемы с закрытыми спринклерными головками, перекрытыми (засоренными) выщелачивающими подушками и загрязненным углеродом (в системах восстановления углерода) могут возникать и часто возникают при отсутствии контроля за образованием отложений.

Различают два вида спринклеров: с мелкими каплями и с крупными каплями.

Типичное испарение технологических растворов при применении спринклеров с крупными каплями в засушливом климате составляет от примерно 15 % раствора в летние дни и 2-4 % в летние ночи, а в среднем около 10 % в год [7].

Разбрызгивание дождеванием связано с более значительным количеством потерь воды и реагентов на испарение и сток (что и увеличивает возможные негативные геоэкологические воздействия) [2-5], поэтому в настоящее время этот метод практически не применяют.

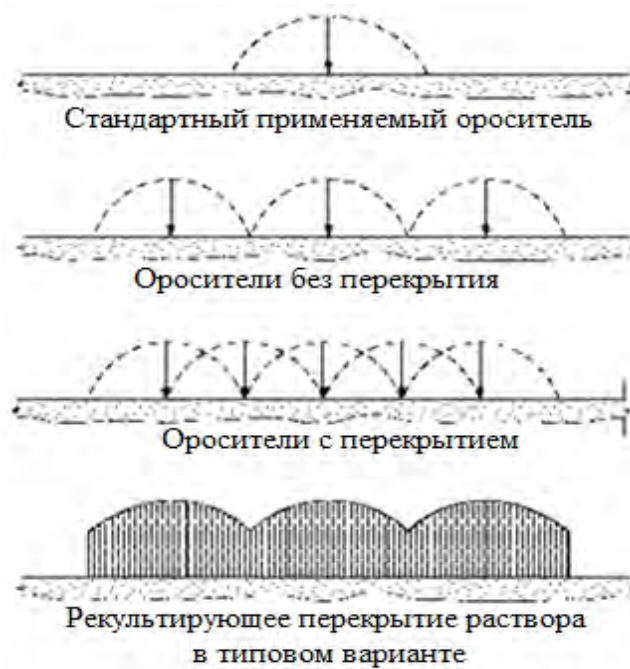


Рисунок 1 – Схема орошение поверхности штабеля КВ с помощью разбрызгивателей [1]: а – без перекрытия; б – с перекрытием; в – оптимальное перекрытие

При использовании распылителей с уменьшенным размером аэрозоля (т.е. с мелкими каплями) (рис. 2.4), часть растворов поступающих из спринклеров сокращается за счет испарения, еще до того, как они доходят до поверхности штабеля [8].

Базируясь на аэродинамических испытаниях потерь на испарения от спринклера, Myers и др. пришли к выводу о вероятности потерь более 5 % капель растворов на испарение в пути от спринклера до поверхности штабеля (при типичной системе орошения разбрызгиванием в условиях климатических условий Африки – рис. 2).

Испарение технологических растворов при использовании спринклеров имеет 3 вида [7]:

- прямое испарение при воздействии солнечной радиации на поверхность штабеля КВ и емкости сбора растворов;
- при воздействии скрытой в кожухе воздуха внутри «спринклерной оболочки» теплоты;
- при воздействии скрытой в воздухе теплоты, которая вытягивается через штабель КВ конвекцией.

Было установлено, что испарение, независимо от его механизма, происходит при тепловой вместимости ≥ 580 калорий на грамм испаряемого раствора. При типичной загрузке штабеля КВ 10 л/м²/ч, поступающая солнечная радиация приводит к испарению 2-5 % применяемого технологического раствора при использовании спринклеров [7].



Рисунок 2 – Разбрызгиватели с меньшими каплями

В настоящее время капельное орошение является предпочтительным методом орошения (рис. 3). Оно обеспечивает точную скорость нанесения и равномерное распределение раствора на штабель КВ, сохраняя при этом целостность и высокие показатели проницаемости его поверхности, значительно уменьшая испарение растворов. Применение технологического решения капельного орошения позволяет увеличить время просачивания и насыщения штабеля КВ равномерно, что уменьшает потенциал перенасыщения и канализации каналов, что часто наблюдается в системах орошения с помощью спринклеров.



Рисунок 3 - Применение капельного орошения

Применение системы напорных эмиттеров (капельное орошение) является более экономичным способом орошения рудного штабеля, позволяющее уменьшить испарение с последующим сокращением количества используемых воды и реагента.

В очень жарких пустынных районах, где используется капельное орошение, солнечный свет значительно нагревает технологический раствор.

Во время работы спринклера растворы испаряются из капель, распыляемых по воздуху. Количество испарения зависит от трех факторов:

- 1) климатических условий;
- 2) времени, необходимого для испарения;
- 3) площади поверхности капель растворов.

Потери испарения из оросительной системы спринклера могут быть уменьшены путем изменения рабочих условий спринклера для создания более крупных размеров капель технологических растворов или путем орошения, когда климатическое воздействие будет незначительным.

Так, потери на испарение будут уменьшены путем изменения одного или обоих следующих условий работы спринклеров:

- 1) увеличения диаметра сопла;
- 2) уменьшения рабочего давления.

Оба эти условия позволяют увеличить долю крупных капель, тем самым уменьшая испарение от площади разбрызгивания. Тем не менее, необходимо соблюдать рекомендации по использованию спринклеров, касающихся выбора диаметра сопла и рабочих давлений. В противном случае будут возникать неэффективные схемы распределения, что уменьшит однородность применения технологических растворов.

Было проанализировано влияние изменения диаметра сопла скорости испарения. Расчеты для этого примера были сделаны с использованием климатических данных влажного района в июне и спринклеров, работающих под давлением 310,264 кПа [8]. Как показано на рис. 4, процент испарения является значительным при использовании небольших сопел, и маленьким при использовании более крупных сопел (при условии, что другие факторы остаются постоянными).

Необходимо отметить, что процент испарения не прямолинейно связан с диаметром сопла. Он быстро увеличивается, когда размеры сопел уменьшаются ниже 7,9375 мм, но медленно уменьшается при увеличении размеров сопел.

Процент испарения при использовании малых давлений и становится значительно большим при больших давлениях, а другие факторы остаются постоянными [8].

Следует избегать использования чрезмерно больших сопел или чрезмерно малых давлений. Чрезмерно большие сопла будут увеличивать расход спринклера и распределительного трубопровода. Таким образом, допустимое увеличение размеров сопел будет ограничено экономическими соображениями и характеристиками производственной системы.

Чрезмерно низкое давление уменьшит однородность подачи технологических растворов из-за низкой эффективности применения [6]. Спринклерные механизмы не будут работать должным образом при слишком низких давлениях. Чрезмерно низкое давление также приведет к слишком большим размерам капель, создавая потенциальную возможность повре-

ждения урожая или эрозии почвы от воздействия капель. Таким образом, допустимое снижение давления будет ограничено эксплуатационными характеристиками спринклера и требованием для равномерного применения воды.

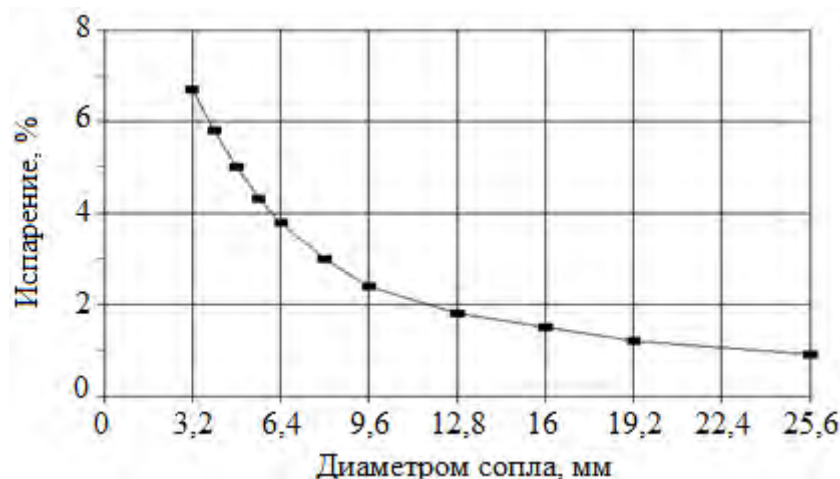


Рисунок 4 – Зависимость между испарением и диаметром сопла спринклера при рабочем давлении 310,264 кПа и данные по климату в июне в тропическом районе [8]

Потери в результате испарения могут быть уменьшены за счет использования спринклеров только в том случае, если климатическое влияние незначительно. Это означает, что спринклеры работают при высокой относительной влажности, а температура воздуха и скорость ветра низки [8]. При очень высокой относительной влажности в ночное время, ранним утром и поздние вечерние часы в большинстве дней, температура воздуха и скорость ветра обычно низки, что сводит к минимуму потери на испарения от спринклера.

Время, необходимое для испарения - это относительно короткий промежуток времени, в течении которого капли технологических растворов покидают сопло и падают на поверхности штабеля КВ.

Данное время увеличивается, когда технологические растворы распыляются с большей высотой и на большие расстояния

Таким образом, ожидается значительное испарение при применении спринклера, установленного на высоком стояке, чем из того же самого спринклера (работающего при том же давлении и распределении размеров капель), установленного на коротком стояке.

Поскольку испарение происходит с поверхности капель раствора, то общая площадь поверхности капель раствора довольно сильно влияет на количество потерь при испарении. Для единичного объема раствора площадь поверхности удваивается, так как диаметр капли уменьшается наполовину. По этой причине скорость испарения возрастает по мере уменьшения размера капель, если другие факторы остаются постоянными, а факто-

ры, которые приводят к уменьшению размера капель, приведут к увеличению потерь на испарение.

Если рабочее давление слишком велико, будет создано слишком много мелких капелек, и потери от ветра будут увеличиваться [8]. Чтобы предотвратить чрезмерной потери технологических растворов от ветра, системы орошения не должны эксплуатироваться при высоких скоростях ветра.

Кроме того, спринклер должен работать только в пределах рабочего диапазона давления, для которого он был спроектирован.

Большинство компаний выпускают сопла, предназначенные специально для уменьшения количества мелких капелек и минимизации потерь от ветра.

В 1960 г. Фрост и Швален разработали номограмму, которая позволяет оценить процент потерь на испарение при орошении штабеля КВ спринклером (в зависимости от характеристик спринклера, рабочего давления и климатических факторов). Они пришли к выводу, что потери при испарении можно точно оценить с использованием 3-х климатических факторов: температуры воздуха, относительной влажности и скорости ветра.

Номограмма Фроста и Швалена широко используется для оценки потерь испарения от спринклера.

В последующем Seginer (1971 г.) нашел корреляции между потерями от испарения как от солнечной радиации, так и от температуры воздуха. В дальнейшем были обнаружены корреляции испарения с относительной влажностью и скоростью ветра [8]. Был сделан вывод о том, что потери от испарения из-за ветров все же незначительны (для условий скорости ветра 1,3-1,8 м/с).

Номограмма Фроста и Швалена, представленная на рис. 5 позволяет осуществлять оценку потерь на испарения для конкретных климатических и эксплуатационных условий объектов кучного выщелачивания при применении системы разбрызгивания спринклерами.

Данная номограмма может быть применена для оценки количества потерь на испарение, причем в разное время суток (дневное и ночное орошение). Она состоит из 8-ми вертикальных столбцов пронумерованных от 1 до 9. Данные должны вводиться в столбцы 1, 2, 5, 7 и 9. Номограмма используется путем проведения прямых линий, которые соединяют входные данные для расчета промежуточных факторов в столбцах 3, 4 и 8. Наконец, между столбцами 4 и 8 проведена прямая линия для оценки процента потерь от испарения в столбце 6.

Использование номограммы иллюстрируется следующим пример: оценить процент потерь испарения от спринклера с диаметром сопла 4,7625 мм, работающим со скоростью 275,790 кПа, когда скорость ветра

составляет 2 м/с, температура составляет 32° С, а относительная влажность 10 %. Скорость разбрызгивания спринклера здесь составляет 23,8 л/мин).

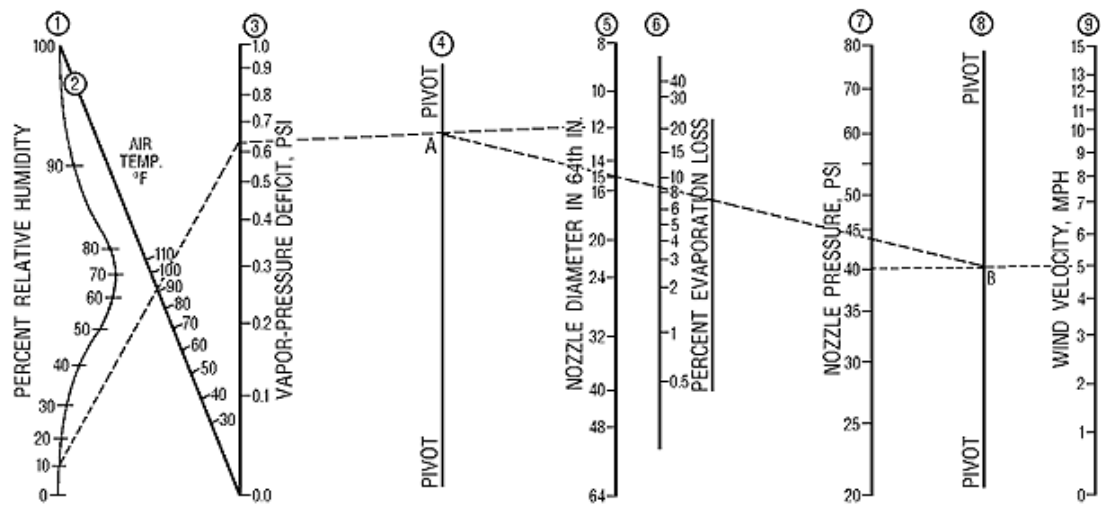


Рисунок 5 – Номограмма испарения спринклера (от Frost and Schwalen)

Несмотря на типичные высокие температуры, в теплом климате при работе в местностях с высокими уровнями влажности и низкими скоростями ветра, потери испарения от испарения при разбрызгивании будут относительно малы [8].

В тропических и жарких пустынных регионах, даже при использовании капельного орошения, которое характеризуется пониженным эффектом от испарения, солнечный свет в значительной степени нагревает технологический раствор, т.е. применение капельного орошения может уменьшить, но не устранить потери при испарении.

Поскольку капельное орошение является эффективным методом доставки раствора в штабель КВ из-за низкой скорости потока раствора на единицу площади, типичные низкочастотные излучатели часто забивают / заклинивают слишком легко подвешенными и растворенными твердыми частицами и требуют замены несколько раз в течение всего цикла выщелачивания, тем самым увеличивая операционные расходы.

Для решения этих проблем DRTS предлагает новый продукт - капельный излучатель Minogo™, специально предназначенный для капельного орошения в кучном выщелачивании [9]. Излучатель Minogo™ имеет революционную технологию Omni-Flow Labyrinth, которая устраняет мертвые зоны орошения для поддержания постоянной турбулентности, уменьшая осаждение взвешенных частиц, что предотвращает засорение.

Кроме того, повышенный фильтр извлекается из раствора, который течет ближе к центру трубы, где технологический раствор перемещается с максимальной скоростью.

Более высокая скорость помогает поддерживать чистоту поверхности фильтра, в то время как вход с повышенным фильтром препятствует

осаждению твердых частиц между ними между циклами потока, независимо от ориентации капельницы в трубе.

Список литературы

1. Воробьев А.Е., Каргинов К.Г., Одинцова Е.С., Чекушина Т.В. Типизация систем орошения выщелачиваемой руды и сбора продуктивных растворов // Горный информационно-аналитический бюллетень, №9, 2002. – С. 54-60.
2. Воробьев А.Е., Чекушина Т.В., Тчаро Х. Базовая типизация факторов, влияющих на эффективность орошения штабеля кучного выщелачивания // Вестник АУНГ (Казахстан) N 1 (45). 2018. С. 134-143.
3. Воробьев А.Е., Чекушина Т.В., Щелкин А.А. Снижение объемов реагентов в технологии кучного выщелачивания марганцевых руд // Материалы II Международного симпозиума «Геотехнология: скважинные способы освоения месторождений полезных ископаемых, г. Москва, 11-14 октября 2005 г. – М.: Изд-во РУДН, 2005. – С. 87-90.
4. Воробьев А.Е., Чекушина Т.В., Щелкин А.А. Экологически щадящая технология кучного выщелачивания марганцевых руд // Материалы II Международного симпозиума «Геотехнология: скважинные способы освоения месторождений полезных ископаемых, г. Москва, 11-14 октября 2005 г. – М.: Изд-во РУДН, 2005. – С. 159-163.
5. Чекушина Т.В., Воробьев А.Е. Методические основы разработки технологии кучного выщелачивания золота из труднообогатимого, бедного или техногенного минерального сырья // Труды Международного совещания «Научные основы технологии переработки труднообогатимых руд и техногенного сырья благородных металлов» (Плаксинские чтения) – Екатеринбург: Изд-во АМБ, 2001. – С. 56-59.
6. Тчаро Хоноре. Изучение процесса извлечения золота и серебра при цианировании // XV Международная конференция «Ресурсовоспроизводящие малоотходные и природоохранительные технологии освоения недр» в рамках симпозиума «Восстановление национальной экономики Сирии, г. Хомс. Сирия, 2016.
7. Daniel W. Kappes. Precious Metal Heap Leach Design and Practice // http://oremax.com/pdfs/resources/precious_metal_heap_leach_design_and_practice.pdf.
8. Fedro S. Zazueta. Evaporation Loss During Sprinkler Irrigation // <http://edis.ifas.ufl.edu/pdf/ae/AE/AE04800.pdf>.
9. New Innovations in Drip Irrigation for Heap Leaching // <https://drts.com/new-innovations-in-drip-irrigation-for-heap-leaching/#>, 2017.

ПРОБЛЕМА РАЗБАВЛЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РАСТВОРОВ

Воробьев А. Е., Тчаро Хоноре

ФГАОУ ВО «Российский университет дружбы народов», г. Москва, Россия

Выпадение атмосферных осадков в Африке (обильных дождей – ливней и в редких случаях - снега) могут привести к:

- разбавлению технологических растворов при орошении штабеля КВ;
- стоку токсичных технологических растворов за пределы штабеля КВ;
- разрушению цельности штабелей КВ из-за образования в их массиве трещин, способствующих обрыву боковых поверхностей установки;

- увеличению уровня продуктивных и маточных растворов в бассейнах с последующим их переливом;

- замерзанию штабелей в течении холодных ночей (редко) технологических растворов и использованного в процессе КВ оборудования (шланги, трубы и пр.).

Прибавление в системе установки КВ атмосферной воды может привести к ее накоплению в различных водоемах и в конечном итоге, к необходимости удаления излишней воды, что крайне нежелательно, из-за очень дорогостоящих расходов на водоочистные сооружения, а также эксплуатационных расходов.

Большинство установок для кучного выщелачивания работают под нулевым выбросом, таким образом, ситуация, требующая сброса воды, может привести к нарушению лицензии [3].

Существуют ряд объектов дамбового выщелачивания золота из руд, где в штабелях КВ накапливаются дождливая вода и растворы, что часто создает значительные гидравлические напоры над экраном (в отдельных случаях до 40 м высоты). Наиболее известными являются шахта Pierina в Перу, шахта Veladero в Аргентине и рудник Cripple Creek в штате Колорадо (США), которые используют системы с двойными экранами ниже максимального уровня воды [1, 2].

В условиях чрезмерного выпадения осадков (например, в объектах кучного выщелачивания Западной Африки и Центральной Америки, где количество осадков нередко достигает 2,5 м³/год) требуется довольно большие водохранилища: например, в Сансу (Ашанти, Гана) для кучного выщелачивания 3000 т/сут. общий объем пруда составляет 60 000 км³ [3].

Кроме того, сильные дожди влияют на производительность штабеля КВ, способствуя добавлению в систему выщелачивания более 5 т воды на 1 т руды, и разрушению цельности штабелей.

Поскольку значительное количество установок кучного выщелачивания находятся в пустынных районах Африки, с незначительными осадками, а также в других экологически чувствительных районах, сброс воды в которые неприемлем, необходимо соблюдать оптимальный баланс между сбором воды и испарением.

Если системы штабеля КВ и пруда-накопителя спроектированы правильно, то активная площадь выщелачивания может составлять до 40 % от общей площади сбора осадков.

Поэтому возможно работать в водном балансе, когда количество осадков составляет 2,5 м³ в год. Там, где осадки значительные и скорость испарения низкая (например, в Янакоча, Перу, высота 3500 м), то здесь покрывают боковые откосы пластиком для минимизации потерь. В других объектах (Rio Chiquito, Коста-Рика - Mallon Minerals Corp) покрыли весь штабель КВ во время сезона дождей, но практическая реализации этого

метода не удалась из-за столкновения с механическими трудностями перемещения данного покрытия.



Рисунок 1 – Проблема управления дождем в тропических местностях

Список литературы

1. Воробьев А.Е., Тчаро Хоноре, Чекушина Т.В. Практика применения геосинтетических глинистых экранов на площадках кучного выщелачивания в Перу // Проблемы недропользования. Сетевое периодическое научное Федерального государственного бюджетного учреждения науки Институт горного дела Уральского отделения РАН, издание ISSN 2313-1586 Выпуск 2, Екатеринбург 2017.
2. Breitenbach A. J., Smith M. E. Overview of geomembrane history in the mining industry // <https://www.911metallurgist.com/blog/wp-content/uploads/2016/06/Leach-Pad-geomembrane.pdf>.
3. Daniel W. Kappes. Precious Metal Heap Leach Design and Practice // http://oremax.com/pdfs/resources/precious_metal_heap_leach_design_and_practice.pdf.

УДК 66-982

**ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРОЦЕССА
ОБЕЗВОЖИВАНИЯ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ**

Дмитракова У. В.¹, Круглов А. В.¹, Юшина Т. И.²

¹ООО «НТЦ «Бакор»

²ФГАОУ ВО Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва, Россия

Продукты обогатительных фабрик в значительной степени обводнены и непригодны для дальнейшего металлургического передела или транспортировки. Поэтому, несомненно, важным вспомогательным процессом является обезвоживание продуктов обогащения. Решение актуальных задач, направленных на снижение остаточной влажности при обезвоживании продуктов обогащения неразрывно связано с сокращением энергетических и эксплуатационных затрат, вызванных необходимостью досу-

шки продуктов в промышленных сушильных аппаратах с затратами теплоносителей, а также с потерями полезных компонентов при пылеулавливании. Безусловно, эффективность фильтрационного процесса определяется технологическим уровнем и техническими показателями фильтрационного оборудования. Но стоит также учесть, что на процесс обезвоживания оказывают влияние свойства поверхности минералов, их гранулометрический и минералогический состав, содержание твердого в подаваемой суспензии, наличие примесей, температура суспензии и другие факторы. Современные разработки производителей фильтровального оборудования позволяют достигать подходящих значений остаточной влажности при обезвоживании продуктов переработки руд чёрных металлов, без досушки осадка. При обезвоживании продуктов обогащения руд цветных металлов ситуация несколько отличается. Это объясняется наличием в концентратах и продуктах обогащения мелких фракций и глинистых включений.

В теории фильтрации применяют два основных уравнения, по которым проводят расчеты производительности фильтрации (скорости фильтрации).

1. Основное дифференциальное уравнение фильтрации. В соответствии с данным уравнением, при увеличении давления фильтрации увеличивается и объем получаемого фильтрата. В практике фильтрации, данное уравнение справедливо при фильтрации не сжимаемых осадков, например, таких как ЖРК.

2. Фильтрация суспензий, содержащих глину (суспензии обогатительных фабрик цветной металлургии) проходит по закону, отличному от основного дифференциального уравнения фильтрации. На рисунке 1 приведен график изменения скорости фильтрации от перепада давления для несжимаемого – 1 и сжимаемого – 2 осадков.

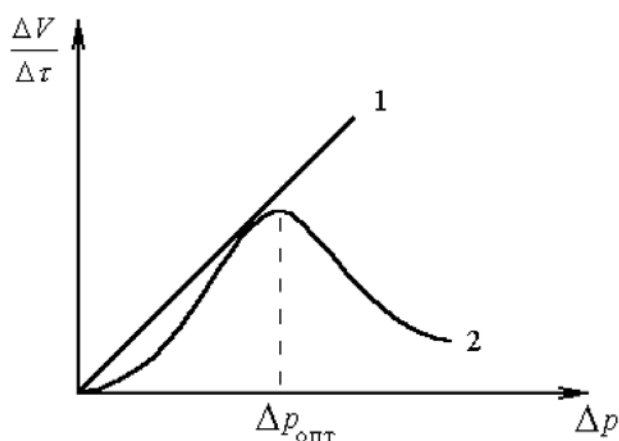


Рисунок 1 – Влияние давления фильтрации на производительность фильтра для несжимаемого - 1 и сжимаемого - 2 осадков

Из приведенного сравнительного графика видно, что в случае фильтрации суспензий, образующих сжимаемые осадки, увеличение скорости фильтрования не пропорционально прилагаемому давлению [1].

В сжимаемом осадке наибольшей деформации подвержены ближайшие к перегородке слои, а слои, более близкие к поверхности осадка, сжимаются значительно меньше. За счет неравномерного сжатия пористость осадка становится переменной по высоте слоя, а уменьшение ее во времени вызывает значительное усложнение расчетов. С уменьшением толщины слоя сжимаемого осадка его пористость при прочих равных условиях возрастает, в связи с уменьшением сжимающих усилий. В связи с этим, при фильтровании подобных суспензий, целесообразно изменять давление в зоне набора осадка [2].

Уравнение Козени-Кармана, позволяющее рассчитывать скорость фильтрования, учитывает пористость осадков. Однако сжимаемые осадки при различных давлениях фильтрования изменяют форму частиц и как следствие пористую структуру. В данную зависимость входит также константа Козени, характеризующая форму частиц в осадке.

На практике использование данного уравнения затруднительно, в связи с изменяемыми параметрами пористости осадка по его толщине при фильтровании с различным давлением [3].

$$\frac{dV}{dt} = \frac{\varepsilon^3}{KS^2(1-\varepsilon)^2} \frac{\Delta P}{\mu H_{oc}}$$

где ε – пористость осадка,

S – удельная поверхность частиц осадка,

H_{oc} – высота осадка,

μ – вязкость жидкости,

K – константа Козени.

В связи с вышеизложенным, наиболее надежно оценивать производительность фильтрования на основе проведения экспериментальных работ по фильтрованию реальных суспензий на специальных установках.

В научно-исследовательском центре ООО «НТЦ «Бакор» проведены лабораторные и опытно-промышленные испытания на ряде продуктов, относящихся к сжимаемым и несжимаемым осадкам. Испытания проведены на установке БакорТест, позволяющей регулировать уровень вакуума в разных зонах.

Данный метод основан на отличии свойств продуктов переработки цветной металлургии от железорудного сырья. Эффективность метода раздельного вакуума подтверждена при проведении экспериментальных работ по фильтрации глинистой медьсодержащей суспензии. После проведения ресурсных испытаний по фильтровании медного концентрата с глиной на установке КДФ–0,3 «рецикл» получены неудовлетворительные показатели влажности обезвоженного осадка. Это явилось причиной проведения дальнейших испытаний при фильтровании данного концентрата.

Таблица 1 – Условия проведения эксперимента

Наименование продукта	Медьсодержащий концентрат
Доля примеси, %	3-6
Содержание класса –5 мкм, %	23,6
Содержание твердого в суспензии, %	50
Скорость вращения, об/мин	0,5
Время фильтрования, сек	40

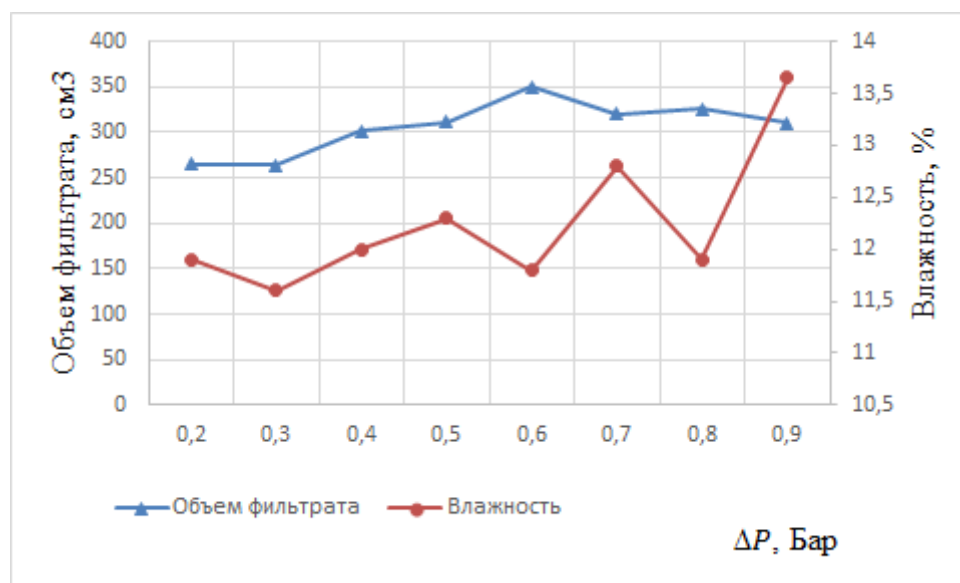


Рисунок 2 – График изменения объема фильтрата и влажности осадка при различных значениях давления в зоне набора

Таблица 2 – Результаты испытаний обезвоживания медьсодержащего продукта с глиной

Давление в зоне набора, Бар	Давление в зоне набора, Бар	Давление в зоне сушки, Бар	Объем фильтрата, см ³	Масса осадка, г	Влажность осадка, %
20 сек	20 сек	60сек			
-0,2	-0,9	-0,9	265	246	11,9
-0,3	-0,9	-0,9	264	264	11,6
-0,4	-0,9	-0,9	302	304	12
-0,5	-0,9	-0,9	311	323	12,3
-0,6	-0,9	-0,9	350,6	311	11,8
-0,7	-0,9	-0,9	320	301	12,8
-0,8	-0,9	-0,9	326	307	11,9
-0,9	-0,9	-0,9	310	315	13,65

Проведенные экспериментальные исследования выявили, что оптимальным для данной суспензии является разделение зоны фильтрации на две зоны с давлениями 0,6/0,9 Бар при времени фильтрации в каждой зоне 20 секунд.

При повторных испытаниях подтвердилось предположение о положительном влиянии отдельной подачи вакуума в зоне набора осадка. Целесообразно для каждого вида минеральной суспензии экспериментально определять оптимальное значение или оптимальное сочетание значений подаваемого вакуума.

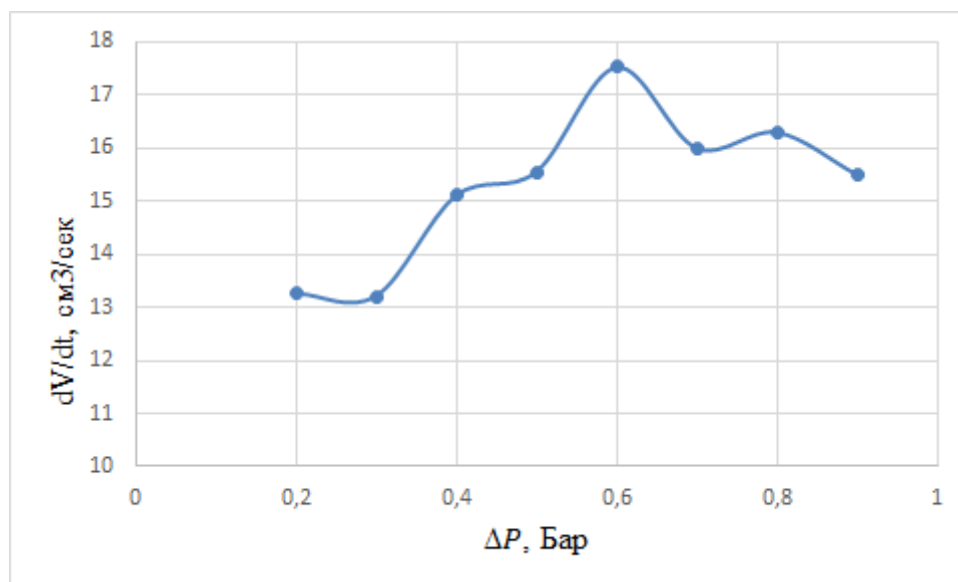


Рисунок 3 – Влияние давления фильтрации (ΔP) на производительность фильтра (dV/dt) для медьсодержащего осадка

На основании полученного графика (рисунок 3), можно сделать вывод, что суспензия в процессе обезвоживания образует сжимаемый осадок, т.к. при увеличении величины давления снижается скорость фильтрации, аналогично графику, представленному на рисунке 1.

Были разработаны рекомендации и инженерные решения для создания ячейковой шайбы распределительной головки, позволяющей применять метод регулирования вакуума в зоне набора на промышленных фильтрах. Изобретение предназначено для обезвоживания суспензий на дисковых вакуум-фильтрах с гибкими и жесткими фильтрующими перегородками и может быть использовано в горно-металлургических, химических и других отраслях. Изобретение касается конструкции распределительной головки, в частности – конструкции распределительной шайбы и крышки головки фильтра.

Распределительная шайба головки имеет две зоны набора осадка, со-общенные с вакуумными линиями, зону сушки и зону обратной промывки фильтрующих элементов (либо отдувки в фильтре с гибким фильтрующим элементом).

В устройстве обеспечивается получение максимальной производительности с пониженными показателями влажности получаемого осадка из шламистых суспензий за счет организации специального гидродинамиче-

ского режима фильтрации, заключающегося в создании предварительно-го фильтровального уплотнённого слоя фильтруемого материала на первом этапе с пониженным давлением фильтрации и на втором этапе формирования слоя с повышенным значением давления.

Проведена работа, подтверждающая, что осадок, образованный при обезвоживании суспензии медного концентрата с глиной, относится к сжимаемым. При фильтрации подобных суспензий целесообразно использовать метод регулирования вакуума в зоне набора.

В настоящее время осуществляется подготовка к проведению промышленных испытаний данного метода в условиях работы горно-обогатительных комплексов. Результаты испытаний и подтверждение показателей, полученных в лабораторных условиях, будут представлены в следующих статьях.

Список литературы

1. И. Н. Белоглазов, В. О. Голубев Основы расчета фильтрационных процессов. – М.: Издательский дом «Руда и Металлы», 2002. – С. 87-94.
2. Т. А. Малиновская Исследования в области разделения высокодисперсных суспензий: диссертация на соискание ученой степени доктора техн.наук. – Москва, 1973. С. 37-47.
3. В. А. Жужиков Теория и практика разделения суспензий. – Москва, «Химия», 1980. 400 с.

УДК 622.731

МЕТОДИКА ОПРЕДЕЛЕНИЯ ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТИ ПРОЦЕССА ДРОБЛЕНИЯ "В СЛОЕ"

Ельникова С.П.

ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия

Большинство методик, позволяющих определить энергоёмкость процессов сокращения крупности, основаны на разрушении единичных кусков руды, что не позволяет применять их при моделировании процесса разрушения «в слое» в лабораторных условиях. Методики, реализующие в себе процесс разрушения «в слое», зачастую не учитывают влияние всего диапазона крупности смеси, а также влияние мелких классов крупности на разрушение. Необходимость разработки методики, основанной на разрушении смеси материала, включающей и мелкие классы крупности, связана с определением функции вероятности разрушения для расчёта энергоёмкости процесса.

Методика определения функции вероятности разрушения и расчёта удельного расхода электроэнергии при дроблении «в слое» включает в себя:

- проведение лабораторных испытаний;

- определение аналитического закона распределения питания и продукта разрушения;
- расчёт вероятности разрушения классов крупности;
- расчёт удельного расхода электроэнергии с учётом закона распределения и функции вероятности разрушения.

Лабораторные исследования проводятся путем разрушения проб в стальной матрице при различных значениях относительной деформации, при этом фиксируется значение максимального усилия и перемещение поршня. После разрушения определяется гранулометрический состав проб и определяется аналитический закон распределения частиц.

В качестве аналитического закона распределения могут быть рассмотрены два наиболее распространенных закона: уравнение Розина-Раммлера и Годэна-Андреева [3]. Оценка адекватности аналитического закона распределения осуществляется с помощью методов оценки результатов экспериментов [2].

Определение функции вероятности (отбора) при разрушении материала «в слое» является еще одной важной задачей. Под функцией отбора при дроблении «в слое» понимается вероятность разрушения частиц материала различных классов крупности в смеси. Вероятность разрушения определяется как отношение массовой доли разрушенной части класса крупности к его исходной массовой доле в смеси. Функция вероятности разрушения была получена при разрушении гранодиоритов месторождения «Северское». Вероятность разрушения i -го класса крупности рассчитывается по формуле [1]

$$E_i = \frac{\Delta\gamma_i + \sum_{j=m-1}^m \gamma_{ij}}{\gamma_{0i}}, \quad (1)$$

где $\Delta\gamma_{0i}$ – изменение содержания i -го класса в смеси после разрушения;

γ_{ij} – содержание i -го класса в продукте разрушения слоя j -го класса;

$q \leq j \leq m$, где q и m – нижний и верхние предельные классы крупности исходного продукта.

Усреднённые значения вероятности разрушения классов крупности для средних значений относительной деформации приведены и на рисунке 1.

Согласно расчётам, вероятность разрушения растёт по мере уменьшения относительной крупности классов. Важно отметить, что вероятность разрушения частиц размером менее 0,5 мм (относительная крупность частиц менее 0,025 д. ед.) по сравнению с вероятностью разрушения частиц размером от 1 до 6 мм (0,05 - 0,3 д. ед. относительной крупности) при одинаковых значениях относительной деформации уменьшается. Данная закономерность наблюдается при все значениях относительной деформации.

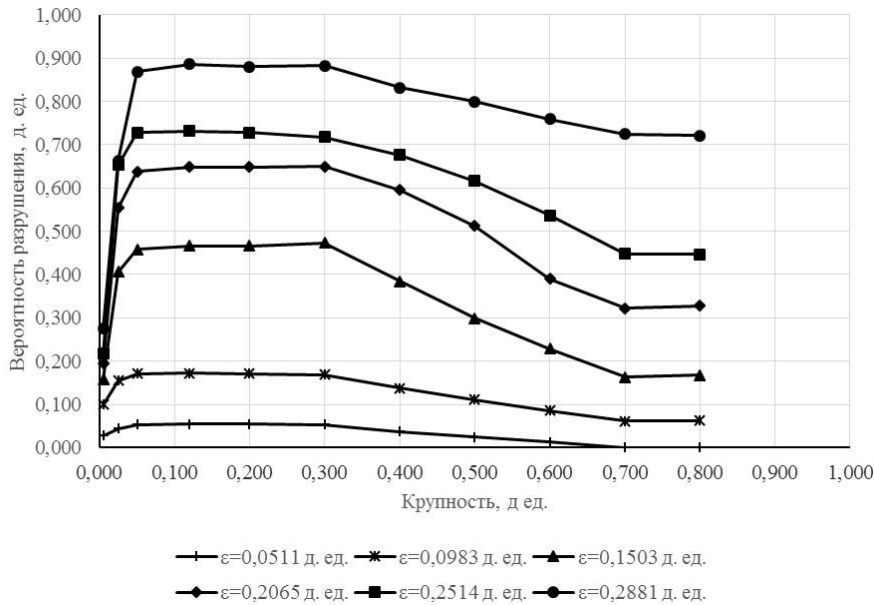


Рисунок 1 – Функция отбора при различных значениях относительной деформации

Определение энергоэффективности процесса дробления «в слое» осуществляется на основе теории О. Н. Тихонова [4], которая обосновывает необходимость использования не только закона разрушения, но и полной гранулометрической характеристики питания и продукта. При этом, предлагаемая модель содержит функцию вероятности разрушения, которая характеризует способность частиц разрушаться «в слое». Таким образом, окончательное уравнение для определения удельного расхода электроэнергии, затрачиваемого на разрушение материала «в слое», с учётом характеристик распределения по крупности, закона дробления и вероятности разрушения имеет вид

$$E = \int_{d_{1min}}^{d_{1max}} \gamma_{др.}(d_1) \left[\int_{d_{2min}}^{\min(d_{2max}, d_1)} \gamma_{исх}(d_2) \cdot E(d_1, d_2) \cdot \varepsilon_{d_1} \partial d_1 \right] \partial d_2, \quad (2)$$

где E – удельный расход электроэнергии, кВт·ч/т;

$\gamma_{исх}(d_1)$ и $\gamma_{др.}(d_2)$ – дифференциальные распределения по крупности для питания и продукта, мкм⁻¹;

$d_1=var$ и $d_2=var$ – переменные размеры частиц питания и продукта, мкм, ($d_{1min} < d_1 < d_{1max}$; $d_{2min} < d_2 < d_{2max}$);

d_{1min} и d_{2min} – минимальные размеры частиц питания и продукта, мкм;

d_{1max} и d_{2max} – максимальные размеры частиц питания и продукта, мкм;

$E(d_1; d_2)$ – двухмерное энергокрупностное соотношение как функция начального и конечного размера частиц (закон разрушения);

ε_{d_1} – вероятность разрушения классов крупности, д. ед.

В качестве закона разрушения в данном случае применяется закон Бонда [3].

На основании данных, полученных в ходе лабораторных экспериментов производится расчёт удельного расхода электроэнергии по предлагаемой модели. В качестве сравнения также производится расчёт энергии по формуле Бонда. Сравнение результатов расчёта приведено на рисунке 2.

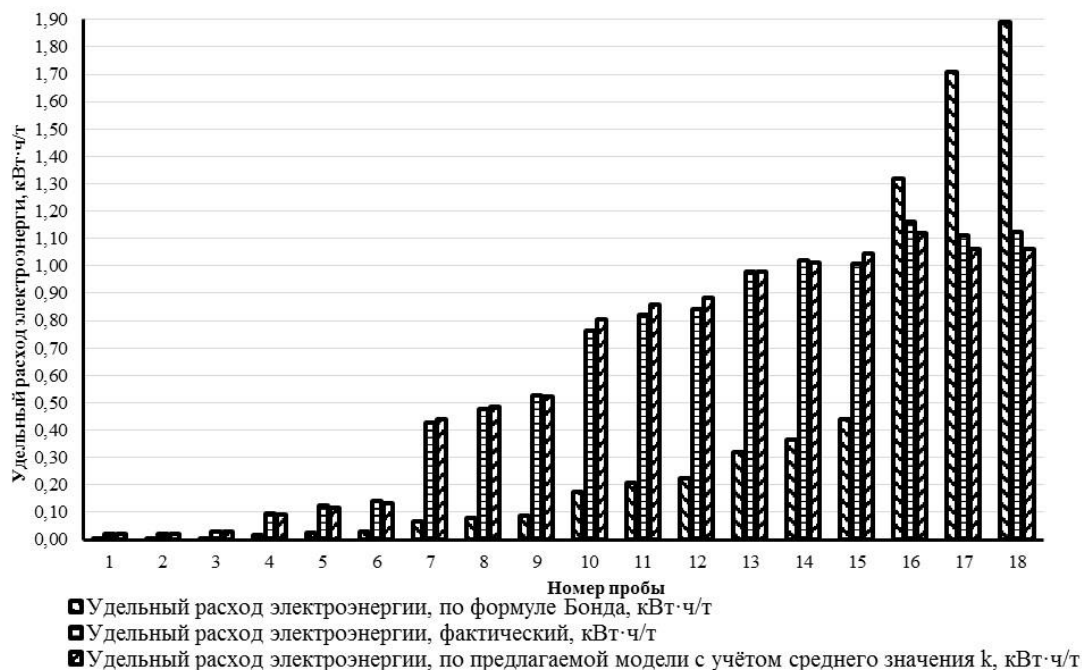


Рисунок 2 – Результаты расчёта удельного расхода электроэнергии по данным лабораторных исследований

Расчётные данные показывают, что значения удельного расхода электроэнергии, полученные в результате расчёта по формуле Бонда систематически занижены, а при значениях относительной деформации, близкой к предельной, превышают значения фактически затраченной энергии. Значения удельного расхода электроэнергии, полученные по предлагаемой модели близки к экспериментальным данным.

Использование разработанной модели позволит выявить закономерности вероятности разрушения частиц каждого класса крупности «в слое», повысить точность определения удельного расхода электроэнергии и, в дальнейшем, прогнозировать параметры оборудования, необходимого для обеспечения реализации процесса разрушения.

Список литературы

1. Горное оборудование Уралмашзавода / Коллектив авторов. Ответственный редактор-составитель Г. Х. Бойко. - Екатеринбург: «Уральский рабочий», 2003. - 240 с. с илл.
2. Козин В. З. Теория инженерного эксперимента: учебное пособие / В. З. Козин, А. Е. Пелевин; УГГУ – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2013. – 166 с.
3. Справочник по обогащению руд. Подготовительные процессы / Под ред. О.С. Богданова, В. А. Олевского, 2-е изд., перераб. и доп. М.; «Недра», 1982, - 366 с.
4. Тихонов О.Н. Расчёт энергии дробления и измельчения с учётом характеристик крупности/ О. Н. Тихонов // Обогащение руд. – 2008 - №3. – с. 10-14.

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ДОВОДКИ ЧЕРНОВОГО ОЛОВЯННОГО КОНЦЕНТРАТА ФЕСТИВАЛЬНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Шигаева В.Н., Шихов Н.В., Ефремова Т.А.
ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия

Развитие оловодобывающей промышленности на сегодняшний день является перспективным направлением, так как себестоимость производства олова в разы ниже его рыночной стоимости. Оловянные руды в основном обогащают гравитационными методами. Возможность использования гравитационных методов обогащения обусловлена тем, что минералы олова тяжелее большинства минералов вмещающей породы. Однако получать кондиционные оловянные концентраты не всегда является простой задачей, так как оловянные концентраты могут быть загрязнены такими вредными примесями как вольфрам, мышьяк, свинец и другими. Доводка черновых концентратов может осуществляться магнитными, электрическими и флотационными методами.

В данной работе проведено исследование на обогатимость оловянного концентрата Фестивального месторождения с повышенным содержанием оксида вольфрама – 13,88 %. Целью работы являлось снизить содержание оксида вольфрама в оловянном концентрате до значений, не превышающих 5 %.

Химический анализ исходной пробы оловянного концентрата показал, что массовая доля олова составляет 35,47 %, оксида вольфрама – 13,88 %, мышьяка – 13,50 %, серы – 6,42 %, свинца – 0,22 %.

Наиболее распространенными минералами в пробе являются касситерит, арсенопирит и шеелит, содержание которых достигает 79 %. Менее распространены такие минералы как кварц, окислы железа (гематит, гетит, магнетит), сульфиды. Также в пробе можно встретить такие нерудные минералы как: пироксены, клинохлор, амфиболы. Суммарное содержание последних не превышает 3 %.

Изучение распределения олова и оксида вольфрама по классам крупности (таблица 1) показало, что в классе менее 0,315 мм содержание олова составляет 57,84 %, оксида вольфрама – 10,03 %. Данный класс следует перерабатывать отдельно для получения более высокой марки оловянного концентрата.

В таблице 2 приведены данные раскрытия минералов олова и вольфрама по классам крупности.

По данным таблицы 2 в тонких классах не достигается максимального раскрытия касситерита и шеелита, что указывает на тонкую вкрапленность этих минералов. Соответственно наблюдается высокое содержание сростков, в том числе сложных многокомпонентных. Также видно, что касситерит и шеелит совместных сростков не образуют. Раскрытие касси-

терита на 80 % происходит в классе крупности менее 0,071 мм. Шеелит при этом раскрыт на 73 %.

Таблица 1 – Распределение олова и оксида вольфрама по классам крупности

Наименование продуктов	Выход	Массовая доля, %		Извлечение, %	
		Sn	WO ₃	Sn	WO ₃
Класс +2,0 мм	1,48	18,50	1,28	0,78	0,15
Класс -2,0+1,6 мм	8,35	32,00	3,01	7,64	1,96
Класс -1,6+1,0 мм	36,42	27,50	9,75	28,65	27,71
Класс -1,0+0,63 мм	30,41	33,80	17,40	29,39	41,29
Класс -0,63+0,315 мм	11,57	42,50	21,80	14,06	19,68
Класс -0,315+0,16 мм	5,04	53,50	14,30	7,71	5,62
Класс -0,16+0,071 мм	3,59	56,80	6,21	5,83	1,74
Класс -0,071+0,000 мм	3,14	66,00	7,54	5,93	1,85
Итого	100,00	34,96	12,81	100,00	100,00

Проанализировав вещественный состав были намечены два основных пути разработки технологической схемы – сухой схемы, основанной на электрической сепарации, и мокрой флотационной схемы.

Сокращение крупности, необходимое для более полного раскрытия минералов, было проведено на сухой центробежной отражательной мельнице. Скорость вращения ротора составляла 6000 об/мин.

Таблица 2 – Раскрытие минералов олова и вольфрама по классам крупности

Класс крупности, мм	Касситерит				Шеелит			
	Свободные зерна	Сростки			Свободные зерна	Сростки		
		С минералами вольфрама	С прочими минералами	Многокомпонентные		С минералами олова	С прочими минералами	Многокомпонентные
Класс +2,0 мм	-	-	5	95	-	-	2	98
Класс -2,0+1,6 мм	-	-	16	84	-	-	6	94
Класс -1,6+1,0 мм	-	-	31	69	-	-	15	85
Класс -1,0+0,63 мм	<1	-	49	51	<1	-	21	79
Класс -0,63+0,315 мм	15	-	45	40	<1	-	30	70
Класс -0,315+0,16 мм	50	-	40	10	14	-	28	58
Класс -0,16+0,071 мм	63	-	32	5	36	-	27	37
Класс -0,071+0,000 мм	80	<1	18	2	73	<1	24	3

В основу сухой схемы легла коронно-электростатическая сепарация (КЭС). Все эксперименты по электрической сепарации проводились на электростатическом сепараторе барабанного типа ЭЛКОР-1, с разделением на 10 фракций. Проанализировав полученные результаты фракционирования

ния, сделаны выводы о более эффективном объединении фракций. Результаты объединений представлены в таблице 3.

Таблица 3 – Результаты КЭС

Наименование продуктов	Выход, %	Массовая доля, %		Извлечение от опер., %	
		Sn	WO ₃	Sn	WO ₃
КЭС 1					
КЭС 1. Фракция 1-3	28,58	40,93	2,08	35,75	4,15
КЭС 1. Фракция 4-6	58,41	32,19	16,16	57,46	65,79
КЭС 1. Фракция 7-10	13,00	17,08	33,16	6,79	30,06
Итого	100,00	32,72	14,34	100,00	100,00
КЭС 2					
КЭС 2. Фракция 1-4	50,36	39,85	3,05	62,35	9,52
КЭС 2. Фракция 5-6	40,92	24,93	31,22	31,69	79,07
КЭС 2. Фракция 7-10	8,71	22,01	21,16	5,96	11,41
Итого	100,00	32,19	16,16	100,00	100,00
КЭС 3					
КЭС 3. Фракция 1-3	38,08	64,77	2,54	43,51	9,40
КЭС 3. Фракция 4-10	61,92	51,72	15,04	56,49	90,60
Итого	100,00	56,69	10,28	100,00	100,00
КЭС 4					
КЭС 4. Фракция 1-4	45,58	59,23	3,55	52,21	10,77
КЭС 4. Фракция 5-10	54,42	45,42	24,66	47,79	89,23
Итого	100,00	51,72	15,04	100,00	100,00
КЭС 5					
КЭС 5. Фракция 1-4	39,21	45,68	7,84	63,77	10,18
КЭС 5. Фракция 5-10	60,79	16,74	44,63	36,23	89,82
Итого	100,00	28,09	30,20	100,00	100,00

Данные полученные путем фракционирования и объединения полученных фракций позволили предложить схему электрической доводки оловянного концентрата Фестивального месторождения, представленную на рисунке 1.

В основу мокрой флотационной схемы легла флотация шеелита, с получением пенного вольфрамового продукта омыленной олеиновой кислотой (олеатом натрия) в содовой среде с жидким стеклом. Флотационные опыты поставлены в открытом цикле с дробной подачей собирателя. Расход жидкого стекла составил 700 г/т, олеата натрия 150 г/т, рН среды 9,5-10.

Рекомендуемая схема флотационного обогащения оловянного концентрата Фестивального месторождения представлена на рисунке 2.

Сухая схема электрической доводки оловянного концентрата обладает следующими преимуществами: получение оловянного концентрата 1 с содержанием олова 41,24 % и оксида вольфрама 3,42 %, выход концентрата составил 61,16 %; получение высококачественного оловянного концен-

трата 2 с содержанием олова 62,41 % и оксида вольфрама 2,97 %, выход концентрата составил 7,61 %; общее высокое извлечение олова – 84,48 %; полностью сухое обогащения без применения воды; возможность совмещения нескольких операций КЭС в одном аппарате; отсутствие операций сгущения, фильтрации и сушки концентратов; отсутствие необходимости мокрого складирования хвостов. К недостаткам сухой схемы относится необходимость дорогостоящей операции сушки, необходимой для нагрева материала перед электросепарацией.

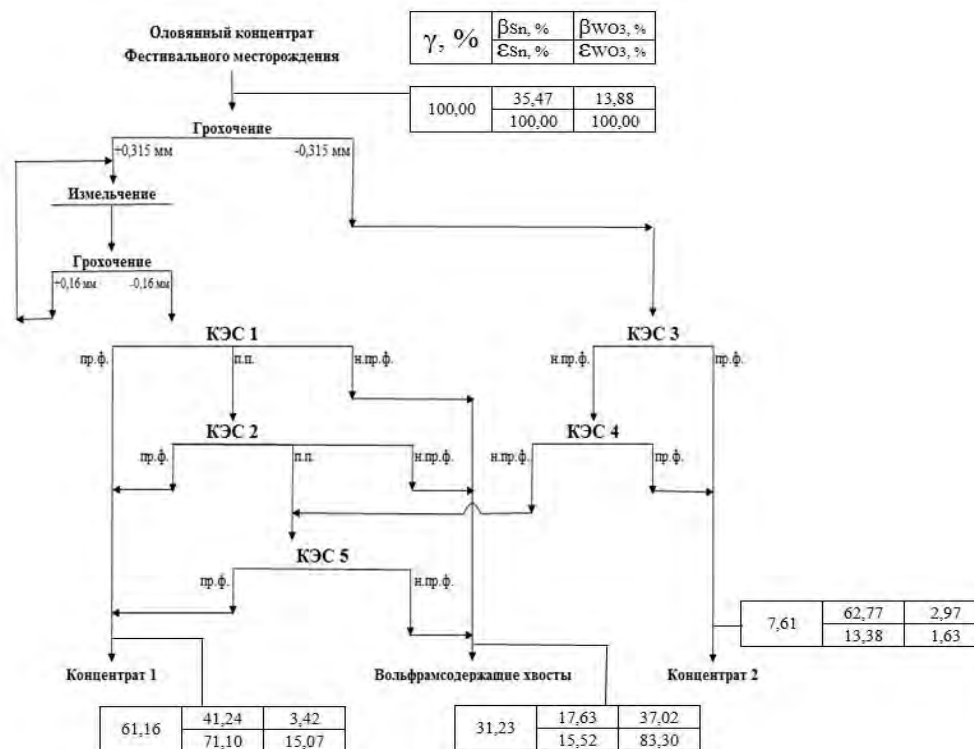


Рисунок 1 – Схема электрической доводки оловянного концентрата Фестивального месторождения

Предложенная мокрая схема флотационного обогащения оловянного концентрата обладает следующими преимуществами: получение оловянного концентрата с содержанием олова 40,40 % и оксида вольфрама 4,62 %; высокий выход оловянного концентрата – 87 %; высокое извлечение олова в оловянный концентрат – 99,09 %; простота схемы; получение вольфрамового продукта, который может быть доработан до кондиционного. Недостатки флотационной схемы: необходимость операций сгущения, фильтрации и сушки концентратов; необходимость мокрого складирования хвостов.

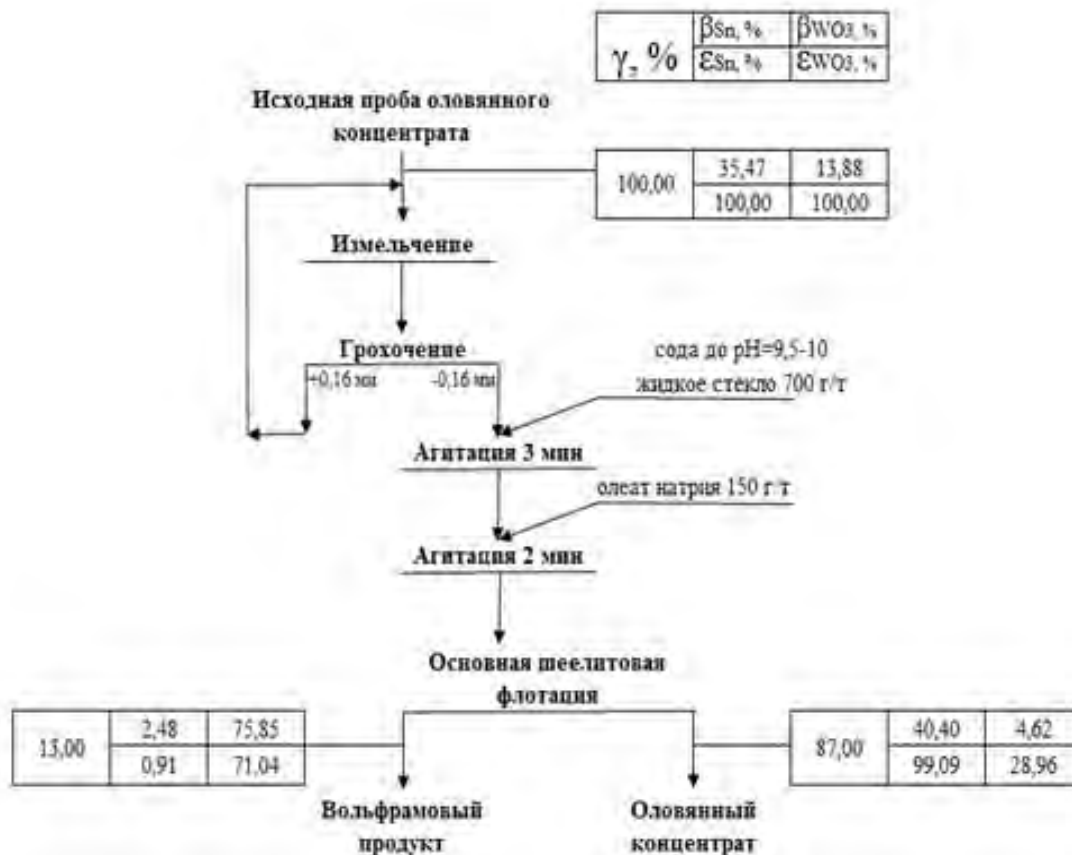


Рисунок 2 – Схема мокрой флотационной доводки оловянного концентрата Фестивального месторождения

Выбор варианта схемы должен быть сделан исходя из конкретных условий применительно к выбранному месту переработки концентрата и с учетом экономической оценки процессов.

Список литературы

1. Павловский А. Б., Печенкин И. Г., Луговская И. Г. Геолого-промышленные типы месторождений полезных ископаемых. Олово// ФГУП «ВИМС», МГРИ-РГГРУ: учебное пособие для студентов – 2015
2. Кравец Б. Н., Эрдэнэцогт П., Пелевин А. Е. Специальные и комбинированные методы обогащения / Уральский государственный горный университет. Екатеринбург: Издательство УГГУ, 2007. – 314 с.
3. Матвеев А. И. Технологическая оценка месторождений олова Якутии / А.И. Матвеев, Н.Г. Еремеева; отв. ред. С.М. Ткач; Рос. акад. наук, Сиб. отделение, Ин-т горного дела Севера им. Н.В. Черского. – Новосибирск: Академическое изд-во «Гео», 2011. – 119 с.
4. Полькин С. И., Адамов Э. В. Обогащение руд цветных и редких металлов. М., «Недра», 1975. 461 с.

ПОВЫШЕНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ПЕРЕРАБОТКИ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД НА ОСНОВЕ СНИЖЕНИЯ ПОТЕРЬ МЕТАЛЛОВ С РАЗНОИМЕННЫМИ КОНЦЕНТРАТАМИ

Чинова М.И.¹, Тюленев А.Ю.², Мамонов С.В.^{1,3} Козлова И.П.²,

¹ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия; ²АО «Сибирь-Полиметаллы»,

³НЧОУ ВО «Технический университет УГМК» », г. Верхняя Пышма, Россия

Полиметаллические (медно-свинцово-цинковые) руды, являются наиболее трудными с точки зрения технологии обогащения. Сложность их обогащения обусловлена многообразием минеральных форм, тесной ассоциацией ценных минералов друг с другом и вмещающими породами, близостью флотационных свойств сульфидов, природной активацией отдельных сульфидных минералов, весьма тонким проращением нерудных минералов и сульфидов, а также неравномерным распределением сульфидов в пустой породе. Этим и объясняется многообразие способов и реагентных режимов при их обогащении.

Анализ работы Рубцовской обогатительной фабрики показал, что по существующей в настоящее время коллективно-селективной схеме и бесцианидной технологии наблюдаются трудности в разделении (селекции) минералов меди, свинца и цинка, предварительно обработанных бутиловым ксантогенатом калия. Из-за этого потери металлов в разноименных концентратах достаточно велики.

При выборе оптимального режима селективной флотации полиметаллической руды важно правильно выбрать депрессор сфалерита. Часто при обогащении полиметаллических руд включают использование высокотоксичного реагента – цианида. В последнее время вместо цианида используют цинковый купорос в сочетании с сульфоксидными соединениями: сернистой кислотой, сульфитом, гидросульфидом или сульфидом натрия. Замена цианида, в ряде случаев, способствует улучшению селекции, снижению потерь благородных металлов и улучшению санитарного состояния стоков.

Сульфоксидные соединения активируют флотацию сульфидов меди в присутствии цинкового купороса, депрессируют сульфиды цинка и железа. Совместное использование сульфита натрия и цинкового купороса для депрессии цинковых минералов и пирита эффективно, когда сульфиды цинка активированы соединениями свинца и ионами меди.

Применение сульфоксидных реагентов позволяет иногда значительно повысить извлечение меди и сократить потери ее в цинковом цикле. Однако, это не всегда дает положительные результаты. Часто наблюдаются достаточно высокие потери цинка, как с медным, так и со свинцовым концентратом.

Проведены сравнительные исследования обогатимости полиметаллической руды Степного месторождения с использованием сочетания депрессоров сфалерита и пирита: сульфита натрия (Na_2SO_3) и цинкового купороса (ZnSO_4); сульфита натрия с цинковым купоросом и полиметиленафталинсульфонатом (ПМНС).

Реагент ПМНС является отходом химического производства и относится к поверхностно-активным веществам, представляющим собой новейшие синтетические добавки на основе модифицированных полиметиленафталинсульфонатов.

Для подтверждения гипотезы о способности полиметиленафталинсульфоната в сочетании с сульфоксидными соединениями усиливать депрессию сфалерита проведено исследование процесса адсорбции бутилового ксантогената калия (БКК) на сфалерите, предварительно обработанного реагентами-депрессорами (сульфит натрия, цинковый купорос, полиметиленафталинсульфонат). Результаты исследования приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Результаты измерений величины адсорбции БКК на сфалерите

Название	Масса навески сфалерита, г	Концентрация БКК		Величина адсорбции, мг/г
		$S_{\text{БКК_исх}}$, мг/мл	$S_{\text{БКК_равн}}$, мг/мл	
Сфалерит без депрессоров	1,0018	0,019	0,001	1,8
Сфалерит с Na_2SO_3 и ZnSO_4	1,0001	0,018	0,006	1,2
Сфалерит с Na_2SO_3 , ZnSO_4 и ПМНС	1,0008	0,019	0,014	0,5

По результатам исследований установлено, что совместная подача сульфита натрия, цинкового купороса и полиметиленафталинсульфоната способствует снижению сорбции БКК на поверхности сфалерита за счет образования новых связей.

Результаты лабораторных исследований процесса селекции коллективного концентрата по базовому фабричному режиму (без подачи ПМНС), предусматривающему подачу ZnSO_4 и Na_2SO_3 с расходами по 575 г/т, показали, что потери цинка с медно-свинцовым концентратом составляют 31 %.

Введение в реагентный режим селекции коллективного концентрата ПМНС (марки 4И) с расходом 80 г/т при том же расходе основных депрессоров – сульфита натрия и цинкового купороса (575 г/т) позволяет снизить потери цинка с медно-свинцовым концентратом до 13 %.

Таким образом, применение ПМНС в качестве модификатора процесса медно-свинцовой флотации позволяет обеспечить более глубокую депрессию цинковых минералов и снизить потери цинка с медно-свинцовым концентратом. При этом следует четко контролировать расход реагента ПМНС, так, как его переизбыток приводит к депрессии, как медных минералов, так и свинцовых, но в меньшей степени, чем цинковых.

Реагент ПМНС испытан в промышленных условиях на Рубцовской обогатительной фабрике при переработке смеси полиметаллических руд Степного и Корбалихинского месторождений. По результатам испытаний отмечена возможность повышения технологических показателей обогащения шихты полиметаллических руд:

-) потери цинка с медно-свинцовым концентратом снижены на 3,2 %,
-) извлечение свинца в свинцовый концентрат повышено на 1,8 % при одновременном повышении содержания свинца в нем на 8,1 %;
-) извлечение цинка в цинковый концентрат повышено на 2,9 % при одновременном повышении содержания цинка в нем на 1,3 %.

Эффективность действия реагентов-депрессоров при селективной флотации полиметаллических руд в значительной мере определяется номенклатурой и расходом собирателей.

Избыточный расход собирателя приводит к резкому снижению эффективности действия депрессоров, несмотря на увеличение их расхода, и значительному возрастанию потерь металлов с разноимёнными концентратами. В настоящее время на Рубцовской обогатительной фабрике в цикле селекции медно-свинцового концентрата применяется довольно сильный сульфгидрильный собиратель – бутиловый ксантогенат калия. Его расход в цикле медной флотации минимален, а зачастую, и вовсе равен нулю. Однако при этом наблюдаются потери меди и свинца с разноимёнными концентратами.

В лаборатории АО «Сибирь - Полиметаллы» проведены исследования по подбору оптимального собирателя в цикле селекции медно-свинцового концентрата, результаты которых приведены в таблице 2.

По результатам исследований установлено, что подача в цикл селекции Aerophine 3418 и этилового ксантогената калия, по сравнению с подачей бутилового ксантогената калия, позволяет повысить извлечение меди в медный концентрат, соответственно, на 3,8 и 8,14 % при приемлемом качестве медного концентрата.

Таблица 2 – Результаты исследований процесса селекции медно-свинцового концентрата при вариации номенклатуры собирателей

Наименование продукта	Массовая доля, %		Извлечение, %	
	медь	свинец	медь	свинец
Бутиловый ксантогенат калия с расходом 6 г/т				
Медный концентрат	27,75	3,92	84,32	3,12
Свинцовый концентрат	1,58	37,31	15,68	96,88
Aerophine 3418 с расходом 2 г/т				
Медный концентрат	27,11	3,93	88,12	2,83
Свинцовый концентрат	1,10	40,63	11,88	97,17
Этиловый ксантогенат калия с расходом 12 г/т				
Медный концентрат	25,82	4,85	92,46	4,90
Свинцовый концентрат	0,95	42,45	7,54	95,10

Подача селективных собирателей способствует и повышению качества свинцового концентрата. Так, например, применение Aerophine 3418 и этилового ксантогената калия, по сравнению с бутиловым ксантогенатом калия, позволяет увеличить качество свинцового концентрата на 3,32 и 5,14 %, соответственно, при сохранении приемлемого уровня извлечения свинца в концентрат.

Таким образом, по результатам исследований установлено, что повысить технологические показатели обогащения полиметаллических руд возможно за счет:

- снижения потерь цинка с медно-свинцовым концентратом при использовании полиметиленафталинсульфоната,
- снижения потерь меди с свинцовым концентратом за счет применения селективных собирателей Aerophine 3418 или этилового ксантогената калия.

УДК 622.7

МОДЕЛЬ РАСКРЫТИЯ МИНЕРАЛЬНЫХ ФАЗ

Цыпин Е. Ф.¹, Елизаров Д. Б.², Овчинникова Т. Ю.¹, Ефремова Т. А.³

¹ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Россия

²ФГБОУ ВО «Уральский государственный экономический университет»,
г. Екатеринбург, Россия

³ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия

Вероятностно-геометрическая модель раскрытия минеральных фаз при уменьшении крупности частиц рассмотрена в работах А. М. Годэна, В. З. Козина и Т. В. Нестеровой [1, 2, 3], а также в ряде работ зарубежных авторов [4, 5].

Полученные на их использовании закономерности раскрытия фаз в двухфазной системе (A – преобладающая фаза; B – подчинённая фаза) иллюстрируются зависимостями доли монофазных частиц или сростков различного содержания от крупности частиц. При этом задаётся исходное состояние при максимальной крупности кусков кубической формы с упорядоченным расположением зёрен кубической формы подчинённой фазы B и режим сокращения крупности тремя взаимно перпендикулярными плоскостями с последовательным получением частиц-кубиков меньшего размера. На каждом этапе оценивается объёмное содержание и массовая доля монофазных частиц и частиц-сростков разного содержания.

Модели раскрытия, включающие оценку не только доли свободных зёрен минеральных фаз, и дающих покусковое распределение содержаний фаз по частицам, могут иметь большую информативность и перспективы

использования, например при оценке предельной обогатимости минерального сырья [6].

Авторами изучался вопрос закономерностей раскрытия минеральных фаз по моделям, учитывающим размер вкрапленности подчинённой фазы, построенным на основе вероятностно-геометрических моделей [7-8].

Представляет интерес получения закономерностей раскрытия фаз в обратном порядке, а именно, от минимального к максимальному размеру, то есть путём интегрирования единичных частиц в конгломераты больших размеров. Назовём такую модель интеграционной.

Процесс интеграции минеральных частиц, можно рассматривать, как обратный процессам сокращения крупности, являющихся подготовительными для последующего обогащения полезных ископаемых. Такой подход позволяет выявить закономерности раскрытия минеральных фаз.

Интеграционная модель раскрытия имеет чисто вероятностный характер. В сравнении с упомянутыми выше вероятностно-геометрическими моделями такая модель позволит более детально рассмотреть закономерности в области приближения к полному раскрытию фаз.

Модель процесса интеграции строится с учетом ряда допущений.

Первоначально рассматривается смесь частиц, состоящая из частиц компонента (подчинённая фаза) и пустой породы (преобладающая фаза) кубической формы одинакового размера. Полагается, что плотность фаз одинакова, таким образом, объёмное содержание фаз равно их массовой доле. При этом наблюдается полное раскрытие обеих минеральных фаз при максимальном размере зерен подчинённой фазы. При любом меньшем размере все частицы фаз также монофазны. Состояние полного раскрытия фаз примем на нулевой уровень интеграции.

На каждом последующем уровне интеграции куски формируются из задаваемого количества кусков предыдущего уровня пропорционального кубу отношений линейных размеров двух ближайших уровней интеграции (большого к меньшему) с использованием генераторов случайных чисел.

Минимальный размер зерна равен a . Число кусков, образованных объединением кусков предыдущего уровня, постоянно. Содержание компонента в куске последующего уровня определяется как средневзвешенное содержание по кускам предыдущего уровня, попавших в него. Среднее содержание компонента во всех кусках любого уровня одинаково.

Среднее содержание компонента по кускам задаётся соотношением числа элементарных частиц подчинённой фазы n_B и общего элементарных числа частиц на нулевом уровне интеграции $n=(n_B+n_A)$, где n_A – число частиц преобладающей фазы.

В процессе интеграции частицы могут объединяться в более крупные конгломераты, где количество части в получившемся сгустке может задаваться в процессе проведения эксперимента. Объединение частиц происходит случайным образом.

Поскольку после объединения, общее количество частиц уменьшается, исходное множество частиц в ходе компьютерного эксперимента «перемешивается» и объединение выполняется вновь, до тех пор, пока полученное множество частиц не станет равным исходному по количеству.

Предполагается, что частицы полезного компонента равномерно распределены среди частиц породы и перед каждым новым объединением все частицы перемешиваются, а новые формируются с использованием генератора случайных чисел. Поэтому, для одних и тех же исходных данных, таких как общее количество частиц в исходной пробе, количество частиц одной из фаз во вновь образованных частицах при каждом новом объединении результаты математического эксперимента имеют некоторые отличия.

Количество исходных частиц может варьироваться в широких пределах, однако наилучшие результаты были получены при обработке представительных проб с количеством частиц более миллиона.

После каждой интеграции рассчитывались следующие показатели: массовая доля полезного компонента в каждой, вновь образовавшейся, частице, количество частиц с одинаковой массовой долей и выход фракций, содержащих такие частицы.

Решение такой задачи возможно при использовании специализированных программ обработки данных, например пакет прикладных программ для решения задач технических вычислений MATLAB и программа для работы с электронными таблицами Microsoft Excel.

Пакет MATLAB имеет широкие возможности по работе с матрицами, поэтому использовался для проведения вычислительного эксперимента. Программа Microsoft Excel служила для визуализации полученных результатов интеграций.

Был выполнен ряд численных экспериментов по моделированию процесса объединения частиц для различных значений массовой доли подчинённой фазы, имитирующих массовую долю полезного компонента в весьма бедных, бедных, средних и богатых рудах. Пошаговое укрупнение частиц осуществлялось с модулем 2 по линейному размеру.

Результаты численных экспериментов показали, что по мере увеличения крупности частиц при малых содержаниях подчинённой фазы (весьма бедные и бедные руды) вид распределения кусковых содержаний изменяется от выраженных правоасимметричных к нормальному. Реальные кусковые распределения по массовой доле для бедных руд имеют правоасимметричный вид для частиц малого размера и нормальный – для крупных частиц.

При равном объёмном содержании преобладающей и подчинённой фаз получаемые в результате интеграций распределения всегда симметричны с уменьшающейся с каждой последующей интеграцией дисперсией.

Эти факты свидетельствуют о корректности предлагаемой интеграционной модели. Кроме того, в отличие от вероятностно-геометрических моделей разрушения интеграционная модель не будет иметь ограничений по соотношению преобладающей и подчинённой фаз.

Список литературы

1. Годэн А. М. Основы обогащения полезных ископаемых: Пер. с англ. М. ГНТИ литературы по черной и цветной металлургии, 1946. – 535 с.
2. Козин В. З., Нестерова Т. В. Формулы раскрытия фаз и образования сростков при разрушении кусков руды // Известия вузов. Горный журнал. 1995, №9. – С.131-136.
3. Козин В. З. Исследование руд на обогатимость: уч. пособие. – 2-е изд., перераб. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2016. 188 с.
4. Owada S., Naraki T., Takeda K. Liberation model considering preferential breakage at mineral boundaries // Proceedings of the XXI International Mineral Processing Congress, Rome, July 23-27, 2000. Vol. A. Oral Sessions. – Amsterdam ect.: Elsevier. – 2000. – P. A2/9-A2/19.
5. Линч А. Дж. Циклы дробления и измельчения. – М.: Недра, 1981. – 343 с.
6. Цыпин Е. Ф., Никифоров Д. В. Предельная обогатимость и возможности её формирования // Известия вузов. Горный журнал. 2001. № 4-5. С. 21–33.
7. Цыпин Е. Ф., Овчинникова Т. Ю. Закономерности раскрытия при различных моделях вкрапленности зерен минералов // Научные основы и практика разведки и переработки руд и техногенного сырья с извлечением благородных металлов: Труды Международной научно-технической конференции, Екатеринбург, 12-15 нояб., 2002. Ч. 2. Екатеринбург: Изд-во УГГГА, 2002. – С. 23-27.
8. Овчинникова Т. Ю. Закономерности изменения фракционного состава продуктов обогащения: дисс. ...канд. техн. наук: 25.00.13 «Обогащение полезных ископаемых». Екатеринбург. 2006. 198 с.

УДК 622.7.09:620:113

МЕТОДИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПОГРЕШНОСТЕЙ СТАНДАРТНЫХ ОБРАЗЦОВ СОСТАВА РУД И ПРОДУКТОВ ОБОГАЩЕНИЯ

Ступакова Е. В.

АО «Иргиредмет», Иркутск, Россия

Стандартные образцы (СО) занимают ключевое место в химических и других видах измерений, обеспечивая единство измерений в мире. Являясь одним из доступных и эффективных средств передачи единицы величины, стандартные образцы широко используются в лабораториях разных стран для градуировки, поверки, калибровки средств измерений, валидации, аттестации методик измерений, контроля точности результатов измерений, а также при оценке квалификации лабораторий.

Погрешность неоднородности материала СО оценивают способом, основанным на многократных измерениях содержания аттестуемого компонента в нескольких пробах, отобранных случайным образом от всего ма-

териала СО, с последующей обработкой результатов измерений. От всей массы материала СО для оценивания однородности случайным образом отбирают N проб массой M_0 каждая. Отбор проб проводят после приготовления и гомогенизации материала СО. Масса каждой пробы M_0 должна быть достаточной для проведения в соответствии с применяемой методикой измерений фиксированного числа измерений J .

В соответствии с ОСТ 41-08-268-04 «Стандарт отрасли. Управление качеством аналитических работ. Отраслевые стандартные образцы элементного состава твердых негорючих полезных ископаемых и горных пород. Разработка, аттестация, утверждение (признание), регистрация, выпуск, применение», погрешность неоднородности (значение погрешности от неоднородности СО) не должна превышать установленного норматива (рис. 1) - 0,33 допустимого среднего квадратического отклонения ($\sigma_{д,р}$) результатов анализа выполняемого методами III категории точности.

Рассмотрим результаты оценки погрешностей неоднородности материала пяти стандартных образцов состава руд золотосодержащих по методике, составленной на основе ГОСТ 8.531-2002 «ГСИ. Стандартные образцы состава монолитных и дисперсных материалов. Способы оценивания однородности».

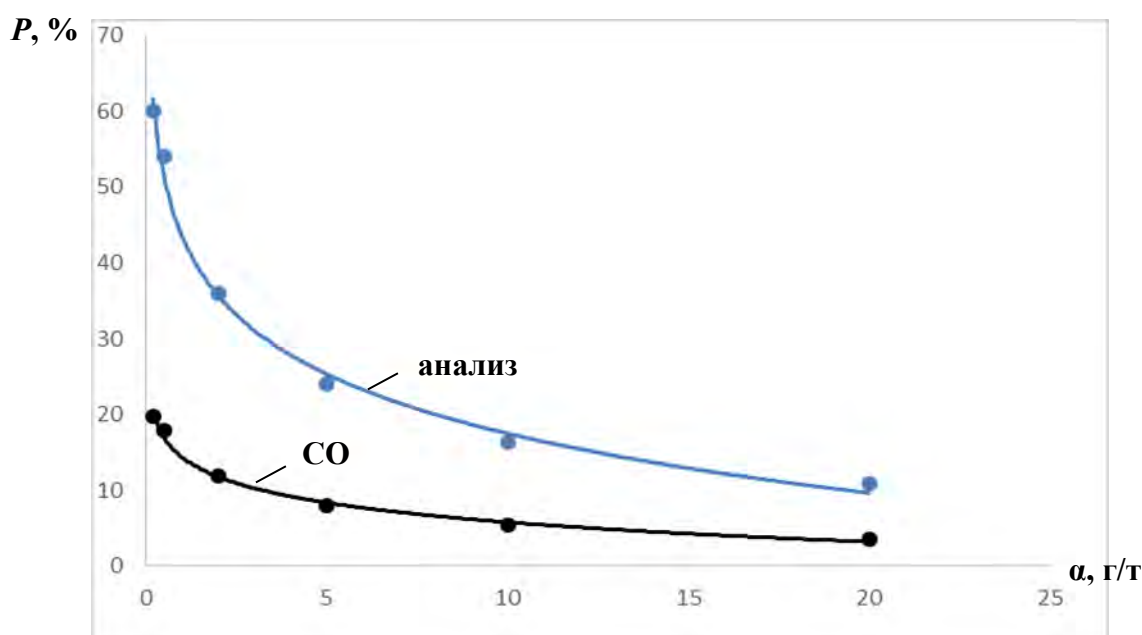


Рисунок 1 – Соотношение погрешностей анализов и СО

Материал стандартных образцов был просушен и измельчен на оборудовании Rocklabs, при этом достигнут гранулометрический состав, при котором 95 % массы пробы имеет размер зерен менее 0,074 мм, а 100 % массы - размер зерен менее 0,100 мм. Материал гомогенизирован (усреднен) на специальном оборудовании - смесителе-гомогенизаторе с после-

дующим квартованием и отбором проб для исследования однородности материала. Результаты экспериментальных исследований однородности материала стандартных образцов, представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Результаты экспериментальных исследований однородности материала стандартных образцов

№ СО	Массовая доля золота α , г/т	Число определений (результатов анализа) $N \times J$	Экспериментальное значение погрешности неоднородности (S_H), г/т	Относительная погрешность неоднородности $P_H = \frac{2S_H}{\alpha} \cdot 100, \%$
1	0,85	31×2	0,033	7,8
2	12,7	31×2	0,195	3,0
3	0,55	20×4	0,005	1,8
4	1,64	20×4	0,043	5,2
5	6,2	20×4	0,116	3,7

На рис. 2 отмечены установленные погрешности неоднородности пяти стандартных образцов в сравнении с установленными нормативами – опорной зависимостью. Все точки отстоят далеко от опорной зависимости для всех массовых долей золота, при этом получены погрешности неоднородности менее 10 %.

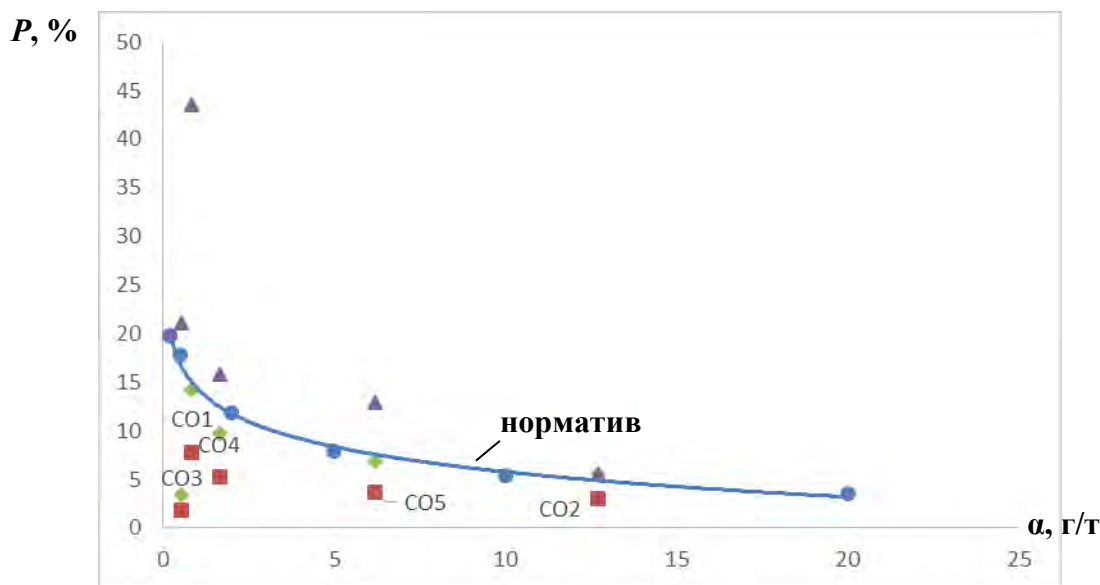


Рисунок 2 – Результаты оценки погрешностей СО

Видим, что эксперимент дает результаты, резко отличающиеся от нормативных, причем для проб с малой массовой долей золота получены весьма малые относительные погрешности.

Для объяснения этого результата, рассмотрим схему эксперимента. От всей массы материала каждого стандартного образца отбирается N проб массой $M_o = 200$ г. От пробы массой M_o отбирается J навесок массой $M_1 = 50$ г., на которых выполняется анализ. Данный вариант эксперимента приводит к другой схеме определения погрешности неоднородности навесок, а именно: в расчетную формулу оценки погрешности неоднородности необходимо включить погрешность неоднородности навески $M_1 = 50$ г., так как эта погрешность будет добавляться к погрешности методики измерений $S_{\text{МВИ}}$.

Это значит, что декларируемые результаты погрешности неоднородности навесок относятся к навескам 200 г., смешанными с погрешностями неоднородности навесок массой 50 г. Степень смешения зависит от числа параллельных определений J .

Пересчитаем полученные погрешности. Дисперсия погрешности навесок массой 50 г. в соответствии с ГОСТ 8.531-2002 «ГСИ. Стандартные образцы состава монолитных и дисперсных материалов. Способы оценивания однородности» (в нем предусмотрен пересчет дисперсий на разные массы) больше дисперсии погрешности навесок массой 200 г в 4 раза $S_{H50}^2 = 4S_{H200}^2$.

Следовательно, полученные оценки относительной погрешности неоднородности стандартных образцов P_{H200} следует увеличить в 1,82-1,87 раза, приписываемые P_{H50} навескам массой 50 г. Найденные таким образом относительные погрешности неоднородности P_{H50} нанесены на рис. 2 в виде ромбических маркеров. Можно видеть, что уже проявляется опорная зависимость, но значения P_{H50} еще далеки от установленных нормативов.

Основные причины занижения погрешности неоднородности кроются в схеме дисперсионного анализа, приводящей к необходимости получения конечного результата по разности дисперсий, а также к усреднению J результатов анализов.

ГОСТ 8.531-2002 «ГСИ. Стандартные образцы состава монолитных и дисперсных материалов. Способы оценивания однородности» предусматривает даже случай получения отрицательного значения S_H^2 , что противостоит естественности, но при больших погрешностях определения дисперсий возможно.

Так как речь идет об одном и том же опробуемом массиве, то схема формирования навесок по 50 г не имеет значения, и погрешность неоднородности может быть найдена по всему массиву результатов анализов в целом, т. е. из рассмотрения сразу исключить S_{H200}^2 .

В целом по эксперименту получены результаты анализов 80 или 62 параллельных навесок массой 50 г. Это уже достаточно большое число параллельных анализов, когда появляются и редкие большие отклонения от среднего α_{max} и α_{min} . Но с увеличением числа анализов возрастает вероят-

ность выхода значений α_{\max} и α_{\min} за пределы этого диапазона. Поэтому примерно 5 % результатов анализа следует исключать из рассмотрения. Для совокупности 40-60 анализов следует исключать 2 результата по одному наибольшему и наименьшему для совокупности 60-100 следует исключать 4 результата по два наибольших и наименьших. В таблице 2 представлены результаты оценки относительной погрешности неоднородности по всем результатам анализа для навесок массой 50 г.

Таблица 2 – Оценка относительной погрешности неоднородности по всем результатам анализа для навесок массой 50 г

№ СО	Число результатов анализа N×J	Массовая доля золота, α , г/г	Массовые доли золота, г/г α_{\max} и α_{\min}	Размах, г/г	Значение погрешности неоднородности S_H , г/г	Относительная погрешность неоднородности P_{H50} , %
1	62	0,85	1,42-0,68	0,74	0,185	43,5
2	62	12,70	13,4-12,0	1,40	0,350	5,5
3	80	0,55	0,71-0,48	0,23	0,058	21,1
4	80	1,64	1,80-1,28	0,52	0,130	15,8
5	80	6,20	6,90-5,30	1,60	0,400	12,9

Полученные оценки относительных погрешностей неоднородности на рис. 2 в виде треугольных маркеров. Результаты СО №1 и №5 не лежат на опорной кривой, в связи с вероятными систематическими погрешностями, связанными с крупностью материала. 100 % массы материала стандартных образцов имеет размер зерен менее 0,100 мм, используя зависимость погрешности неоднородности от крупности частиц (d) и установленный норматив однородности для материала с тонкодисперсным золотом (крупностью до 0,1 мм), рассчитана крупность частиц до которой необходимо измельчать материал стандартных образцов, которая составила 0,050 мм.

ГЕОМЕТРИЯ ПРИЕМНЫХ СТЕНОК ПРОБООТБИРАТЕЛЕЙ

Нестерова Т. В.

ФГАОУ ВО «Уральский Федеральный университет им. Первого Президента России Б. Н. Ельцина» г. Екатеринбург, Россия

Одним из основных требований к пробоотбирателям является предельный размер ширины щели, выделяющей материал в пробу. Это требование $b \geq 3 d_{\max}$, дополняемое обычно ограничением $b > (6 \div 10)$ мм. При этом подразумевается, что кромки щели выделяют из опробуемого массива часть потока в точности соответствующей установленной ширине щели [1].

Но это возможно, если стенки щели имеют бесконечно малую толщину. Это не так, стенки имеют толщину d . Известны пробоотбиратели, представляющие отрезок трубы с прорезанной в ней щелью. В этом случае стенки имеют вообще неопределенную толщину.

При перемещении ковша поперек потока куски руды будут по-разному попадать в щель пробоотбирателя. Куски, попадающие на убегающую на поток стенку, не попадут в пробу, куски же, попадающие на убегаящую от материала потока стенку, будут попадать в пробу и тем больше, чем больше скорость перемещения ковша. В итоге ширина щели за счет этого эффекта увеличивается.

Но это увеличение будет различным для кусков разной крупности, чем больше куски, тем это увеличение больше, а это приводит к нарушению требования равнопредставительности различных кусков материала в пробе.

Общий вывод – геометрия стенок ковша пробоотбирателя должна быть рассчитана с учетом кажущегося увеличения ширины щели.

Это значит, что рассчитанную ширину щели пробоотбирателя следует уменьшить на величину, зависящую от соотношения скоростей потока материала и ковша.

Так как попавшие на убегаящую стенку куски дополнительно попадут в ковш, эту стенку следует делать заостренной со скосом наружу.

Ранее было показано, что стенки ковша в целом нужно наклонять в направлении перемещения ковша на угол, также зависящий от соотношения скоростей потока и ковша [2].

Изложенные предложения по геометрии ковша пробоотбирателя могут быть необходимыми при снятии ограничения на скорость перемещения ковша [3].

Список литературы

1. Нестерова Т. В. О требованиях к ширине щели пробоотбирателя. Материалы XXIII Международной научно-технической конференции «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья». Екатеринбург. 2018. с. 76-79.

2. Нестерова Т. В. Об углах наклона стенок ковша пробоотбирателя и допустимой скорости его перемещения. Материалы XXII Международной научно-технической конференции «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья». Екатеринбург. 2017. с. 288-289.

3. Козин В. З., Комлев А. С. О разработке современного стандарта на опробование руд и продуктов обогащения. Обогащение руд. №2. 2016. с. 27-32.

ОСОБЕННОСТИ РЕНТГЕНРАДИОМЕТРИЧЕСКОЙ СЕПАРАЦИИ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКОЙ РУДЫ

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

¹ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия

²ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет», г. Екатеринбург, Россия

Рентгенорадиометрическая сепарация входит в кластер информационных методов обогащения [1]. Её отличает высокая производительность и возможность ведения разделения по алгоритмам, учитывающим содержание нескольких компонентов [2]. Принятие решения об удалении частиц в различные продукты по элементному составу позволяет соотносить рентгенорадиометрическую обогатимость руды и её предельную обогатимость [3, 4]. Использование сложных комплексных алгоритмов разделения показывает эффективность при предварительном обогащении самых разнообразных по составу руд [5-9].

В данной работе анализ и выбор аналитического параметра проводится на основании изучения характеристических рентгеновских спектров отмытых от шламов кусков выборки из пробы полиметаллической руды, содержащей такие ценные компоненты как медь, свинец, цинк.

На рентгенорадиометрическом сепараторе СРФ1-100Л от каждого куска в статических условиях получены спектры вторичного характеристического рентгеновского излучения. Примеры таких спектров для богатого и бедного по всем трём компонентам кусков медно-свинцово-цинковой руды приведены на рисунке 1.

Особенностью сортировки рентгенорадиометрической сепарации полиметаллической руды является сложная конструкция алгоритмов принятия решения об удалении кусков.

Поскольку при выборе аналитического параметра необходимо учитывать все три компонента возможно применение двух алгоритмов разделения:

– кумулятивный аналитический параметр – с заданием соответствующих границ разделения либо единой формулой с несколькими содержаниями с весовыми коэффициентами (*R*-алгоритм);

аналитические параметры и границы задаются по каждому из компонентов, которые объединяются в единый алгоритм логическими функциями (*Z*-алгоритм).

При анализе рентгеновских спектров, полученных от отдельных кусков, была выявлена ещё одна особенность заключающаяся в том, что спектральные области характеристического рентгеновского излучения меди и цинка накладываются друг на друга, поэтому рекомендован следующий аналитический параметр, определяемый по выражению

$$H=(N_{CuZn}+N_{Pb})/Ns,$$

где H – отношение суммы числа импульсов в объединенной области вторичного характеристического рентгеновского излучения меди и цинка N_{CuZn} и числа импульсов вторичного характеристического рентгеновского излучения свинца N_{Pb} к числу импульсов области рассеянного рентгеновского излучения Ns .

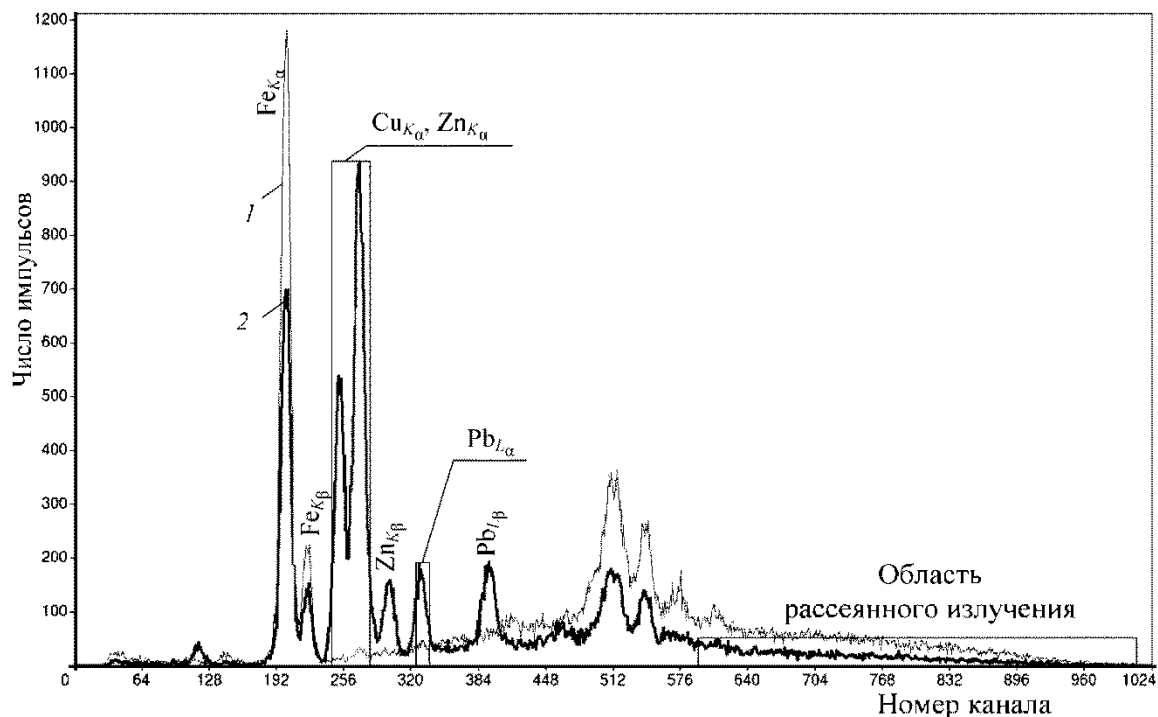


Рисунок 1 – Рентгеновские спектры бедного (1) и богатого (2) по всем трем компонентам кусков полиметаллической руды

Таким образом, аналитический параметр охватывает спектральные области всех ценных компонентов. На принципиальную возможность использования рентгенофлуоресцентной сепарации указывает сопоставление аналитических параметров отдельных кусков руды с различной массовой долей меди, свинца и цинка. С увеличением содержаний компонентов растет значение аналитического параметра.

По выбранному выше аналитическому параметру проведено фракционирование выборки пробы руды и построены кривые разделения (рисунок 2).

Таким образом, по результатам изучения основных факторов, влияющих на обогатимость предварительного обогащения полиметаллической медно-свинцово-цинковой руды, и с учётом особенностей рентгеновских спектров кусков был выбран кумулятивный аналитический параметр, позволяющий выделять отвальные хвосты с выходом около 50-60 % и массовой долей меди 0,024-0,045 %, свинца 0,051-0,062 %, цинка 0,17-0,36 и с потерями с хвостами РРС меди 5,23-11,27 %, свинца 2,38-3,41 %, цинка 2,19-2,51 %.

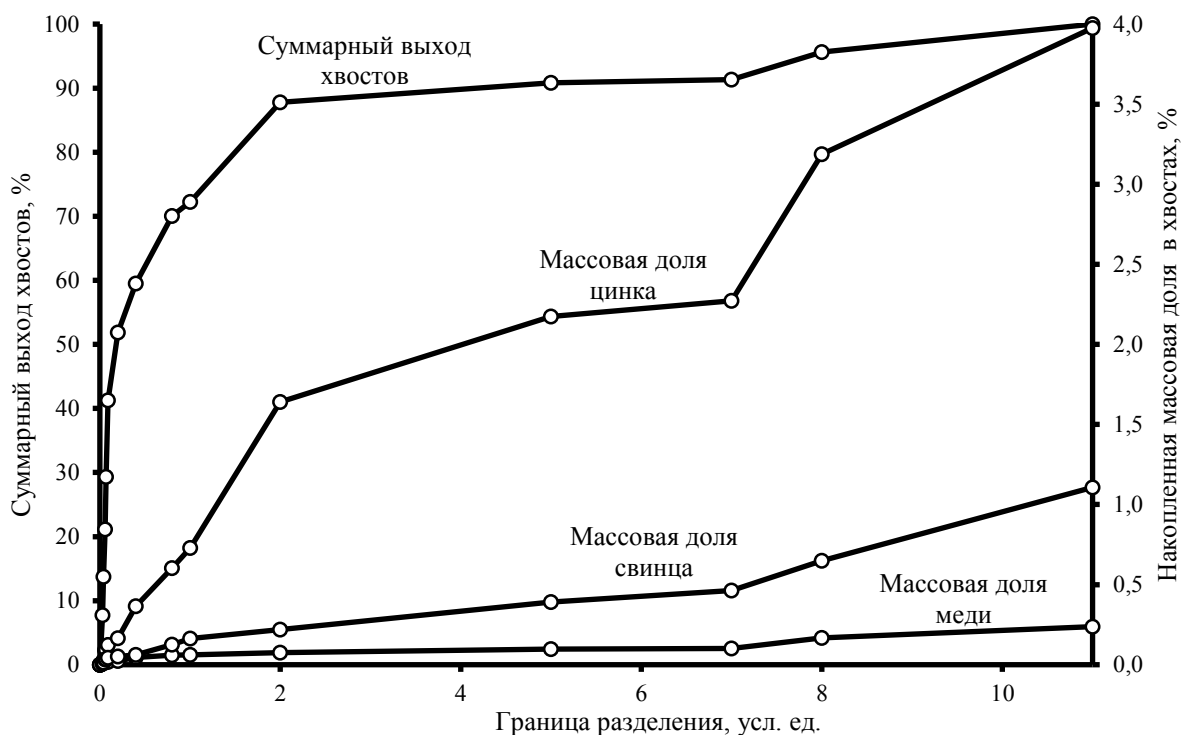


Рисунок 2 – Кривые разделения по кумулятивному аналитическому параметру H

Список литературы

1. Цыпин Е. Ф., Овчинникова Т. Ю., Ефремова Т. А., Елизаров Д. Б. Кластер информационных методов обогащения полезных ископаемых // Горно-информационный аналитический бюллетень. Спец. вып. 23. 2017. С. 483–493.
2. Цыпин Е. Ф., Овчинникова Т. Ю., Ефремова Т. А., Пестов В. В. Построение технологических схем предварительного обогащения многокомпонентных руд // Обогащение руд. 2016. №5. – С. 8-13.
3. Ефремова Т. А., Цыпин Е.Ф., Овчинникова Т. Ю., Мамонов С. В., Елизаров Д. Б. Рентгенофлуоресцентная сепарация полиметаллической руды // Известия вузов. Горный журнал. № 7. 2017. – С. 113–119.
4. Цыпин Е. Ф., Никифоров Д. В. Предельная обогатимость и возможности её формирования // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. 2001. № 4-5. С. 21–33.
5. 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 высших учебных заведений. Горный журнал. 2005. № 5. – С. 21–37.
6. Пестов В. В. Горно-геологические факторы в рентгенорадиометрической сепарации // Материалы научно-технической конференции «Инновационные технологии обогащения минерального и техногенного сырья». Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2015. С. 95–98.
7. Цыпин Е. Ф., Овчинникова Т. Ю., Колтунов А. В., Постникова А. С. Алгоритмы разделения и обогатимость бедной медно-никелевой руды при использовании рентгенофлуоресцентного метода // Известия вузов. Горный журнал. 2014. № 6. – С. 136-142.

8. Рентгенорадиометрическая сепарация медно-цинковых руд / Е. Ф. Цыпин, Н. М. Тююшева, С. Г. Комлев и др. // Цветные металлы. 1992. № 12. – С. 58–91.

9. Цыпин Е. Ф., Постникова А. С., Овчинникова Т. Ю. Предельная обогатимость медно-цинковых руд в стадиях предварительной концентрации // Мат-лы международной научно-технической конференции «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья». Екатеринбург: Издательство «Форт-Диалог-Исеть», 2015. – С. 21–24.

УДК 669.62

ИССЛЕДОВАНИЯ ПО ПЕРЕРАБОТКЕ ПЫЛЕЙ ЭДП В АММИАЧНО-ХЛОРИДНЫХ РАСТВОРАХ С ПОЛУЧЕНИЕМ КАТОДНОГО ЦИНКА

Кийко А.А, Топоркова Ю.И., Колмачихина О.Б.

ФГАОУ ВО «Уральский федеральный университет им. первого Президента
России Б.Н. Ельцина», г. Екатеринбург, Россия

В настоящее время более 30 % мирового производства цинка приходится на вторичное сырьё. В качестве источников вторичного цинка служат отходы цинковых сплавов, образующиеся при изготовлении деталей литьём под давлением и при производстве латуни, а также отходы процесса горячего цинкования стали - изгарь (поверхностные дроссы) и гартцинк (донные дроссы) с высоким содержанием таких примесей, как железо и алюминий [1]. Так же источниками цинксодержащих отходов являются пыли электродуговых печей (ЭДП), образующиеся в результате переработки оцинкованного лома [2]. На данный момент перерабатывают примерно 50 % пылей ЭДП, а остальные пыли захоранивают или складировуют. Вывоз, захоронение и складирование цинксодержащих отходов требует значительных площадей, существенных затрат на защиту окружающей среды, обслуживание складов и последующую рекультивацию земель.

В тоже время, с каждым годом содержание цинка в добываемой руде снижается, а добыча и обогащение руд остаются очень дорогостоящими операциями. Необходимо искать альтернативные источники цинкового сырья. Пыли ЭДП являются перспективными материалами для расширения сырьевой базы цинкового производства. В пылях ЭДП содержится порядка 15 – 40 % цинка, что в десятки раз больше, чем содержание Zn в руде (1 – 4 %). Вдобавок отсутствует необходимость дополнительной подготовки сырья к металлургическому производству – дробление, измельчение и т.д. Однако выделение цинка из пыли является трудной задачей: неоднородность по химическому и фазовому составам, содержание большого количества железа затрудняют переработку пылей ЭДП с помощью классического способа получения цинка. Традиционное серноокислотное выщелачивание не обеспечивает полного и селективного перевода цинка в раствор, т.к. в пылях ЭДП значительное количество цинка содержится в виде труд-

норастворимого феррита цинка. Кроме того, существуют проблемы очистки сульфатных растворов от железа и утилизации твёрдых остатков.

Пирометаллургическими методами перерабатывают большое количество пылей ЭДП, но при этом производят только неочищенный черновой оксид цинка. Кроме того, пирометаллургические процессы не являются окончательной стадией производства марочного цинка и требуют дополнительных операций (чаще всего гидрометаллургических) для получения качественной товарной продукции [3].

Таким образом, на данный момент не существует способа получения цинка высокого качества из вторичного сырья, который имел бы промышленные масштабы.

Одним из перспективных вариантов переработки вторичных цинксо-держащих материалов является аммиачно-хлоридное выщелачивание (EZINEX-процесс), которое обеспечивает селективное извлечение цинка в раствор и концентрирование железа в кеке. Данная схема включает в себя три основных этапа: выщелачивание исходного сырья; очистку полученного раствора от вредных примесей; электроэкстракцию цинка из очищенного раствора. Завершающая операция (электроэкстракция) является недостаточно изученной - выделить цинк в виде компактного осадка, получить товарный металл заданной чистоты из аммиачно-хлоридных растворов весьма сложная задача.

Целью наших экспериментов является получение катодного цинка высокой чистоты из аммиачно-хлоридных растворов. Важную роль в этом процессе играет подбор материалов для изготовления анодов и катодов. Для проведения экспериментов была собрана лабораторная установка, приведенная на рисунке 1.

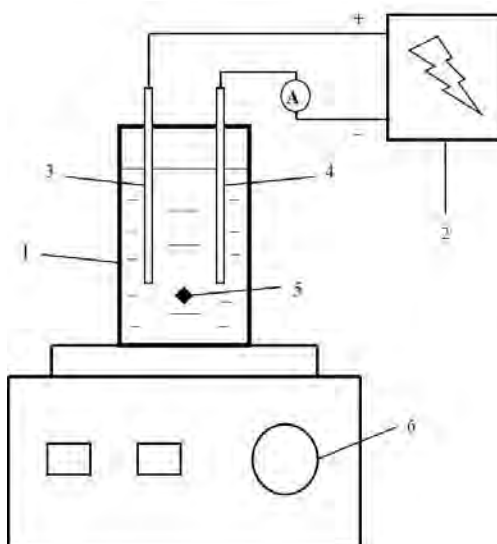


Рисунок 1 – Установка для электроэкстракции цинка из аммиачно-хлоридных растворов

1 – корпус электрохимической ячейки; 2 – источник тока; 3 – анод, 4 – катод,
5 – аммиачно-хлоридный раствор; 6 – мешалка

В качестве исходного раствора для опытов использовался модельный раствор, содержащий 35 г/дм³ цинка. В опытах использовалось два различных анода: традиционный свинцово-серебряный и графитовый. Катод был сделан из титановой пластины. Полученные катодные осадки показаны на рисунке 2.

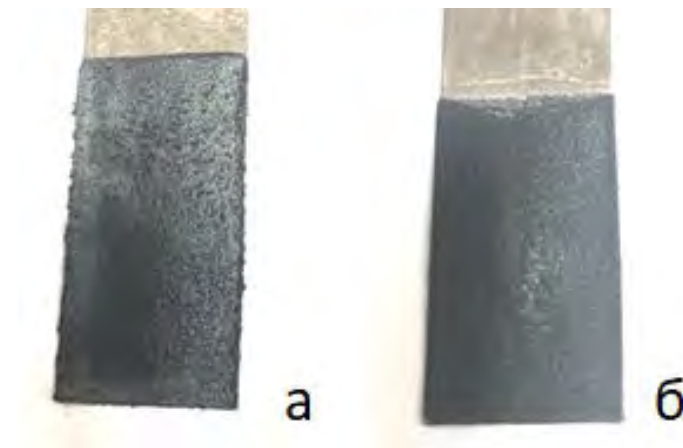


Рисунок 2 – Цинковый осадок, полученный:

а - с использованием свинцово-серебряных анодов; б - с использованием графитовых анодов

Использование традиционного (свинцово-серебряного) анода практически невозможно из-за его разрушения в результате чего происходит загрязнение растворов и товарного цинка. При использовании графитового анода не происходит загрязнение растворов и получаемого цинка. Однако во всех опытах был получен не компактный осадок, а достаточно мелкий цинковый порошок. Данный результат не удовлетворяет поставленной нами ранее цели. Поэтому главной проблемой выделения цинка из растворов остается подбор условий электроэкстракции, состава раствора и используемых электродов, которые позволили бы получить компактный цинк высших марок.

Список литературы

1. Recycling of galvanized steel scrap for use in cast iron melting in induction melting facilities, Leushin I. O., Subbotin A. Yu., CIS Iron and Steel Review, 2015 № 1.P. 19 – 22;
2. Сборник докладов четвертой международной конференции «Металлургия-интехэко-2011» [Электронный ресурс] Исследования и разработка технологии по удалению примесей из вельц окиси, полученной после переработки пылей электродуговых печей (ЭДП). Режим доступа:<https://studfiles.net/preview/6214767/page:14/>, свободный. – Дата обращения 12.12.2018.
3. Современное состояние технологий выщелачивания вылей чёрной металлургии и продуктов их пирометаллургической переработки. [Текст] / С.А. Якорнов, А. М. Паньшин, П.А. Козлов, Д.А. Ивакин, // Цветные металлы. 2017. – № 5. – С. 37 – 42.

ИССЛЕДОВАНИЕ ОСОБЕННОСТЕЙ ВСКРЫТИЯ УПОРНЫХ АРСЕНОПИРИТОВЫХ РУД И ИХ ДАЛЬНЕЙШАЯ ПЕРЕРАБОТКА

Звонцов Н. О., Рогожников Д. А.

ФГАОУ ВО «Уральский федеральный университет им. первого Президента России Б.Н. Ельцина», г. Екатеринбург, Россия

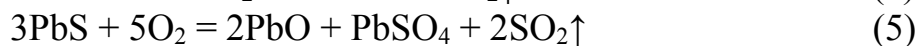
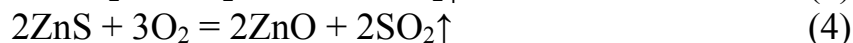
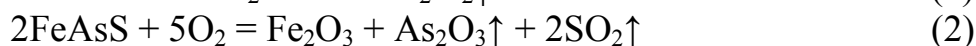
До середины 20 века упорным рудам не уделялось должного внимания, поскольку имелось достаточное количество более доступных источников цветных и благородных металлов. Однако в 60-70-х годах прошлого столетия обострилась проблема снижения содержания золота в рудах, а также значительно сократилось число разведанных месторождений, содержащих руды, которые легко перерабатываются традиционными способами. Все это способствовало развитию существовавших технологий и обеспечению возможности переработки упорных золотосодержащих руд.

Следует отметить, что упорными золотосодержащие руды являются только по отношению к операции цианирования, которое не обеспечивает должного извлечения золота. Для достижения необходимого извлечения сырья предварительно подвергают дополнительным процессам обработки: измельчению, гидрометаллургическому вскрытию, предварительному обжигу и другим процессам, которые позволяют вскрыть упорный концентрат [1-5]. При этом, в ряде других способов переработки упорность арсенопиритовых руд проявляется незначительно, и руда относительно легко поддается переработке. К таким способам относится пирометаллургический (с предварительным обогащением в несколько стадий), а также способы с применением различных растворителей: тиосульфатных, тиомочевинных и хлоридных. Однако главной 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 [6].

Для преодоления упорности арсенопиритовых руд предлагается использовать окислительный обжиг для удаления (возгонки) большей части мышьяка в газовую фазу с последующим его улавливанием и гидрометаллургической очисткой [7, 8]. Полученный огарок предлагается выщелачивать азотной кислотой с получением (после фильтрации) золотосодержащих кеков, из которых будет извлечено золото, и раствора, содержащего железо, мышьяк и некоторое количество цветных металлов, которые также можно извлекать [9]. В данной статье акцентируется внимание на подготовке к эксперименту для проведения окислительного обжига упорного золотосодержащего концентрата, полученного путем флотационного обогащения.

Для начала необходимо понять, какие основные химические реакции будут протекать при окислительном обжиге. Поскольку на данном этапе происходит лишь оценка возможных результатов эксперимента, а также поиск «проблемных мест», то можно условно принять, что в реакциях будут участвовать только основные компоненты концентрата, такие как: пирит (FeS_2), арсенопирит (FeAsS), халькопирит (CuFeS_2), сфалерит (ZnS) и галенит (PbS). Также условно принимаем, что сумма пирита и арсенопирита составляет около 60 % от всего фазового состава концентрата.

На основе данных, полученных из ранее проводившихся исследований [10], а также во избежание расплавления и спекания частиц концентрата при обжиге, принято решение ограничиться диапазоном температур от 500 до 650 °С. В таком случае в исследуемом процессе протекают следующие основные реакции [11]:



Как видно из реакций (1-5), высшие сульфиды представленных минералов, в основном, диссоциируют на оксид/сульфид металла и серу/диоксид серы. Также нельзя исключать возможных образований сульфатов.

При условии, что мышьяк планируется максимально перевести в газовую фазу, нас интересуют газообразные продукты реакций (1-5): SO_2 , S_2 , As_2O_3 . Но есть проблема в том, что As_2O_3 может реагировать с веществами в газовой фазе и образовывать другие продукты, такие как As_2O_4 и As_2O_5 , которые будут осаждаться в пространстве печи и усложнять задачу возгонки мышьяка.

Для приблизительного определения более оптимальных параметров проведения процесса окислительного обжига предлагается построить Lpp-диаграммы, которые позволят установить, в каких условиях необходимо проводить данный процесс, чтобы добиться максимального перевода мышьяка в газовую фазу.

Для определения параметров обжига использован пакет прикладных программ HSC Chemistry 5.1. Lpp-диаграмма показывает границы устойчивости фаз при изотермических условиях и заданном общем давлении в системе в следующих координатах: X – парциальное давление компонента 1; Y – парциальное давление компонента 2. Парциальное давление компонентов на диаграммах выражено в барах.

Данный программный модуль позволяет рассмотреть систему только из трех химических элементов. Учитывая какие элементы могут повлиять на ход реакции при рассматриваемом обжиге, можно определить три основных химических элемента, участвующих в реакции, а именно O, S и As,

значениями которых можно оперировать при моделировании данного процесса обжига [12].

Лрр-диаграммы для средней температуры (600 °C) выбранного диапазона температур (500-650 °C), в координатах S₂-As, O₂-As и O₂-S₂ представлены на рисунках 1-3, соответственно.

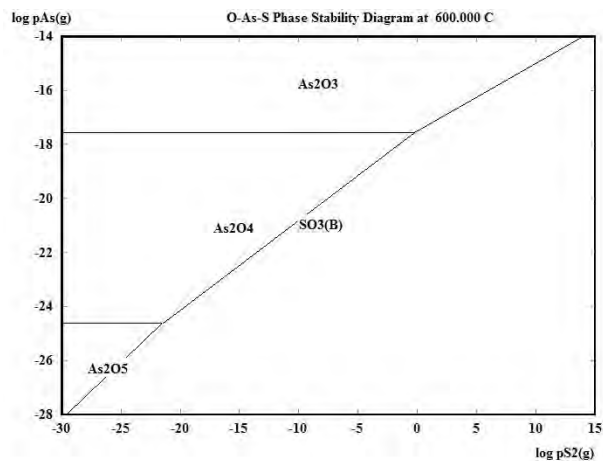


Рисунок 2 – Лрр-диаграмма S₂-As при температуре 600 °C

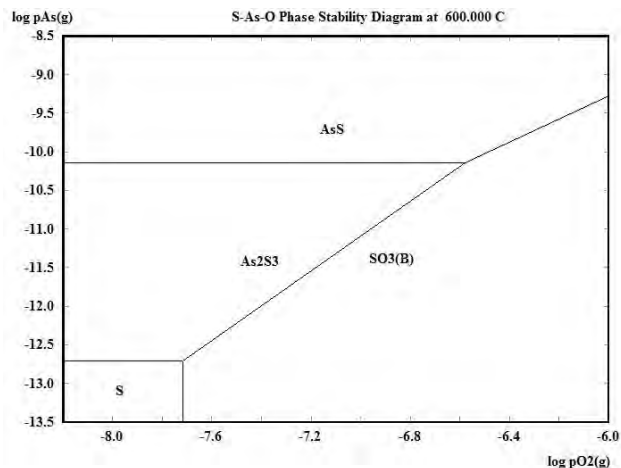


Рисунок 3 – Лрр-диаграмма O₂-As при температуре 600 °C

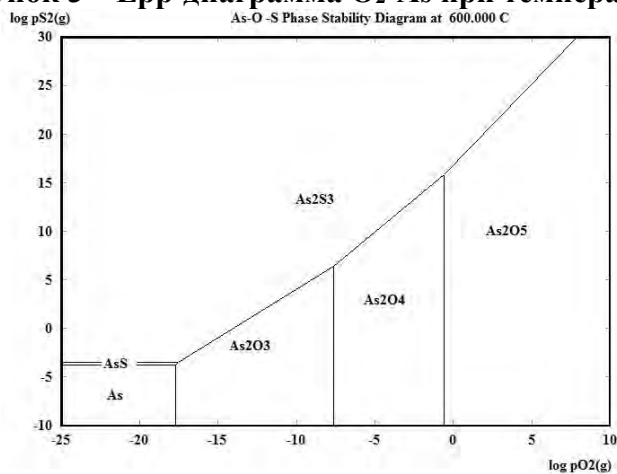


Рисунок 4 – Лрр-диаграмма O₂-S₂ при температуре 600 °C

Исходя из полученных данных можно сделать вывод о том, что обжиг следует проводить при недостатке кислорода, поскольку при росте парциального давления кислорода наиболее устойчивыми фазами становятся нелетучие соединения мышьяка, такие как As_2O_4 и As_2O_5 . Также при росте парциального давления кислорода в рассматриваемой системе наблюдается образование такого соединения, как SO_3 . Это говорит об окислении серы, что влечет за собой рост температуры, а также расплавление частиц концентрата. Это недопустимо в нашем случае, поэтому при проведении обжига необходимо тщательно контролировать расход природного газа и воздуха на горение.

Заключение

На данном этапе подготовки эксперимента окислительного обжига были определены наиболее устойчивые газовые фазы, которые будут иметь значение при определении качества возгонки мышьяка. Присутствие свободного кислорода в пространстве обжиговой печи повлечет за собой смещение баланса реакции в сторону образования неблагоприятных продуктов, таких как As_2O_4 , As_2O_5 и SO_3 , которые могут помешать эффективному проведению процесса. Поэтому следует учитывать последствия возможных реакций при проведении эксперимента.

В ходе дальнейших исследований планируется более подробно ознакомиться с составами потенциальных образцов арсенопиритового концентрата, с которыми предполагается проведение экспериментов обжига для возгонки мышьяка. Также необходимо спроектировать экспериментальную установку, поскольку мышьяковистые возгоны являются токсичными для здоровья человека, что требует дополнительных мер предосторожности при проведении подобных опытов.

Список литературы

1. Bhakta, P. Alkaline oxidative leaching of gold-bearing arsenopyrite ores – report of investigations / P. Bhakta, J. W. Langhans at al. // United states department of the interior, Bureau of mines. – 5th Sep 1989. – RI 9258, TN23.U43. – P. 12.
2. Leng, F. Arsenic bioleaching in medical realgar ore and arsenic-bearing refractory gold ore by combination of *Acidithiobacillus ferrooxidans* and *Acidithiobacillus thiooxidans* – original research article / F. Leng, S. Sun, Y. Wang at al. // Tropical journal of pharmaceutical research, Benin. – May 2016. – P. 1031-1038.
3. Hu, J. A scaled-up continuous process for biooxidation as pre-treatment of refractory pyrite-arsenopyrite gold-bearing concentrates – Full length article / J. Hu, H. Huang, H. Xie at al. // Biochemical engineering journal, Elsevier. – 1st Oct 2017. – P. 228-234.
4. Seitkan. A. Processing double refractory gold-arsenic-bearing concentrates by direct reductive melting / A. Seitkan, S. A. T. Redfern // Minerals engineering, Elsevier. – 23th Aug 2016. – P. 286-302.
5. Wang, Q. Environmentally friendly extraction of gold from refractory concentrate using a copper e ethylenediamine e thiosulfate solution / Q. Wang, X. Hu, F. Zi at al. // Journal of cleaner production, Elsevier. – 2nd Jan 2019. – P. 860-872.
6. Захаров, Б. А. Золото: упорные руды [Текст]: научное издание / Б. А. Захаров, М. А. Меретуков. – М. : Издательский дом «Руда и металлы», 2013. – 452с.

7. Карелов, С.В. Очистка выбросов в атмосферу предприятий цветной металлургии: Уч. пособие / С.В. Карелов, В.Л. Советкин, С.В. Мамяченков – Екатеринбург : УГТУ-УПИ, 1999. –106 с.

8. Рогожников, Д.А. Экологические проблемы металлургического производства. Часть 1: учебное пособие / Д. А. Рогожников, А. А. Шопперт, И. В. Логинова – Екатеринбург : Издательство УМЦ УПИ, 2017. – 224 с.

9. Рогожников, Д. А. Комплексная гидрометаллургическая переработка многокомпонентных сульфидных промпродуктов : диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук : 05.16.02 / Д. А. Рогожников. – Екатеринбург, 2013. – 184 с.

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. Набойченко, С.С. Процессы и аппараты Цветной металлургии [Текст] : учеб. пособие для студентов / С.С. Набойченко, Н.Г. Агеев, В.П. Жуков и др. – Екатеринбург: ГОУ ВПО УГТУ—УПИ, 2015. — 700 с.

12. Агеев, Н.Г. Металлургические расчеты с использованием пакета прикладных программ HSC Chemistry [Текст]: учебное пособие / Н.Г. Агеев, С.С. Набойченко. – Екатеринбург : Издательство Уральского университета, 2016. – 124 с.

УДК 669.2; 544.6.076.242

ИЗВЛЕЧЕНИЕ МЕДИ ИЗ ОТРАБОТАННЫХ РАСТВОРОВ ТРАВЛЕНИЯ ПЕЧАТНЫХ ПЛАТ

Маковская О. Ю., Шевчук А. П.

ФГАОУ ВО «Уральский федеральный университет им. первого Президента России Б.Н. Ельцина», г. Екатеринбург, Россия

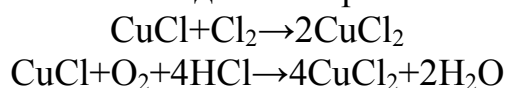
Производство 1 м² печатных плат требует в среднем 1,5-3,5 дм³ травителя, что дает около одного миллиарда кубометров отработанных растворов по всему миру ежегодно. Следовательно, актуальной является проблема поиска экологически чистого способа извлечения меди из отработанных растворов травления в процессе производства печатных плат.

В качестве травителей используют растворы хлорного железа, аммиака, хлорида меди и пр. В настоящее время широко применяется солянокислый раствор хлорида меди. Его использование по сравнению с аммиачными растворами и растворами хлорида железа, характеризуется очень высокой скоростью растворения металлической меди, а также стабильностью заданных параметров процесса [1]. Для всех рецептов по мере вытравливания содержание ионов меди в растворе возрастает, а содержание окислителей уменьшается, в результате скорость травления падает. Такие растворы подлежат корректировке, которая заключается в отделении части отработанного раствора и удаления из него меди и добавлении в оставшуюся часть остальных компонентов. Корректировка эффективна для сравнительно свежих растворов. Вследствие накопления в растворе большого ко-

личества побочных продуктов со временем она становится невозможной. Такие растворы, как правило, направляют на утилизацию.

Основным методом удаления ионов тяжелых металлов почти на всех предприятиях РФ является реагентный метод, основанный на нейтрализации и осаждении металлов в форме гидроксидов или основных солей, однако реагентный метод не обеспечивает нормативное качество воды для сброса не только в водоемы, но и в канализационную сеть. Кроме того, медь и прочие ценные компоненты безвозвратно теряются. Наиболее эффективным подходом к решению данной проблемы является внедрение локальных малоотходных технологий, предусматривающих поэтапное извлечение металлов, их возврат в технологический цикл, вторичное использование очищенной промывной воды, а также получение товарных форм утилизируемых материалов [2].

Одним из наиболее привлекательных методов переработки ОРТ является электрохимическое извлечение меди в виде металла. Прямая электроэкстракция меди из солянокислых растворов применяется ограниченно из-за возможности выделения на аноде газообразного хлора.



Поэтому получили распространение процессы с применением ионообменных мембран, разделяющих анодное и катодное пространства электролизера.

Способ электрохимической регенерации отработанного медно-хлоридного раствора травления является весьма перспективным, так как помимо регенерации раствора, он обеспечивает возможность утилизации меди в виде катодного осадка.

Например, авторы [3] предлагают регенерацию кислого раствора травления меди на основе хлорида меди (II), хлороводородной кислоты и хлорида аммония с помощью мембранного электролиза.

Актуальной задачей является такая модификация процесса электрохимической регенерации, которая позволила бы устранить образование значительных количеств Cl_2 на аноде. Электрохимическая обработка отработанного травильного раствора производится только в катодной камере с использованием в качестве анолита раствора серной кислоты. Скорость разряда хлорид-ионов на аноде будет ограничиваться скоростью их переноса из католита через мембрану, т.е. определяется исключительно селективностью мембраны.

Для выделения меди из отработанных травильных растворов нами предложен двухкамерный электролизер с катодом и анодом, изготовленными из нержавеющей стали. Анодное и катодное пространство разделили катионообменной мембраной. В катодную камеру заливали отработанный травильный раствор следующего состава, г/дм³: 270 Cu, 27 NH₄Cl, 11,6 HCl. В качестве анолита использовали раствор 200 г/дм³ Na₂SO₄. Электро-

экстракцию вели при плотности тока 650 A/m^2 , силе тока 350 мА, и напряжении 200 В. Процесс вели в течение 4 ч. Основной задачей было снижение концентрации меди в два раза, что дает возможность после корректировки состава и рН вернуть раствор на операцию травления. В результате получена металлическая медь, выход по току составил более 60 %.

Список литературы

1. Cakır O. Review of etchants for copper and its alloys in wet etching processes. Key Engineering Materials. 2008. No 364. P. 460-465.

2. Кругликов С.С. Регенерация травильных растворов и рекуперация меди в производстве печатных плат // Гальванотехника и обработка поверхности. 1993. Т.2. Вып. 4. С. 69-72.

3. Тураев Д.Ю., Кругликов С.С., Парфенова А.В. Изучение процесса регенерации травильного раствора на основе хлорида меди с помощью мембранного электролиза // Журнал прикладной химии. 2005. Т. 78. Вып. 9. С. 1469-1474.

УДК 669

ПЕРЕРАБОТКА ВТОРИЧНЫХ СЕРЕБРОСОДЕРЖАЩИХ МАТЕРИАЛОВ ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИМ МЕТОДОМ

Полыгалов С.Э., Шадрина Е.А., Колмачихина О.Б., Лобанов В.Г.
ФГАОУ ВО «Уральский федеральный университет им. первого Президента России Б.Н. Ельцина», г. Екатеринбург, Россия

Мировое потребление серебра неуклонно растет, однако с каждым годом руды обедняются, а себестоимость добычи увеличивается. Так, если в 60-х годах XX века содержание серебра в рудах составляло в среднем 25-30 г/т, то в 2010 году - только 7-10 г/т. Самые богатые и экономически выгодные месторождения уже выработаны. В связи с этим особое значение получает переработка серебряносодержащих отходов, которые не требуют добычи, утилизация их снижает экологический ущерб, а содержание серебра в подобных материалах в сотни раз превышает содержание серебра в рудах. Основные виды вторичного серебряносодержащего сырья:

– Серебряно–цинковые и серебряно–кадмиевые аккумуляторы (30 – 60 %Ag) - вышедшие из строя, устаревшие, забракованные Основными компонентами, кроме серебра, являются цинк, медь, олово, кадмий, свинец [1].

– Металлические композиции (25 – 50 %Ag) - новый вид материалов, применяемых в электротехнической промышленности, получаемый методом порошковой металлургии;

– Бромистое серебро (35 – 50 %Ag) – пастообразное или комкообразное вещество бурого цвета, образуется при регенерации на кино-фотопленочных и фото-бумажных фабриках из брака, пленок и эмульсий;

– Сернистое серебро (30 – 60%Ag) -коричневый или буро–черный пастообразный продукт, образующийся при действии на фиксажные растворы сульфидов или при выпарке;

– Хлористое серебро (25 – 70 % Ag) –пастообразная масса, которая образуется при очистке серебросодержащих растворов реагентами, содержащими хлор. Хлористое серебро получается также при обработке фотоматериалов, при производстве зеркал и елочных украшений;

–Шламы металлического серебра (2-10% Ag), получаемые при выделении серебра из отработанных электролитов серебрения и травильных растворов, например, цементацией цинком и алюминием;

– Лом радиоэлектронный (50-80 % Ag), получаемый при переработке отходов радиоэлектротехники [2];

– Сплав Доре (~ 95 % Ag, 3 % Au), получаемый при плавке анодных шламов электролитического получения меди. Содержит также Pb, Cu, Bi, Cd, Ni, Fe, Te, Pt, Pd. Сплав подобного состава получают при переработке серебросодержащих шламов свинцового, никелевого и цинкового производств [3].

– Цинковые цементаты (не менее 75-80 %Ag).

Несмотря на высокое содержание серебра, все вышеперечисленное сырье имеет очень сложный состав. Многие компоненты сплавов весьма дороги (Pt, Pd, Au), поэтому схемы переработки вторичного серебросодержащего сырья предусматривают очистку серебра от примесных металлов с выводом их в различные полупродукты. Представляет интерес поиск технологии, позволяющей селективно выделять серебро из комплексного сырья.

Пирометаллургические методы разделения и переработки вторичного серебросодержащего сырья обладают такими недостатками, как многостадийность; высокие топливно- и энергетические затраты; низкая комплексность использования сырья. Кроме того, сырье, поступающее на переработку, может содержать свинец, сурьму, мышьяк и другие примеси, что приводит к загрязнению окружающей среды газообразными и возгорающимися продуктами.

Гидрометаллургические методы громоздки, дороги, применяются чаще всего как предварительная операция перед окончательным аффинажем благородных металлов электролитическим методом[4]. Чаще всего растворение серебросодержащих сплавов проводят в азотнокислых растворах. Для перевода серебра в раствор необходим окислитель, которым может выступать и сама азотная кислота, но в этом случае выделяются газы, которые необходимо улавливать и утилизировать. В качестве альтернативного окислителя нами предложен пероксид водорода [5, 6]. Были проведены исследования по влиянию концентрации пероксида водорода и азотной кислоты на растворение серебра.

В качестве образца выбрали химически чистое серебро. Чистое порошкообразное серебро сплавляли и охлаждали в защитной атмосфере в графитовом тигле. Полученный диск площадью 0,38 см² впрессовывали в оправу из фторопласта(рисунок 1).

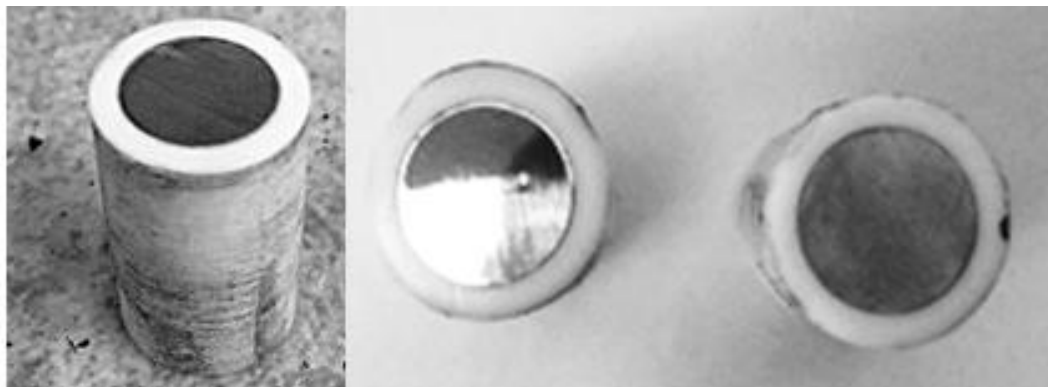


Рисунок 1 – Серебряные диски в обойме из инертного материала

Рабочую поверхность шлифовали, полировали, промывали водой и обезжиривали этиловым спиртом. Тщательная подготовка поверхности образца позволяет свести к минимуму расхождение между величинами его геометрической и истинной поверхности [7].

В качестве исходных факторов выбрали температуру (25 – 90 °С), концентрации азотной кислоты (50 – 150 г/дм³) и пероксида (0 – 120 г/дм³); результирующий фактор - перевод серебра в раствор. На основании полученных экспериментальных данных определили скорости растворения серебра в азотной кислоте и построили зависимости скорости растворения серебра в азотной кислоте с добавлением пероксида водорода при различных температурах (рисунки 2-3).

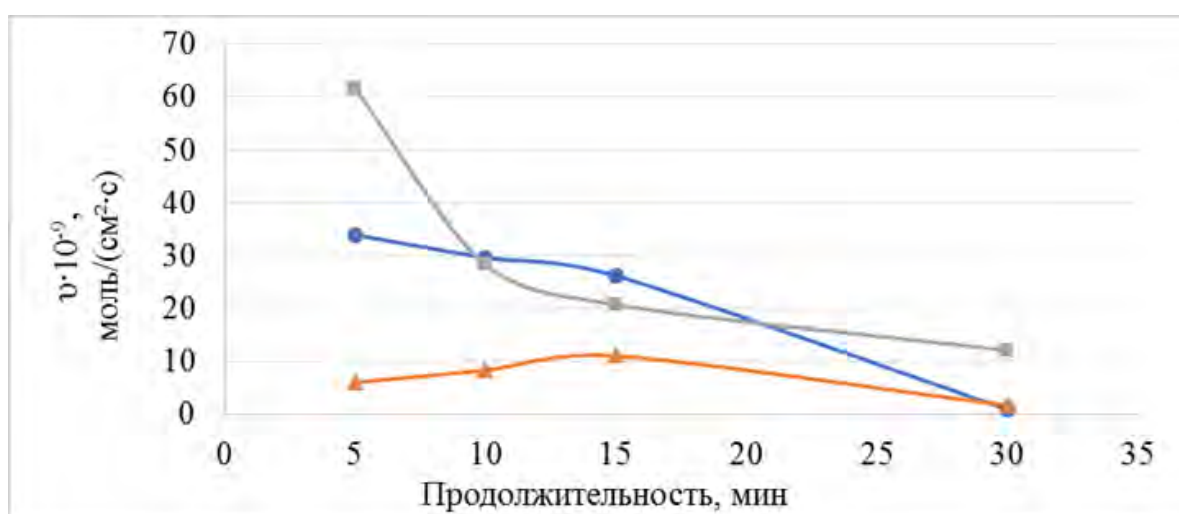


Рисунок 2– Изменение скорости растворения Ag во времени при t = 60 °С
 ● - 50 г/дм³ HNO₃; ▲ - 50 г/дм³ HNO₃, 60 г/дм³ H₂O₂; ■ – 50 г/дм³ HNO₃, 120 г/дм³ H₂O₂

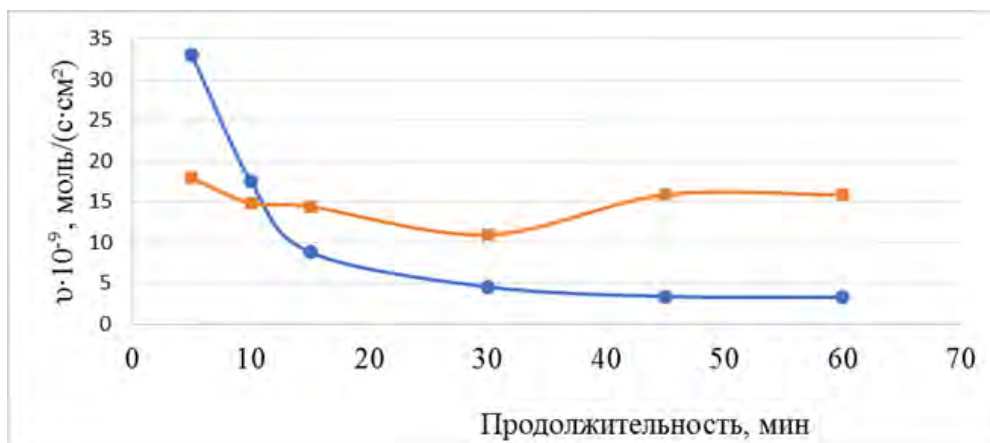


Рисунок 3 – Изменение скорости растворения Ag во времени при различных концентрациях пероксида
 ● – 60 г/дм³ H₂O₂; ■ – 100 г/дм³ H₂O₂

Скорость растворения серебра в растворе с добавкой пероксида водорода в количестве 120 г/дм³ превышает скорости растворения серебра как в растворах с низкой концентрацией пероксида водорода, так и в растворах без добавления пероксида водорода.

Максимальный переход серебра в раствор наблюдали при следующих условиях: концентрации азотной кислоты 150 г/дм³ и температуре 90°C. Масса перешедшего за 15 минут серебра в раствор составила 0,001 грамма. Стоит обратить внимание, что с увеличением концентрации пероксида водорода в растворе средние значения скоростей растворения серебра уменьшаются. Это связано с тем, что при избытке пероксида в растворе серебро активнее переходит в раствор, происходит быстрое насыщение раствора серебром, и, следовательно, скорость растворения снижается быстрее. На рисунке 4 представлено сравнение скоростей растворения серебра в азотной кислоте с добавлением пероксида при разных температурах.

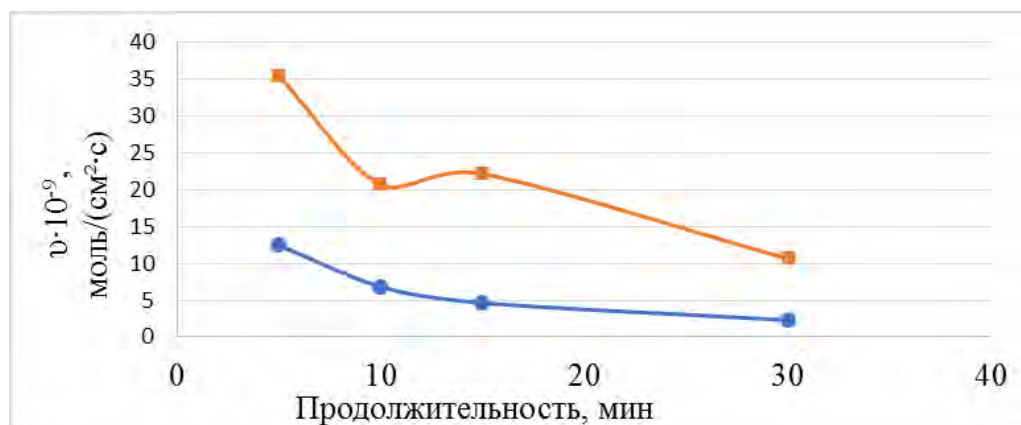


Рисунок 4 – Зависимость скорости растворения от температуры
 ● - t = 60 °C; ■ - t = 90 °C

Скорость растворения серебра увеличивается с ростом температуры, и скорость растворения тем выше, чем выше концентрация пероксида водорода в растворе. Снижение скорости растворения серебра связано с расходом кислоты и пероксида.

Таким образом, в ходе проведенных исследований были выявлены условия, при которых достигаются лучшие результаты по переводу серебра в раствор и установлено положительное влияние пероксида водорода на процесс растворения серебра. Максимальная скорость растворения серебра достигается в диапазоне концентраций: HNO_3 от 32 до 43 г/дм³, H_2O_2 от 140 до 160 г/дм³.

Список литературы

1. Карпов Ю.А. Переработка вторичного сырья, содержащего цветные металлы / Ю.А. Карпов – М. : Гиналмаззолото, 1996. – 290 с.
2. Способ извлечения благородных металлов: пат. 2276196 Рос. Федерация/ Теляков А.Н., Шалыгин Л. М., Иконин Л.В., Теляков Н.М.; патентообладатель Гос. обр. уч-е ВПО Санкт-Петербургский гос. горный ин-т им. Г.В. Плеханова – № 2004138375/02; заявл. 27.12.2004; опубл. 10.05.2006.
3. Лебедь А.Б. Аффинаж золотосеребряных сплавов на ОАО «Уралэлектромедь»: учебное пособие/ А.Б. Лебедь, Г.И. Мальцев, С.В. Мамяченков. – Екатеринбург: УрФУ, 2015. – 160 с.
4. Павловский В.А. Извлечение вторичных благородных металлов из отходов промышленности / В.А. Павловский// Регенерация серебра. Технология металлов – 2004. – №5. – С. 2 – 5.
5. Куколевский А.С. Разработка эффективной технологии извлечения серебра из отходов ювелирной промышленности: автореф. дис.на соиск. учен. степ. канд. технич. наук (05.16.02) / Куколевский Антон Сергеевич; Санкт-Петербург, 2009. – 22 с.
6. Польшгалов С.Э. Снижение объемов вредных выбросов при аффинаже серебра /Шадрина Е.А., Польшгалов С.Э., Лобанов В.Г. // Тезисы XXIII Международной научно-технической конференции «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья» г.Екатеринбург, УГГУ, 2018 г.- с.302-305
7. Набойченко С.С. Практикум по гидрометаллургии / С.С. Набойченко, В.Г. Лобанов – М.: Металлургия, 1992. – 236 с.

УДК 669.213.3

ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ СУЛЬФИДНО-ЩЕЛОЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ФЛОТАЦИОННОГО КОНЦЕНТРАТА ОЛИМПИАДИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Коблик А.А., Русалев Р.Э., Рогожников Д.А., Набойченко С.С.
ФГАОУ ВО «Уральский федеральный университет им. первого Президента
России Б.Н. Ельцина», г. Екатеринбург, Россия

Необходимость вовлечения в переработку бедных руд, техногенного сырья и упорных концентратов возрастает с каждым новым отработанным месторождением. В настоящее время всё более актуальным становится ис-

пользование всех природных и техногенных ресурсов на основе создания безотходных технологий.

Исследуемое сырьё является упорным ввиду наличия тонковкрапленного золота, ассоциированного с сульфидами, что характерно для минералов пирита, арсенопирита и стибнита. Переработка такого сырья с помощью цианирования в обычных условиях является нецелесообразной из-за низкого показателя извлечения и высокого расхода реагента-растворителя; использование пирометаллургических технологий недопустимо по причине образования опасных мышьяковистых газов при термической обработке мышьяксодержащих материалов.

Наличие высокого содержания сурьмы в исследуемом концентрате, наряду с необходимостью предварительного вскрытия упорных минералов для высокоэффективного цианирования золота, показывает целесообразность предварительного растворения антимонита и получения дополнительного товарного продукта – сурьмы.

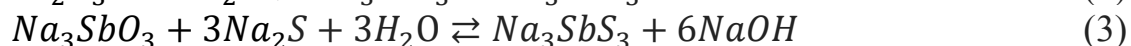
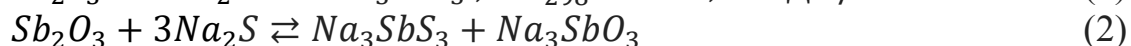
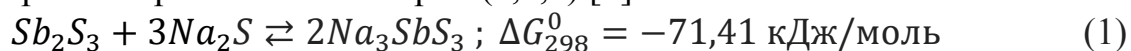
Гидрометаллургические технологии переработки сурьмяного сырья можно разделить на 2 типа: кислотное и щелочное выщелачивание.

Кислотное выщелачивание реализуется посредством растворения антимонита в соляной кислоте, галогенидах некоторых металлов, а также окисления минерала сурьмы с помощью азотной кислоты. Недостатками данных технологий являются низкий показатель извлечения сурьмы в раствор и образование нерастворимых в кислой среде оксидов сурьмы [1-3].

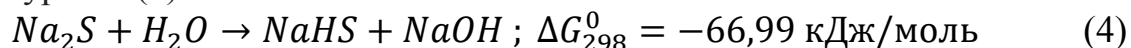
Разновидностью кислотного выщелачивания является бактериальное окисление сульфидных соединений посредством хемолитотрофных бактерий в кислой среде. Недостатками такой технологии являются низкая эффективность выщелачивания и образование элементной серы, которая повышает расход цианида при выщелачивании золота, образуя роданид-ионы [4,5].

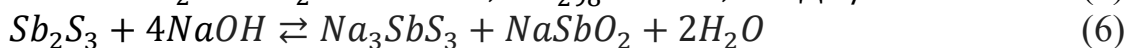
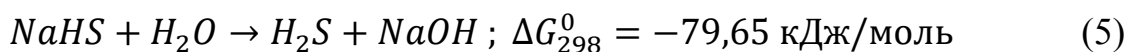
Технология щелочного выщелачивания представляется наиболее целесообразной применительно к данному сырью, т.к. удовлетворяет главному требованию к процессу выщелачивания – максимальный перевод целевого металла в раствор с минимальным количеством примесей.

Растворителями сурьмы в щелочной среде являются сульфид натрия и гидроксиды щелочных металлов. Сульфидно-щелочные растворы, взаимодействуя с основным сурьмяным минералом Sb_2S_3 , образуют хорошо растворимый тритиостибат натрия (1,2,3) [1]:



Использование гидроксида натрия необходимо для депрессии гидролиза Na_2S (4,5), также он является дополнительным растворителем сульфида сурьмы (6):





Богатые по сурьме растворы выщелачивания отправляются на электролиз с нерастворимыми анодами для получения катодной сурьмы, а отработанный электролит после регенерации может использоваться повторно для выщелачивания в замкнутой системе [6].

Исследуемым сырьём является флотационный золотосодержащий сурьмяный концентрат Олимпиадинского месторождения.

Олимпиадинское месторождение расположено на территории Северо-Енисейского района Красноярского края. На месторождении выделяются два типа руд: первичные вкрапленные золотосульфидные упорные и руды коры выветривания – обогатимые. По геохимическому составу руды относятся к золото-мышьяк-сурьмяному типу [7].

Исследование сырья проводили следующими методами: рентгено-спектральный флуоресцентный метод анализа для определения элементного состава, рентгенофазовый анализ для определения минералогического состава и пробирный анализ с масс-спектрометрией для определения содержания золота.

Исследуемый концентрат представлен в основном сурьмой, кремнием, кальцием, серой и железом. Элементный анализ представлен в таблице 1.

Таблица 1 – Элементный состав исследуемого концентрата

Элемент	Sb	Fe	As	S	Ca	Mg	Al	C	Si	O	Au, г/т
масс. %	19.18	8.95	1.90	11.45	13.14	1.46	1.69	1.44	15.71	25.08	58

Основные обнаруженные фазы – кварц (SiO_2) – 33,6 %, стибнит (Sb_2S_3) – 26,7 %, доломит ($CaMg(CO_3)_2$) – 5,3 %, негашеная известь (CaO) 15,0%, пирит (FeS_2) – 5,7%, арсенопирит ($FeAsS$) – 4,7%, корунд (Al_2O_3) – 3,1%; такой состав соответствует золото-мышьяк-сурьмяному типу руд Олимпиадинского месторождения. Фазовый анализ концентрата представлен на рисунке 1.

Эксперименты по выщелачиванию концентрата проводили в реакционном стакане при атмосферном давлении. Концентрации Na_2S и $NaOH$ в растворах выщелачивания варьировали в диапазоне от 15 до 60 г/дм³ и от 15 до 45 г/дм³, соответственно. Отношение Ж:Т принимали равным от 1,3 до 6,7. Температура выщелачивания – 50 °С. После достижения раствора необходимой температуры добавляли навеску флотоконцентрата массой 10 г. Продолжительность выщелачивания 180 минут при постоянном перемешивании со скоростью 400 мин⁻¹. После выщелачивания пульпу фильтровали. Кек сушили и передавали на анализ с полной расшифровкой спектра в специализированную лабораторию.

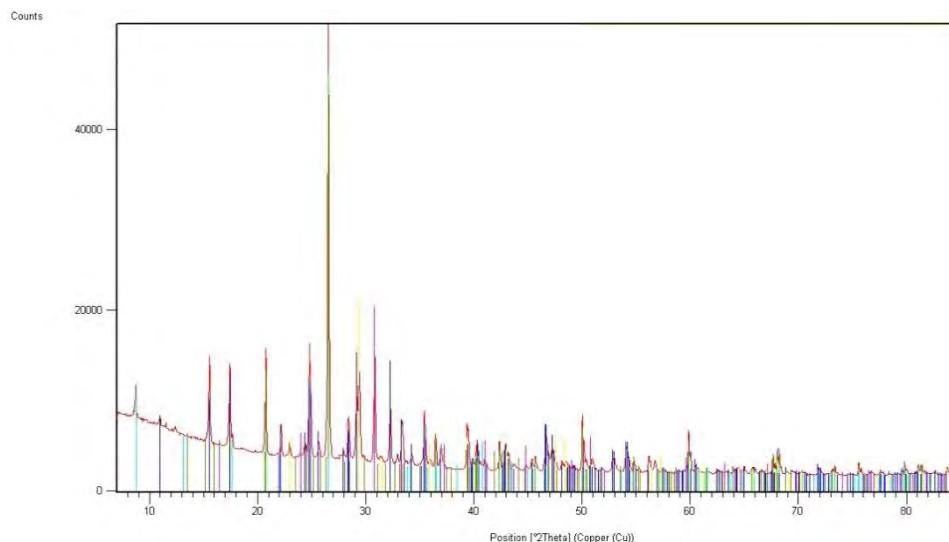


Рисунок 1 – Диффрактограмма исследуемого концентрата

Полученные результаты экспериментов приведены в таблице 2.

По полученным данным были построены поверхности отклика, показывающие зависимость извлечения сурьмы в раствор от различных факторов (рис. 2-4).

Таблица 2 – Результаты экспериментов

№	Ж:Т	C_{NaOH} , г/дм ³	C_{Na_2S} , г/дм ³	Sb		S	
				содержание в кеке, %	извлечение в раствор, %	содержание в кеке, %	извлечение в раствор, %
1	4,00	30,00	38,67	1,55	94,65	6,06	64,12
2	6,00	40,00	55,24	0,8	97,28	5,82	66,08
3	4,00	30,00	38,67	0,82	97,21	6,52	61,94
4	2,00	40,00	55,24	1,8	93,78	6,15	63,59
5	2,00	20,00	22,10	10,95	57,08	6,88	53,77
6	4,00	30,00	38,67	0,9	96,92	6,5	61,93
7	4,00	30,00	16,24	4,56	83,72	4,89	70,07
8	2,00	40,00	22,10	7,29	73,14	4,59	71,01
9	6,00	20,00	55,24	0,87	97,01	6,44	62,04
10	2,00	20,00	55,24	2,14	92,59	5,89	65,06
11	6,00	40,00	22,10	2,73	90,59	5,19	69,32
12	4,00	43,53	38,67	0,62	97,89	6,87	59,87
13	4,00	16,47	38,67	1,04	96,46	6,38	62,76
14	4,00	30,00	61,09	0,32	98,91	6,87	59,99
15	1,29	30,00	38,67	8,59	66,81	6,42	57,48
16	6,00	20,00	22,10	3,5	87,76	5,26	68,47
17	6,71	30,00	38,67	0,67	97,70	6,29	63,00

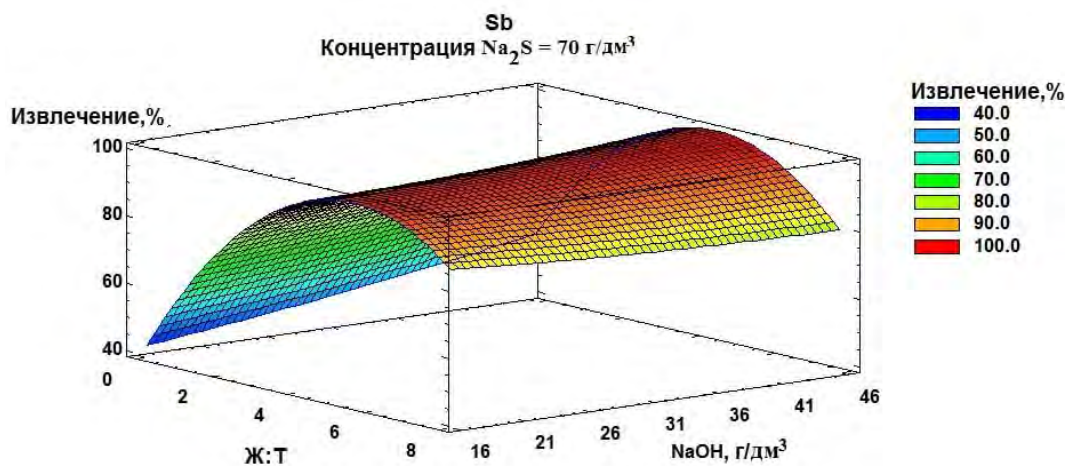


Рисунок 2 – Зависимость извлечения сурьмы от Ж:Т и концентрации NaOH при постоянной концентрации Na_2S

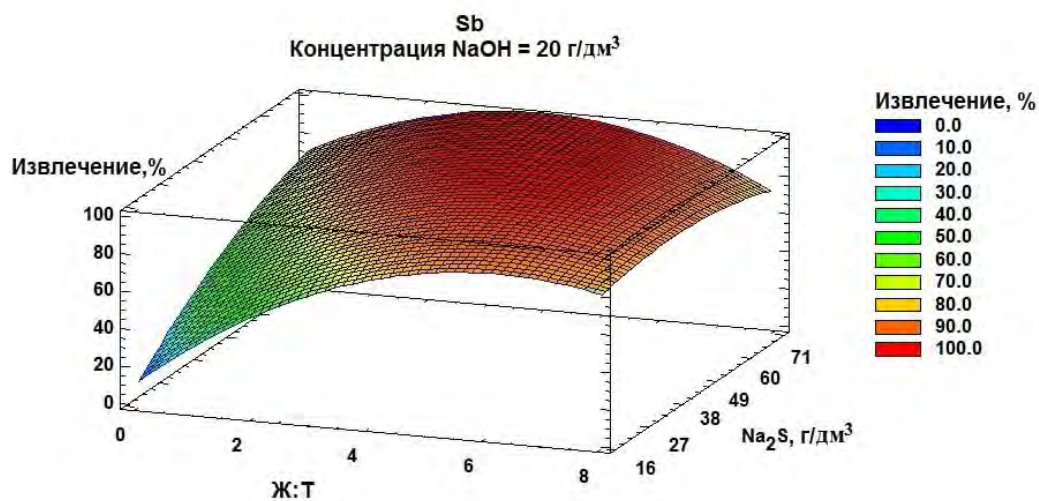


Рисунок 3 – Зависимость извлечения сурьмы от Ж:Т и концентрации Na_2S при постоянной концентрации NaOH

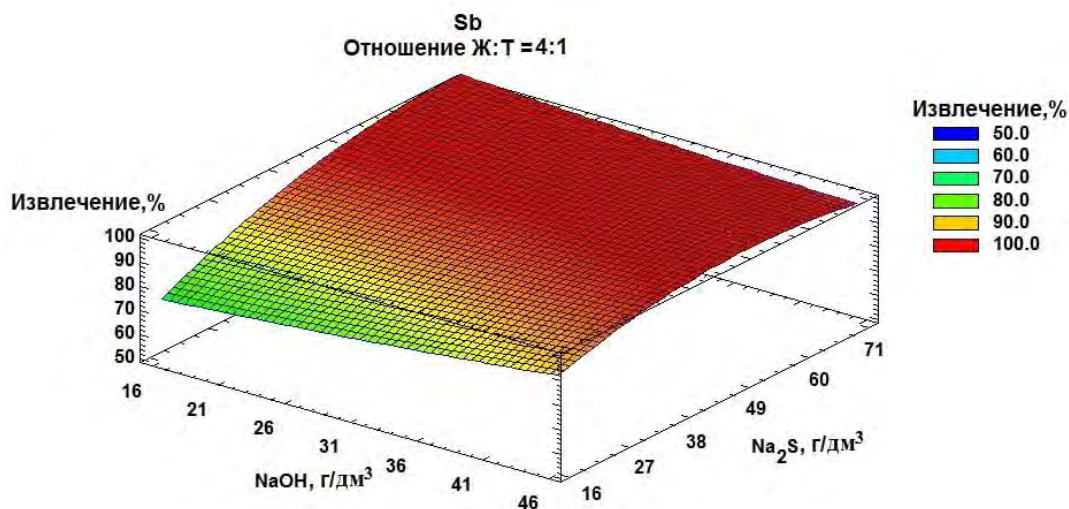


Рисунок 4 – Зависимость извлечения сурьмы от концентрации NaOH и Na_2S при постоянном Ж:Т

Построенные графики (рис. 2-4) иллюстрируют степень извлечения сурьмы при определенных концентрациях растворителей и отношении Ж:Т. Увеличение отношения Ж:Т повышает показатель извлечения сурьмы и достигает его максимума при Ж:Т=4,5, однако при дальнейшем увеличении этого фактора можно наблюдать снижение показателя извлечения целевого металла. Увеличение концентрации растворителей положительно влияет на показатель извлечения сурьмы в раствор.

Проведены исследования процесса сульфидно-щелочного выщелачивания сурьмы из упорного золотосодержащего концентрата Олимпиадинского месторождения. Особенностью исследуемого материала является высокое содержание сурьмы, мышьяка и тонкодисперсного золота. По результатам проведенных экспериментов были установлены оптимальные параметры проведения выщелачивания: отношение Ж:Т равное 4,5, концентрации NaOH и Na₂S – 16,47 и 61,09 г/дм³, соответственно.

Направлением дальнейших исследований является разработка технологической схемы электролиза растворов выщелачивания с получением катодной сурьмы и регенерацией электролита с дальнейшим использованием для выщелачивания в замкнутой системе.

Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда (проект № 18-19-00186).

Список литературы

1. Сурьма [Текст] / С.М. Мельников [и др.]; под ред. С.М. Мельникова.– М.: Издательство «Металлургия», 1977.– 534 с.
2. Соложенкин П.М., К проблеме выщелачивания сульфидных минералов сурьмы галогенидами металлов [Текст] / П.М. Соложенкин // Семинар № 18, 2007, 280-286 с.
3. Давиденко П.С., Кинетика взаимодействия сульфида сурьмы с раствором азотной кислоты [Текст] / П.С. Давиденко, Трошкин А.М., Мельников Ю.Т. // ИЗВЕСТИЯ ВУЗОВ. ЦВЕТНАЯ МЕТАЛЛУРГИЯ – 2006 - №1 – с. 24-27.
4. Способ переработки сульфидных золотосодержащих концентратов [Текст] : пат. 2410452 Рос. Федерация: МПК С22В11/00, С22В30/02, С22В3/18, С22В3/24 / М.Ю. Даннекер; заявитель и патентообладатель Закрытое акционерное общество "Золотодобывающая компания "Полюс" – № 2009140109/02; заявл. 29.10.2009; опубл. 27.01.2011, Бюл. №3 – 6 с.: ил.
5. Канарский А.В., Флотационное обогащение сульфидной сурьяно-мышьяковой золотосодержащей руды [Текст] / А.В. Канарский, Э.В. Адамов, Л.Н. Крылова // Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС». – М., 2012 г.
6. Карелин В.А., Страшко А.Н., Гидроэлектрометаллургия сурьмы [Текст]/ В.А. Карелин, Л.Ф. Скорик, 2013, 17 с.
7. Золотые руды месторождения Олимпиада (Енисейский кряж, Сибирь) [Текст] / А.Д. Генкин [и др.]; – М.: Издательство «Геология рудных месторождений», 1994. – 111-136 с.

СОРБЦИЯ НИКЕЛЯ НА СЛАБОКИСЛОТНОМ КАТИОНИТЕ LEWATIT MONOPLUS TP 207

Курдюмов В. Р., Тимофеев К. Л., Мальцев Г. И.
АО «Уралэлектромедь», г. Верхняя Пышма, Россия

Слабокислотные макропористые катиониты с хелатными группами иминодиуксусной кислоты (например, Lewatit MonoPlus TP 207, Purolite S930, Amberlite IRC-748) зарекомендовали себя как эффективные сорбенты для высокоселективного извлечения тяжелых металлов из слабокислых, нейтральных и слабощелочных растворов [1-3]. При этом известно, что катионы металлов извлекаются ионами указанного типа в следующем порядке: $Cu > V > U > Pb > Ni > Zn > Cd > Fe > Be > Mn > Ca > Mg > Ba > Na$. Один из наиболее доступных и относительно недорогих хелатных катионитов – Lewatit MonoPlus TP 207, который в основном используется для извлечения меди и цинка из растворов. Особый интерес представляет возможность его применения для селективного поглощения никеля из технологических растворов и сточных вод [4-6]. В данной статье процесс сорбции никеля рассмотрен с точки зрения физико-химических условий его протекания.

Процесс сорбции никеля был исследован на модельном никельсодержащем растворе концентрацией 170 мг/дм³. Катионит Lewatit MonoPlus TP 207 (далее TP 207) перед исследованиями был переведен в H⁺ форму с помощью 10% раствора серной кислоты, отмыт дистиллированной водой и просушен до воздушно-сухого состояния при комнатной температуре.

В рамках исследований, проведенных в статических условиях, определено изменение равновесного содержания никеля при контакте с TP 207 в модельном растворе в зависимости от ряда параметров. Во-первых, от изменения отношения Ж:Т (50, 100, 200, 500, 1000, 2000, 5000) при постоянной температуре (300 К), рН (5,5), длительности контакта (24 ч) и скорости перемешивания (200 об/мин). Выбранные отношения Ж:Т обеспечивали добавлением к 50 см³ модельного раствора навесок ионообменной смолы массой от 0,01 до 1 г. Во-вторых, от изменения времени контакта смолы с раствором (2, 5, 10, 20, 45, 90, 360 мин) при разных значениях температуры (305 и 328 К), постоянных отношении Ж:Т (200), рН (5,5) и скорости перемешивания (200 об/мин). В-третьих, от изменения показателя рН модельного раствора (5, 6, 7, 7.5, 8, 8.5, 9, 10) при постоянстве Ж:Т (200), температуре (300 К), времени контакта (180 мин) и скорости перемешивания (200 об/мин). Доведение рН (при исходном значении – 5,5) в кислую область осуществляли серной кислотой, а в щелочную – едким натром.

Количественные характеристики сорбции никеля на ТР 207 в зависимости от отношений Ж:Т приведены в таблице 1 и на рисунке 1. При извлечении никеля процесс протекает в соответствии с типичной изотермой сорбции (рисунок 1б), на которой можно выделить области применимости уравнений: Генри (I); Фрейндлиха и Ленгмюра (II); Брунауэра-Эмметта-Теллера (III).

Таблица 1 – Количественные характеристики сорбции никеля на катионите ТР 207 при различных отношениях Ж:Т

Ж:Т	$C_{рав}$, ммоль/дм ³	β , %	СОЕ, ммоль/дм ³	$K_{рас} = COE/C_{рав}$
5000	2,555	11,76	1534,5	600,6
2000	2,385	17,65	919,8	385,7
1000	2,044	29,41	766,8	375,1
500	1,652	42,94	559,8	338,9
200	0,886	69,41	361,8	408,4
100	0,426	85,29	222,3	521,8
50	0,090	96,88	126,0	

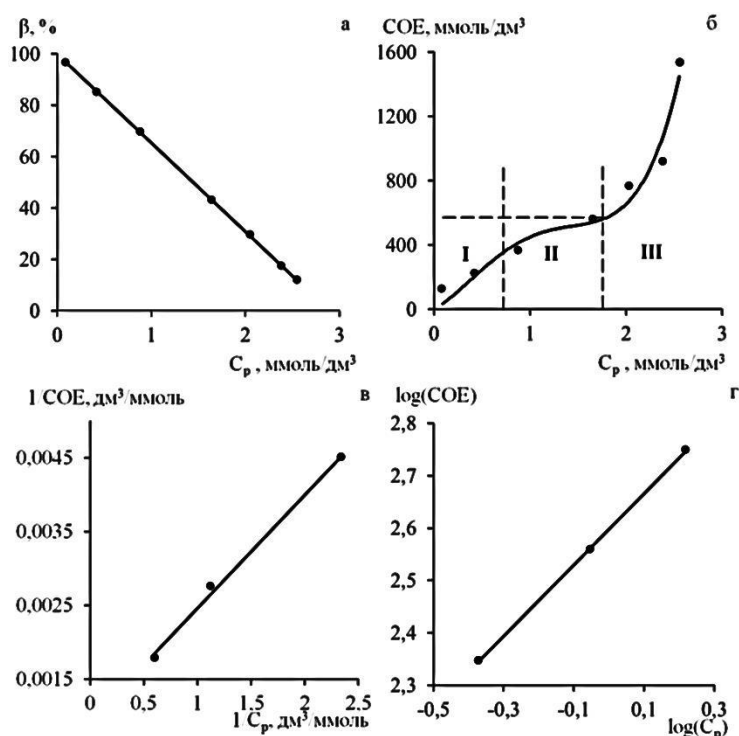


Рисунок 1 – Зависимости степени извлечения (а) и статической обменной емкости (СОЕ) (б–г) от равновесной концентрации никеля при сорбции на катионите ТР 207

По мере заполнения монослоя сорбатом при равновесной концентрации никеля ($C_{рав}$) менее 1,65 ммоль/дм³ коэффициент распределения ($K_{рас}$) снижается с 522 до 339, а при образовании полислоев ($C_{рав}=1,65-2,56$ ммоль/дм³) значения коэффициента возрастают до 600. Величина степени

извлечения никеля из раствора (β) обратно пропорциональна остаточной равновесной концентрации металла (рисунок 1а) и описывается уравнением (1).

$$\beta = -34,5C_{\text{рав}} + 100 \quad (1)$$

При графическом решении изотермы сорбции (рисунки 1в и 1г) определены: константа Ленгмюра $Q_s=1074$ ммоль/дм³; показатель «средства» ионита к никелю $K_{\text{ads}}=0,61$ дм³/ммоль³; постоянные $K_s=396$ и $n=0,68$; константы распределения $K_{\text{рас}}$ (таблица 1). Изотерма удовлетворительно описывается уравнениями Ленгмюра и Фрейндлиха, о чем свидетельствуют высокие значения коэффициента детерминации: R^2 больше 0,99 в обоих случаях.

В таблице 2 и на рисунке 2 представлены количественные характеристики сорбции никеля в зависимости от продолжительности контакта модельного раствора с катионитом ТР 207 (при Ж:Т=200) и температуры.

Таблица 2 – Количественные характеристики сорбции никеля на катионите ТР 207 при различных длительности процесса сорбции и температуре раствора

τ , с	Т = 305//328, К			
	$C_{\text{рав}}$, ммоль/дм ³	β , %	СОЕ, ммоль/дм ³	$K_{\text{рас}} = Q_{\text{рав}}/C_{\text{рав}}$
120	2,555//1,874	11,76//35,29	61,4//184,0	24,0//98,2
300	2,214//1,277	23,53//55,88	122,8//291,4	55,5//228,2
600	2,044//1,073	29,41//62,94	153,4//328,1	75,0//305,8
1200	1,533//1,022	47,06//64,71	245,3//337,3	160,0//330,1
2700	1,363//0,681	52,94//76,47	275,9//398,7	202,5//585,5
5400	1,192//0,681	58,82//76,47	306,7//398,7	257,3//585,5
21600	1,022//0,681	64,71//76,47	337,3//398,7	330,1//585,5

С увеличением продолжительности контакта (τ) с 120 до 21600 с и при температуре модельного раствора 305 К возрастают степень извлечения с 11,8 до 64,7% и коэффициент распределения с 98,0 до 585,5; при температуре раствора 328 К происходит рост степени извлечения с 35,3 до 76,5% и коэффициента распределения с 98,2 до 585,5.

Зависимости СОЕ от продолжительности сорбции никеля (до 3000 с) при температурах 305 и 328 К описываются уравнениями (2) и (3), соответственно.

$$\text{СОЕ}_{305} = 56,4 \ln(\tau) - 192,1 \quad (2)$$

$$\text{СОЕ}_{328} = 64,3 \ln(\tau) - 101,3 \quad (3)$$

Интегральные кинетические кривые сорбции никеля на ТР 207 представлены на рисунке 2б, где $F=\alpha_{\tau}/\alpha_{\infty}$ – относительная степень сорбции (отношение концентрации сорбтива в определенный момент времени и при достижении равновесия). Полученные зависимости свидетельствуют о том, что повышение температуры увеличивает скорость сорбции. Продолжительность установления равновесных концентраций никеля в растворе и в фазе смолы

(α_∞) снизилась с 10 ч до 45 мин при увеличении температуры с 305 К до 328 К.

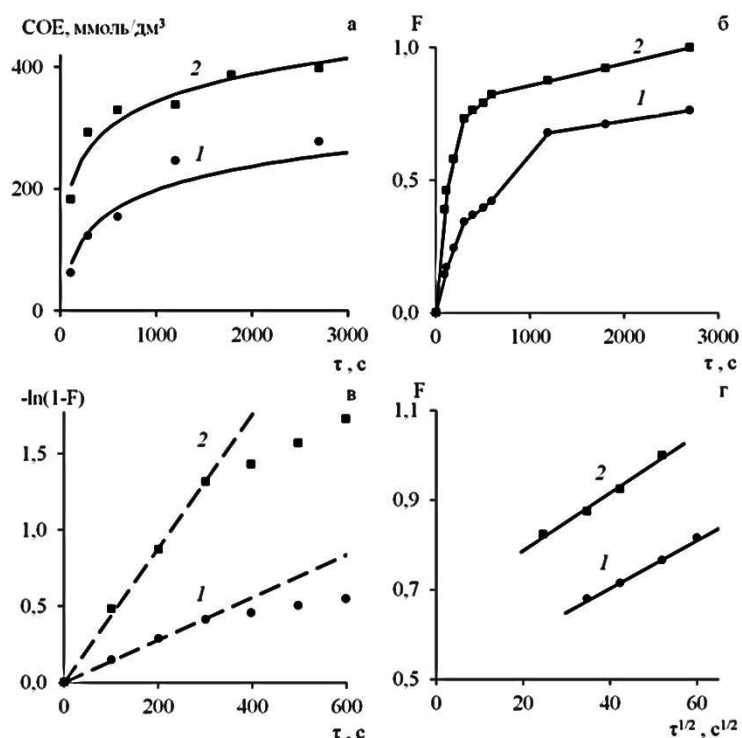


Рисунок 2 – Зависимости «COE – τ » (а), «F – τ » (б), « $-\ln(1-F) - \tau$ » (в), «F – $\tau^{0,5}$ » (г), « $\ln(a_\infty - a_\tau) - \tau$ » (д), « $\tau/a_\tau - \tau$ » (е) для сорбции никеля на катионите TP 207 при температурах 305 (1) и 328 К (2)

Полученные экспериментальные данные обработали с использованием уравнений, учитывающих влияние внешней и внутренней диффузий для установления лимитирующей диффузионной стадии [7].

Кривые зависимости, характеризующей внешнедиффузионные процессы при разной температуре, представлены на рисунке 2в. В начальный период, при небольших значениях F, зависимости линейны, но затем на них появляются изломы, что свидетельствует об увеличении влияния внутридиффузионного массопереноса на сорбционный процесс при некоторой степени заполнения смолы. Доказательством того, что стадией, лимитирующей сорбцию является внутренняя диффузия, служит соблюдение прямолинейной зависимости в координатах «F– $\tau^{0,5}$ », спустя некоторое время после начала процесса (рисунок 2г).

Расчетным путем определены коэффициенты внутренней диффузии никеля при температурах 305 и 328 К: $D_{\Gamma(305)}=2,1 \cdot 10^{-12}$ м²/с и $D_{\Gamma(328)}=5,1 \cdot 10^{-12}$ м²/с. Значения коэффициентов скорости внутренней диффузии при данных температурах равны: $k_{\Gamma(305)}=1,9$ ммоль/дм³·с^{0,5} и $k_{\Gamma(328)}=2,6$ ммоль/дм³·с^{0,5}. Также определены значения констант скорости внутренней диффузии: $V_{305}=2,3 \cdot 10^{-4}$ с⁻¹ и $V_{328}=5,6 \cdot 10^{-4}$ с⁻¹. Установленные значения констант скорости внешней диффузии равны $\gamma_{305}=1,4 \cdot 10^{-3}$ с⁻¹ и $\gamma_{328}=4,4 \cdot 10^{-3}$ с⁻¹. Согласно полученным данным константы скорости внешней диффузии в 1,3-1,6 раза

превосходят константы скорости внутренней диффузии. Значения коэффициентов D_r и k_r , как и констант γ и B , увеличиваются с ростом температуры от 305 до 328 К в 1,3-3,1 раза.

В таблице 3 приведены количественные характеристики сорбции никеля на катионите TP 207 в зависимости от различных значений pH раствора.

Таблица 3 – Количественные характеристики сорбции никеля на катионите TP 207 при различных значениях pH модельного раствора

pH	C_p , ммоль/дм ³	β , %	Q_p (COE), ммоль/дм ³	$K_{рас} = Q_p/C_p$
5,0	1,11	61,8	322,2	291,1
6,0	1,04	64,1	333,9	321,4
7,0	1,06	63,5	331,2	313,6
8,0	1,07	62,9	328,5	306,2
8,5	0,51	82,4	429,3	840,1
9,0	0,10	96,7	504,0	5195,9
10,0	0,06	97,8	510,3	8100,0

Для значений констант гидролиза никеля ($\lg[K_1] = 4,97$; $\lg[K_2] = 8,55$; $\lg[K_3] = 11,33$) рассчитаны содержания ионных форм (рисунок 3а), степень извлечения и COE от величины pH (рисунок 3б, таблица 3).

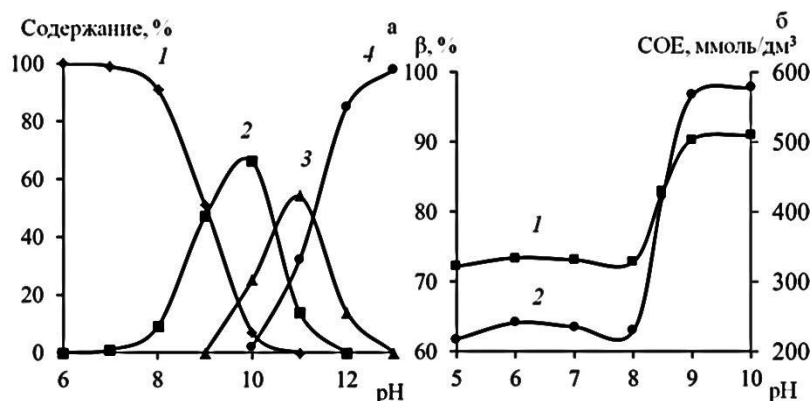


Рисунок 3 – Зависимости содержания ионных форм никеля [1 – Ni^{2+} ; 2 – $Ni(OH)^+$; 3 – $Ni(OH)_2$; 4 – $Ni(OH)_3^-$] (а), степени извлечения (1) и статической обменной емкости (2) при сорбции на катионите TP 207 (б) от pH

Степень извлечения никеля и значения COE для катионита TP 207 возрастают в интервалах 63–97 % и 330–510 ммоль/дм³, соответственно, при появлении однозарядных комплексов $Ni(OH)^+$, когда $pH > 8$ (рисунок 3а). Рост обменной емкости катионита TP 207 при увеличении pH раствора свидетельствует об интенсификации диссоциации функциональных групп сорбента, что свидетельствует о его слабокислотной природе.

Заключение

1. Сорбируемость никеля катионитом Lewatit MonoPlus TP 207 увеличивается при повышении температуры с 305 до 328 К в 1,5-3 раза (в зависимости от времени контакта), а длительность перехода к равновесному состоянию в растворе и фазе сорбента снижается с 10 ч до 45 мин.

2. В начальный период сорбции никеля (0-300 с) процесс протекает в соответствии с внешнедиффузионным механизмом, но затем увеличивается влияние внутридиффузионного массопереноса и процесс переходит в режим, контролируемый диффузией в пленке раствора и зерне ионита.

5. Повышение pH среды более 8,0 при сорбции никеля приводит к росту обменной емкости катионита Lewatit MonoPlus TP 207 до 1,5 раз в связи с диссоциацией функциональных групп сорбента.

Список литературы

1. Rudnicki P., Hubicki Z., Kolodynska D. Evaluation of heavy metal ions removal from acidic waste water streams. *Chemical Engineering Journal*. 2014. Vol. 252. P. 362-373.

2. Morcali M.H., Zeytuncu B., Baysal A., Akman S., Yucel O. Adsorption of copper and zinc from sulfate media on a commercial sorbent. *Journal of Environmental Chemical Engineering*. 2014. Vol. 2. Iss. 3. P. 1655-1662.

3. Курдюмов В.Р., Тимофеев К.Л., Лебедь А.Б., Мальцев Г.И. Технология комплексной очистки шахтной воды с попутным извлечением цветных металлов. *Цветные металлы*. 2017. № 12. С. 25-29.

4. Dizge N., Keskinler B., Barlas H. Sorption of Ni (II) ions from aqueous solution by Lewatit cation-exchange resin. *Journal of Hazardous Materials*. 2009. Vol. 167. Iss. 1-3. P. 915-926.

5. Kuzmin V.I., Kuzmin D.V. Sorption of nickel and copper from leach pulps of low-grade sulfide ores using Purolite S930 chelating resin. *Hydrometallurgy*. 2014. Vol. 141. P.76-81.

6. Полянский Н.Г., Горбунов Г.В., Полянская Н.Л. Метод исследования ионитов. М.: Химия, 1976. 208 с.

УДК 661.852 : 669.643 : 66.048.1-982

КИНЕТИКА ИСПАРЕНИЯ КОМПОНЕНТОВ ИЗ Sb-Pb-Sn СПЛАВА

Королев А. А., Тимофеев К. Л., Мальцев Г. И.
АО «Уралэлектромедь», г. Верхняя Пышма, Россия

Вакуумная перегонка считается одним из самых эффективных и экологически чистых методов для разделения и очистки, переработки и рафинирования различных металлов. Она имеет ряд преимуществ, таких как относительно низкое потребление энергии, короткий производственный цикл, высокую рентабельность, отсутствие подлежащих утилизации отходов, по сравнению с традиционными методами, например, пирометаллургической переработкой и электролизом.

При изучении кинетики испарения металлов можно выявить эффективные условия процесса, такие как температура, степень вакуума и продолжительность перегонки, необходимые при проектировании процесса разделения компонентов сплавов. Целью работы являлось определение скорости испарения металлов из Sb-Pb-Sn сплавов различного состава в зависимости от температуры и давления, а также выявление лимитирующей стадии процесса.

Испарение металла из жидкой в газовую фазу при низком давлении включает в себя следующие стадии: массоперенос в жидкой фазе (а); испарение в поверхностный слой на границе раздела фаз жидкость-газ (б); массоперенос в газовой фазе (в) [1]. Уравнение скорости испарения в процессе перегонки [13]:

$$\frac{dc(t)}{dt} = -\frac{S}{V} k_{Me} c(t)^n, \quad (1)$$

$$V = m/\rho, \quad (2)$$

$$\rho = \left(\frac{w_{Sb}}{\rho_{Sb}} + \frac{w_{Pb}}{\rho_{Pb}} + \frac{w_{Sn}}{\rho_{Sn}} \right)^{-1}, \quad (3)$$

где $c(t)$ – мольная доля испаряющегося элемента в расплаве в момент времени t ;

k_{Me} – константа скорости испарения, м/сек;

S , m^2 и V , m^3 – площадь поверхности и объем расплава, соответственно.

Значение V можно вычислить через плотность (ρ , $кг/м^3$) и массу (m , $кг$) сплава по уравнению (2);

w_{Sb} , w_{Pb} и w_{Sn} – массные доли Sb, Pb и Sn в жидкой фазе;

n – порядок реакции.

Разные порядки реакции для металлов соответствуют различным формам расчетных уравнений. Существует три способа для определения порядка реакции: метод интегриации, метод половинного изменения и графический метод. Графический метод обычно используется для проверки порядка реакции.

Если мы используем массную долю для определения концентрации испаряющегося элемента в кинетическом уравнении (1), скорость испарения металла можно записать следующим образом:

$$-\frac{dw(t)}{dt} = \frac{S}{V} k_{Me} \left(\frac{\rho}{100M_{Me}} \right)^{n-1} w(t)^n, \quad (4)$$

где M_{Me} – молекулярная масса металла.

Для реакций первого порядка ($n = 1$) справедливо равенство:

$$\ln W_{(t)} = \ln W_{(0)} - k_{Me} \left(\frac{S}{V} t \right). \quad (5)$$

В данном исследовании из трех стадий испарения процессом (в) можно пренебречь при рабочем давлении в системе ($p \leq 13,3$ Па), которое ниже критического давления для легко возгоняемых сурьмы (273,7 Па) и свинца (27,5 Па) [14], поэтому общая скорость реакции не лимитируется массопереносом в газовой фазе. В результате лимитирующая стадия связана с двумя другими стадиями, обладающими сопротивлением: массопере-

носом в жидком металле и через поверхностный слой на границе раздела фаз. В соответствии с принципами массового переноса, который мы обсуждали выше, константа скорости испарения металла может быть выражена как:

$$k_{\text{Me}} = \left(\frac{1}{k_{\text{Me}}^L} + \frac{1}{k_{\text{Me}}^V} \right)^{-1}, \quad (6)$$

где k_{Me}^L и k_{Me}^V – коэффициенты массопереноса металла (м/сек) в жидкой и газовой фазах, соответственно.

Скорость испарения компонентов сплава представлена формулой (7), производной от выражения для испарения чистого жидкого металла в идеальном вакууме (уравнение Герца-Кнудсена-Ленгмюра) [15]:

$$k_{\text{Me}}^V = \frac{\alpha \cdot \gamma_{\text{Me}} \cdot x_{\text{Me}} \cdot P_{\text{Me}}^*}{\sqrt{2\pi RT M_{\text{Me}}}}, \quad (7)$$

где α – коэффициент поверхностного испарения ($\alpha = 1$ для жидких металлов);

γ_{Me} – коэффициент активности металла;

M_{Me} – атомный вес металла;

P_{Me}^* – давление насыщенного пара чистого металла;

T – температура, K [16].

Если определена константа скорости испарения k_{Me} , можно оценить кажущуюся энергию активации по уравнению Аррениуса [15]:

$$\ln k_{\text{Me}} = - \frac{E_{\text{Me}}}{RT} + C, \quad (8)$$

где E_{Me} – кажущаяся энергия активации испарения металла, Дж/моль;

R – газовая постоянная, Дж/(K ·моль);

C – константа, которая не зависит от температуры T .

Образцы сплавов Sb-Pb-Sn для эксперимента массой 50–100 г каждый были подготовлены с использованием чистых сурьмы, свинца и олова (99,99 мас. %). Навески исходных металлов были проплавлены в индукционной печи в атмосфере аргона высокой чистоты для получения сплавов состава, мол. %: 70–12,5 Sb; 15–5 Pb; 15–75 Sn. Опыты по дистилляции компонентов сплавов проводились в вертикальной вакуумной печи при давлении 1,33–133 Па и температуре 823–1073 K . Состав возгонов и остатков определяли из предварительно полученных растворов атомно-абсорбционным методом на установке «GBC 933AB Plus».

Зависимость $\ln w(t) - (S/V)t$ (табл. 1) описывается линейными функциями (рис.1). Процесс испарения металлов из Sb-Pb-Sn сплава при данных условиях эксперимента соответствует реакции первого порядка. Линейные зависимости, полученные при использовании метода наименьших квадратов, представлены в табл. 1. Константа испарения металлов k_{Me} определяется из наклона линейной зависимости $\ln w(t) - (S/V)t$. Этот показатель также можно рассматривать как коэффициент общего массопереноса. Значения кажущейся константы скорости первого порядка при возгонке

металлов из расплава зависят от температуры, давления и химического состава сплава.

Таблица 1 – Кинетические уравнения возгонки Sb-Pb-Sn сплавов

<i>T</i> , К	<i>P</i> , Па	Sb/Pb/Sn	Уравнение	<i>R</i> ²	±Δln <i>w</i> (<i>t</i>)	
823	13,3	12,5/12,5/70	ln <i>w</i> _{Sb} = -2,849·10 ⁻⁷ (<i>S/V</i>) <i>t</i> - 2,079	0,999	0,0012	
			ln <i>w</i> _{Pb} = -0,949·10 ⁻⁷ (<i>S/V</i>) <i>t</i> - 2,079	0,998	0,0010	
			ln <i>w</i> _{Sn} = -5,318·10 ⁻¹⁰ (<i>S/V</i>) <i>t</i> - 0,2877	0,999	0,00010	
973			ln <i>w</i> _{Sb} = -7,221·10 ⁻⁷ (<i>S/V</i>) <i>t</i> - 2,092	0,999	0,0010	
			ln <i>w</i> _{Pb} = -2,561·10 ⁻⁷ (<i>S/V</i>) <i>t</i> - 2,082	0,999	0,0014	
			ln <i>w</i> _{Sn} = -1,442·10 ⁻⁹ (<i>S/V</i>) <i>t</i> - 0,2877	0,998	0,00011	
1073			133	ln <i>w</i> _{Sb} = -13,826·10 ⁻⁷ (<i>S/V</i>) <i>t</i> - 2,110	0,997	0,0011
				ln <i>w</i> _{Pb} = -4,833·10 ⁻⁷ (<i>S/V</i>) <i>t</i> - 2,091	0,998	0,0012
				ln <i>w</i> _{Sn} = -2,777·10 ⁻⁹ (<i>S/V</i>) <i>t</i> - 0,2877	0,998	0,00013
	1,33	ln <i>w</i> _{Sb} = -4,822·10 ⁻⁷ (<i>S/V</i>) <i>t</i> - 2,079	0,998	0,0010		
		ln <i>w</i> _{Pb} = -1,864·10 ⁻⁷ (<i>S/V</i>) <i>t</i> - 2,079	0,999	0,0013		
		ln <i>w</i> _{Sn} = -2,044·10 ⁻⁹ (<i>S/V</i>) <i>t</i> - 0,2877	0,998	0,0011		
		ln <i>w</i> _{Sb} = -39,667·10 ⁻⁷ (<i>S/V</i>) <i>t</i> - 2,079	0,997	0,0012		
		ln <i>w</i> _{Pb} = -13,243·10 ⁻⁷ (<i>S/V</i>) <i>t</i> - 2,079	0,999	0,0010		
		ln <i>w</i> _{Sn} = -8,440·10 ⁻⁹ (<i>S/V</i>) <i>t</i> - 0,2877	0,998	0,0011		

При увеличении температуры 823–1073 К (*P* = 13,3 Па; Sb-Pb-Sn = 12,5-12,5-75) значения *k*_{Me}, м·сек⁻¹ возрастают для сурьмы, свинца и олова: (2,849–13,826)·10⁻⁷, (0,949–4,833)·10⁻⁷, (0,532–2,777)·10⁻⁹, соответственно.

При понижении давления 133–1,33 Па (*T* = 1073 К; Sb-Pb-Sn = 12,5-12,5-75) значения *k*_{Me}, м·сек⁻¹ возрастают для сурьмы, свинца, олова: (4,8–39,7)·10⁻⁷, (1,9–13,2)·10⁻⁷, (2,0–8,4)·10⁻⁹, соответственно.

Зависимость *k*_{Me}, м/сек легко возгоняемых сурьмы и свинца от доли металлов в сплаве Sb-Pb-Sn носит экспоненциальный характер, достигая максимума *k*_{Sb} = 39,667·10⁻⁷ и *k*_{Pb} = 39,667·10⁻⁷ при *x*_{Sb} = 0,3 и *x*_{Pb} = 0,125. Для олова значения константы скорости испарения линейно возрастают (0,680–2,777)·10⁻⁹ м/сек в диапазоне *x*_{Sn} = 0,15–0,7.

Линейные зависимости ln*k*_{Me} – 1/*T*, построенные с помощью регрессионного анализа экспериментальных данных, показывают, что влияние температуры на величину коэффициента скорости испарения металлов усиливается от сурьмы к олову (рис. 2).

Величина кажущейся энергии активации испарения (*E*, кДж/моль) металлов получена с помощью уравнения (8) (табл. 2).

Уровень *E*_{Me} в условиях данного эксперимента значительно ниже, чем значение энергии активации при испарении чистых компонентов сплава, кДж/моль: 160 Sb; 150 Pb; 169 Sn, в температурном диапазоне 823–1073 К и при давлении 13,3 Па. Это означает, что возгонка растворенных ком-

понентов сплава играет важную роль в определении общей скорости реакции испарения.

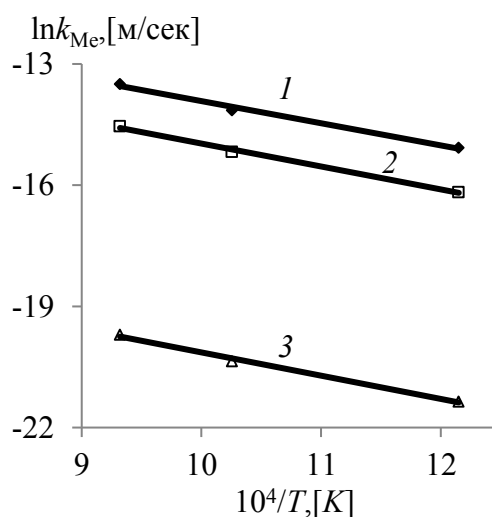
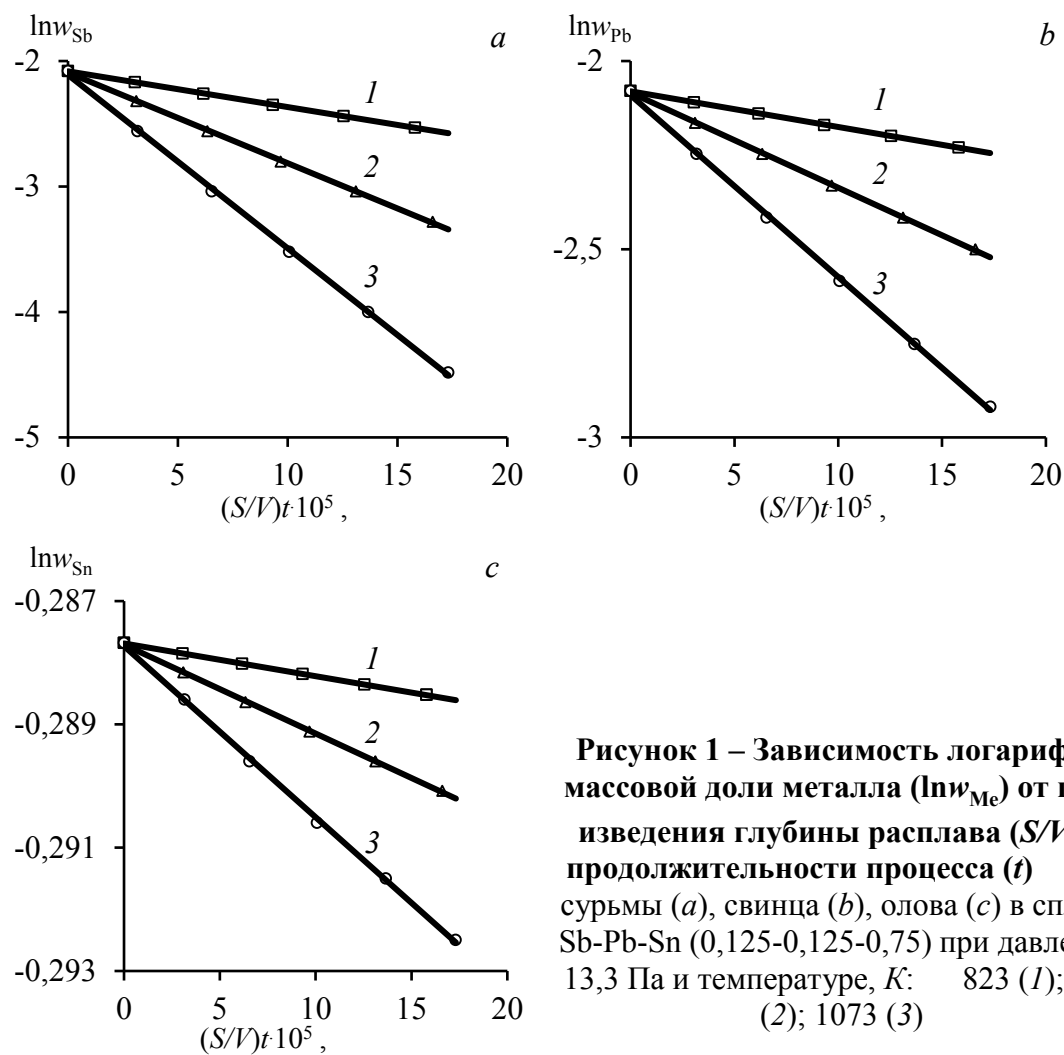


Таблица 2 – Кинетические константы k (м/сек) и энергия активации E (кДж/моль)

T, K	$P, \text{Па}$	Sb/Pb/Sn	$\gamma_{\text{Sb/Pb/Sn}}$	$k_{\text{Sb/Pb/Sn}}$	$k_{\text{Sb/Pb/Sn}}^V$	$k_{\text{Sb/Pb/Sn}}^L$	$E_{\text{Sb/Pb/Sn}}$
823	13,3	12,5/12,5/70	0,999 0,994 1,0	$2,849 \cdot 10^{-7}$	$2,159 \cdot 10^{-4}$	$2,853 \cdot 10^{-7}$	46,39/ 47,80/ 48,56
973				$0,949 \cdot 10^{-7}$	$1,095 \cdot 10^{-8}$	$-1,238 \cdot 10^{-8}$	
				$5,318 \cdot 10^{-10}$	$1,102 \cdot 10^{-12}$	$-1,10 \cdot 10^{-12}$	
1073			0,999 0,993 1,0	$7,221 \cdot 10^{-7}$	$3,277 \cdot 10^{-3}$	$7,223 \cdot 10^{-7}$	
				$2,561 \cdot 10^{-7}$	$6,742 \cdot 10^{-7}$	$4,130 \cdot 10^{-7}$	
				$1,442 \cdot 10^{-9}$	$8,118 \cdot 10^{-10}$	$-1,858 \cdot 10^{-9}$	
			$13,826 \cdot 10^{-7}$	0,013	$13,827 \cdot 10^{-7}$		
			$4,833 \cdot 10^{-7}$	$5,439 \cdot 10^{-6}$	$5,304 \cdot 10^{-7}$		
			$2,777 \cdot 10^{-9}$	$2,360 \cdot 10^{-8}$	$3,147 \cdot 10^{-9}$		

Заклучение

1. Процесс испарения сурьмы и свинца из состава Sb-Pb-Sn сплава при температуре 823–1073 К и давлении 1,33–133 Па описывается кинетическими уравнениями первого порядка, что предполагает наличие пропорциональной зависимости скорости испарения металла от его концентрации в расплаве.

2. Зависимость остаточной концентрации металлов в логарифмическом выражении от продолжительности процесса описывается полиномами первой степени и выражается линейной функцией, где константу скорости испарения можно определить графическим методом по наклону прямой.

3. Повышение температуры свыше 823 К способствует возрастанию константы скорости испарения k_{Me} компонентов Sb-Pb-Sn сплава. Снижение давления в системе менее 133 Па способствует возгонке металлов.

4. Сравнение общей константы скорости испарения k_{Me} с коэффициентами скорости испарения k_{Pb}^V и массопереноса в жидкой фазе k_{Pb}^L показывает, что скорость испарения легко летучих сурьмы и свинца из расплавов Sb-Pb-Sn, в основном, определяется массопереносом в жидкой фазе вследствие того, что значение коэффициента переноса уменьшается, а сопротивление массопереносу возрастает.

УДК 661.871 : 661.872 : 66.081

ОЧИСТКА ДРЕНАЖНЫХ ВОД ОТ МАРГАНЦА, ЖЕЛЕЗА, СВИНЦА И ЦИНКА

Курдюмов В. Р., Гребнева А. А., Субботина И. Л., Тимофеев К. Л.
АО «Уралэлектромедь», г. Верхняя Пышма, Россия

Одним из важных аспектов функционирования предприятий горно-металлургического комплекса является рациональное обращение с обра-

зующимися стоками. Использование эффективных технологий водоочистки – важный шаг в реализации экологической политики, позволяющий избежать загрязнения естественных водоемов сточными водами, которые могут содержать целый ряд металлов-примесей. Для очистки сточных вод, в зависимости от их исходного состава, широко применяются реагентные, сорбционные, мембранные и др. методы [1-2].

Целью настоящего исследования являлось усовершенствование технологии очистки дренажных вод, образующихся на территории существующего металлургического производства, от марганца, железа, цинка и свинца до нормативов допустимого сброса (НДС).

В первой части исследований были проведены эксперименты по очистке дренажной воды, указанного в таблице 1 состава, в статических условиях на таких минеральных сорбентах, как гранулированный оксид алюминия, КФГМ-7 (основа – каолин), Greensand (основа – глауконит) при соотношении Ж:Т=50:1 и времени контакта 120 мин. Сорбент КФГМ-7 был предварительно активирован путем последовательного выдерживания в 3% растворах сульфата магния и гидроксида натрия. Степени извлечения марганца составили: 99% – для сорбента КФГМ-7, 83% – для гранулированного оксида алюминия и 67% – для сорбента Greensand.

Таблица 1 – Результаты очистки дренажной воды на минеральных сорбентах в статических условиях

Объект исследования	Содержание примесей*, мг/дм ³			
	Mn	Fe	Pb	Zn
	Норматив			
	0,100	0,30	0,006	0,010
Исходная дренажная вода	0,430	1,00	0,020	0,075
Вода после очистки на оксиде алюминия	0,071	н/о	н/о	0,017
Вода после очистки на сорбенте Greensand	0,140	н/о	н/о	н/о
Вода после очистки на сорбенте КФГМ-7	0,013	н/о	н/о	н/о

* н/о – здесь и далее по тексту – не обнаружено.

Во второй части исследований были опробованы различные способы реагентной очистки дренажной воды с последующей фильтрацией:

- озонирование (продувка сжатым воздухом с примесью озона; расход озона – 150 мг/дм³; продолжительность операции – 15 мин);
- обработка сульфидом натрия (добавление реагента в виде свежеприготовленного 5% раствора; расход – 14 мг/дм³ по сухому реагенту; перемешивание в течение 15 мин);
- обработка перманганатом калия (добавление реагента в виде 1% раствора; расходы – от 1 до 4 мг/дм³ по сухому реагенту; перемешивание в течение 15 мин.).

Результаты очистки дренажной воды во второй части исследований приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Результаты реагентной очистки дренажной воды

Объект исследования	Содержание примесей, мг/дм ³			
	Mn	Fe	Pb	Zn
	Норматив			
	0,100	0,30	0,006	0,010
Исходная дренажная вода	1,120	1,32	0,024	0,130
Вода после обработки O ₃	1,270	0,24	0,030	0,007
Вода после обработки Na ₂ S	1,130	0,23	0,006	0,093
Вода после обработки KMnO ₄ (1 мг/дм ³)	0,320	0,20	н/о	0,028
Вода после обработки KMnO ₄ (2 мг/дм ³)	0,310	0,17	н/о	0,083
Вода после обработки KMnO ₄ (4 мг/дм ³)	0,470	0,28	н/о	0,057

Наилучшие результаты очистки были получены при использовании перманганата калия. Однако содержание марганца при продолжительности контакта 15 мин удалось снизить до 28% от исходного уровня, а цинка – до 22%, что по-прежнему было выше требований НДС.

В третьей части исследований было произведено уточнение дозы перманганата калия, которая бы позволила наиболее полно окислить и перевести в нерастворимую форму марганец и железо в дренажной воде. Для этого диапазон доз реагента был расширен: от 0,5 до 8,0 мг/дм³ (по сухому перманганату калия), – а продолжительность контакта при перемешивании была увеличена до 30 мин.

Полученные в третьей части исследований результаты (таблица 3) свидетельствуют о том, что добавление перманганата калия с расходом около 2,0-2,5 мг/дм³ обеспечивает достижение нормативных и наилучших показателей очистки дренажной воды. При этом содержание марганца в ней снизилось на 97%, а цинка – на 95%; содержания железа и свинца – меньше нижнего предела обнаружения.

Повышенные содержания марганца в воде при расходе перманганата калия менее 2,0 мг/дм³ либо более 3,0 мг/дм³ объясняются, соответственно, недостатком реагента и, как следствие, наличием некоторого остаточного количества примеси в исходной форме, либо избыточным количеством реагента, введенного в дренажную воду.

В четвертой части исследований была опробована очистка дренажной воды в динамических условиях на двух лабораторных установках, первая из которых включала в себя фильтрацию через кварцевый песок и минеральный сорбент (КФГМ-7), а вторая в дополнение к тем же стадиям очистки, предусматривала предварительную обработку дренажной воды перманганатом калия, исходя из расхода 2,5 мг/дм³ (по сухому реагенту) и продолжительности контакта 30 мин. Объемы загрузок кварцевого песка (крупностью частиц 0,8-1,2 мм) и сорбента КФГМ-7 составляли по 70 см³.

Дренажная вода подавалась на установки с расходом около 2,5 у.о./ч из напорных емкостей.

Таблица 3 – Результаты очистки дренажной воды с перманганатом калия

Расход KMnO ₄ , мг/дм ³	Содержание примесей, мг/дм ³									
	Mn		Fe		Pb		Zn		взвешенные вещества	
	№1	№2	№1	№2	№1	№2	№1	№2	№1	№2
	Норматив									
	0,100		0,30		0,006		0,010		–	
Исходная дренажная вода										
–	1,120	1,100	1,32	2,40	0,024	0,074	0,130	0,200	н/о	–
Вода после обработки KMnO ₄										
0,5	0,640	–	0,15	–	н/о	–	0,068	–	6,8	–
1,0	0,400	0,550	0,12	0,20	н/о	0,005	0,038	0,083	9,8	–
1,5	–	0,160	–	н/о	–	н/о	–	0,044	–	–
2,0	0,050	0,033	0,01	н/о	н/о	н/о	0,008	0,010	18,6	–
2,5	–	0,029	–	н/о	–	н/о	–	0,009	–	–
3,0	–	0,220	–	0,15	–	0,005	–	0,037	–	–
4,0	0,370	–	0,14	–	н/о	–	0,023	–	15,2	–
8,0	0,650	–	0,05	–	н/о	–	0,014	–	21,8	–

Полученные в четвертой части исследований данные (таблицы 4 и 5) свидетельствуют о том, что очистка дренажной воды без предварительной обработки перманганатом калия происходит не в полной мере и не отличается стабильностью показателей при изменении ее состава. Превышения нормативов по марганцу и цинку наблюдаются после 80 у.о. обработанной воды, по железу – после 120 у.о.; конечное содержание свинца в большинстве случаев не удовлетворяет требованиям. Очистка дренажной воды с использованием перманганата калия продемонстрировала несопоставимо лучшие результаты: содержание всех примесей находилось на стабильном низком уровне, не превышающем НДС.

Во время проведения экспериментов по очистке дренажной воды в динамических условиях был дополнительно осуществлен мониторинг за поведением загрузок кварцевого песка в процессе фильтрации. Из представленных в таблице 6 данных следует, что добавление перманганата калия перед стадией механической очистки дренажной воды способствует снижению содержания примесей до уровней НДС, что впоследствии уменьшает нагрузку и на сорбционный фильтр.

Таким образом, за четыре этапа лабораторных исследований удалось подобрать принципиальную технологию для очистки дренажной воды, образующейся на территории действующего металлургического предприятия. Данная технология включает в себя обработку исходной воды раствором перманганата калия, механическую фильтрацию через кварцевый пе-

сок и сорбционную очистку на сорбенте КФГМ-7. При необходимости она может быть дополнена и другими стадиями очистки.

Таблица 4 – Результаты очистки дренажной воды в динамических условиях без предварительной обработки перманганатом калия

Объем пропущенной воды, у.о.	Содержание примесей, мг/дм ³				pH
	Mn	Fe	Pb	Zn	
	Норматив				
	0,100	0,300	0,006	0,010	6,5-8,5
Исходная дренажная вода					
0-140	0,830-1,450	1,600-4,110	0,051-0,260	0,150-0,370	7,5-7,9
Очищенная дренажная вода (без KMnO ₄)					
20	0,060	0,170	0,009	0,009	-
40	0,046	0,047	0,002	н/о	8,9
60	0,079	0,280	0,022	0,006	8,6
80	0,110	0,250	0,019	0,012	8,6
100	0,120	0,200	0,015	0,016	8,6
120	0,120	0,570	0,016	н/о	8,6
140	0,120	0,570	0,019	0,026	8,5

Таблица 5 – Результаты очистки дренажной воды в динамических условиях с предварительной обработкой перманганатом калия

Объем пропущенной воды, у.о.	Содержание примесей, мг/дм ³				pH
	Mn	Fe	Pb	Zn	
	Норматив				
	0,100	0,300	0,006	0,010	6,5-8,5
Исходная дренажная вода					
0-140	0,830-0,930	1,600-4,110	0,051-0,370	0,150-0,260	7,8-7,9
Очищенная дренажная вода (с KMnO ₄)					
20	0,002	0,001	н/о	н/о	8,7
40	0,017	0,002	н/о	н/о	8,7
80	0,003	0,004	н/о	н/о	8,6
120	0,004	н/о	н/о	н/о	8,5
140	0,003	0,001	н/о	0,001	8,5

Что же касается механизма очистки дренажной воды, то его можно описать следующим образом. При использовании перманганата калия происходит окисление марганца (II) до марганца (IV) и железа (II) до железа (III), в результате чего образуются нерастворимые соединения, задерживаемые на кварцевом песке. Происходящее гидратообразование железа способствует коагуляционной очистке воды от цинка и свинца за счет формирования железосодержащих мицелл, склонных к реакциям включения и образованию ферритных комплексов [3-4]. Остаточные содержания примесей удаляются на КФГМ-7 за счет реакций ионного обмена с содержащимся в структуре сорбента гидроксидом магния.

**Таблица 6 – Качество дренажной воды до и после очистки
в механических фильтрах**

Объект исследования	Объем пропущенной воды, у.о.	Содержание примесей, мг/дм ³			
		Mn	Fe	Pb	Zn
		Норматив			
		0,100	0,30	0,006	0,010
Без предварительной обработки KMnO ₄					
Вода до фильтра	60	0,830	1,900	0,051	0,260
Вода после фильтра		0,750	1,000	0,029	0,110
Вода до фильтра	80	0,890	1,600	0,058	0,150
Вода после фильтра		0,640	0,820	0,030	0,780
С предварительной обработкой KMnO ₄					
Вода до фильтра	60	0,830	1,900	0,051	0,260
Вода после фильтра		0,015	0,008	0,001	0,010
Вода до фильтра	110	0,890	1,600	0,058	0,150
Вода после фильтра		0,038	0,003	н/о	0,005

Заключение

1. При исследованиях сорбционной очистке дренажной воды было установлено, что наилучшее удаление марганца, железа, свинца и цинка обеспечивает сорбент на основе каолина – КФГМ-7.

2. При исследованиях реагентной очистки дренажной воды было установлено, что наилучшее удаление указанных примесей происходит при дозировании раствора перманганата калия.

3. Оптимальная доза перманганата калия при содержаниях марганца на уровне 1 мг/дм³ и железа от 1,5 до 2,5 мг/дм³ составляет 2,5 мг/дм³ (по сухому реагенту). При изменении содержаний примесей необходимая доза перманганата калия может быть изменена пропорционально.

4. Технология очистки дренажной воды, загрязненной марганцем (0,4–1,5 мг/дм³), железом (1,0–4,1 мг/дм³), свинцом (0,02–0,37 мг/дм³), цинком (0,07–0,37 мг/дм³), должна включать в себя, как минимум, стадии обработки воды перманганатом калия, механическую фильтрацию на кварцевом песке и сорбционную очистку на материале КФГМ-7.

5. Предлагаемая технология принципиально может быть рекомендована для промышленных испытаний и внедрения.

Список литературы

1. Yonger P.L. Mine water: hydrology, pollution, remediation / P.L. Yonger, S.A. Bawart, R.S. Hedin. Dordrecht: Kluwer Academic Publishers, 2002. 442 p.
2. Милованов Л.В. Очистка и использование сточных вод предприятий цветной металлургии. М.: Металлургия, 1971. 384 с.

3. Кульский Л.А. Справочник по свойствам, методам анализа и очистке воды. Часть 2 / Л.А. Кульский, И.Т. Гороновский, А.М. Когановский, М.А. Шевченко. Киев: Наукова думка, 1980. 528 с.

4. Фрог Б.Н. Водоподготовка. Учеб. для вузов / Б.Н. Фрог, А.Г. Первов. М.: Изд-во АСВ, 2015. 512 с.

УДК 66-963 : 66.067.8 : 66-931.2

СПОСОБ ПЕРЕРАБОТКИ ОТРАБОТАННОГО ЭЛЕКТРОЛИТА И ОТМЫВОЧНОЙ ВОДЫ СУРЬМЯНО-ОЛОВЯННОГО ПРОИЗВОДСТВА

Пургин А. П., Субботина И. Л., Тимофеев К. Л.
АО «Уралэлектромедь», г. Верхняя Пышма, Россия

В процессе получения сурьмяно-оловянного концентрата образуются побочные продукты: кек осадка контрольной фильтрации и отработанный электролит. Отработанный электролит (ОЭ) направляют либо на стадию приготовления сульфидно-щелочного раствора выщелачивания осадка контрольной фильтрации, либо при избытке отработанных растворов на утилизацию. При переработке сурьмянистого шлака образуется раствор водной отмывки, в процессе фильтрации пульпы после водного выщелачивания шлака. Состав жидких побочных продуктов: отработанного электролита и раствора водной отмывки представлен в таблице 1. Образующиеся растворы щелочные (рН-12÷13) и, как видно из таблицы, содержат значительное количество мышьяка, олова и сурьмы.

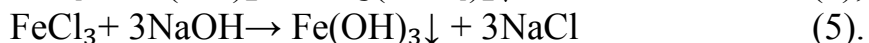
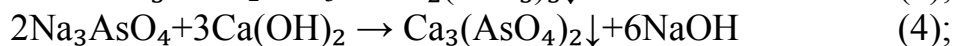
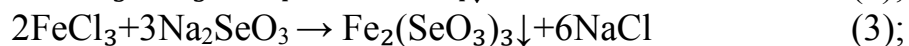
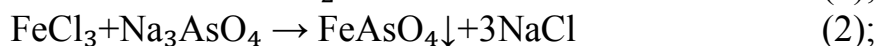
Таблица 1 – Химический состав жидких побочных продуктов

Наименование продукта	Химический состав, г/дм ³			
	Sb	Sn	As	NaOH
Отработанный электролит	1÷5	5÷15	10÷20	до 55
Раствор водной отмывки	0,03÷4	~0,01	5÷12	—

В рамках данной работы была предложена схема переработки отработанного электролита в аппаратах колонного типа (АКТ) взамен прямого их поступления на установку нейтрализации. В отличие от используемой схемы поступающие растворы будут очищены от примесей по известковой технологии, и не будет происходить накопление мышьяка в растворах установки нейтрализации. К тому же за счет содержания щелочи в отработанном электролите будет происходить снижение потребления известкового молока для нейтрализации кислых растворов.

Принцип очистки основан на осаждении примесей кислых As-содержащих растворов от селена, сурьмы и мышьяка в виде малорастворимых соединений железа. В качестве железосодержащего реагента использовался отработанный раствор травления (ОРТ). Окисление содержа-

щегося в травильном растворе железа осуществляется посредством барботажа сжатым воздухом. При этом в АКТ протекают следующие химические реакции:



На первом этапе были проведены лабораторные эксперименты, в которых очистку отработанного электролита проводили совместно с отработанным раствором травления и раствором кислым отработанным (РКО) отделения переработки шламов по известковой технологии при соотношении растворов ОПТ:РКО:ОЭ=2:5:(0,5÷2). Проведенные эксперименты показали принципиальную возможность утилизации отработанного сульфидно-щелочного электролита участка получения Sb-Sn концентрата по известковой технологии совместно с отработанным раствором травления и раствором кислым отработанным. При этом достигалось достаточно высокое качество очистки. Было установлено, что повышение расхода отработанного электролита на операцию с 0,5 до 2 м³ приводит к увеличению выхода осадка с 121,9 кг/м³ до 164,4 кг/м³. Состав очищенного раствора представлен в таблице 2.

Таблица 2 – Состав очищенного раствора лабораторных экспериментов

Элемент	Sb	Sn	As	Se	Te и Pb	Fe
Содержание, г/дм ³	<0,002	<0,02	0,082÷0,094	0,019÷0,026	<0,003	0,001÷0,0015

Предложенная схема отработана в ходе опытно-промышленных испытаний по переработке отработанного электролита и отмывочной воды от промывки сурьмянистого шлака. В ходе ОПИ опробованы соотношения растворов: ОПТ–2 м³; РКО–3,2÷5 м³; ОЭ–1÷5 м³. Составы исходных растворов приведены в таблице 3.

Таблица 3 – Характеристики исходных растворов, г/дм³

Элементы	ОЭ			РКО ХМЦ					ОПТ ЦГЦ									
	Sb	Sn	NaOH	As		Se	H ₂ SO ₄	Te	Fe	HCl								
№1	5,29	0,79	33,56	5,24	14,50	2,43	86,50	0,14	0,04	153	40							
№2					15,80				10,4			97,66	0,18	0,04				
№3					2,63				0,38			14,00	2,58	100,06	0,22	0,04		
№4					2,77				1,00			99,80	11,0	14,00	3,87	100,06	0,22	0,04
№5					1,71				0,3			45,28	6,65	17,70	9,90	100,46	0,02	0,03

Очистка отработанного травильного раствора, отработанного электролита и раствора кислого отработанного включает следующие операции:

- 1) закачка ОРТ в АКТ, циркуляция и барботаж в течение ~0,5 часа (ориентировочный расход сжатого воздуха в АКТ ~160÷180 м³/ч);
- 2) закачка РКО в АКТ, циркуляция и барботаж ~0,5 часа;
- 3) закачка ОЭ, циркуляция и барботаж ~0,5 часа;
- 4) порционное дозирование известкового молока до установления рН=8,0÷8,5;
- 5) фильтрация полученной в АКТ суспензии на фильтр-прессах.

Увеличение доли объёма сульфидно-щелочного электролита на операцию (с 1 м³ до 5 м³) позволило значительно снизить использование 15% раствора известкового молока (с 2,3÷3,4 м³ до 1,2 м³).

Опытно-промышленные испытания подтвердили эффективность выбранной технологии. В экспериментах было достигнуто высокое качество очистки по исследуемым примесям. Остаточное содержание в очищенном растворе Те, Fe, Pb составляло от <0,0005 до 0,0017 г/дм³; Sb и Sn от <0,003 до 0,042 г/дм³; As и Se от 0,026 до 0,17 г/дм³. Результаты, полученные в ходе операций очистки опытно-промышленных испытаний представлены в таблице 4.

Таблица 4 – Результаты анализа очищенного раствора (фильтрата), г/дм³

Эл-ты	Sb	Sn	As	Se	Te	Fe	Pb	Ca
№1	<0,005	0,011	0,026	0,038	<0,001	<0,001	<0,001	0,53
№2	<0,003	<0,01	0,0058	0,048	<0,001	0,00078	<0,001	0,61
№3	0,0031	<0,01	0,012	0,043	0<0,001	<0,0005	<0,001	0,64
№4	0,0086	0,042	0,170	0,022	<0,001	<0,0005	<0,001	0,52
№5	0,0034	<0,01	0,083	0,021	0,0017	<0,0005	<0,001	0,49

Осадки содержат преимущественно кальций, серу и железо, в меньшем количестве мышьяк и селен. Результаты представлены в таблице 5.

Таблица 5 – Результаты анализа кека (осадка), масс. %

Эл-ты	Sb	Sn	As	Se	Te	Fe	Pb	Ca	S
№1	0,14	0,028	5,94	2,53	0,042	17,86	<0,0001	34,62	28,1
№2	0,50	0,056	4,81	2,44	0,029	20,42	<0,0001	34,85	25,75
№3	0,24	0,027	4,34	2,01	0,026	20,21	<0,0001	37,29	27,63
№4	0,11	0,031	2,84	0,43	0,023	9,37	0,12	10,90	6,15
№5	0,16	0,039	2,95	0,23	0,011	13,5	0,12	6,21	5,06

Вторая часть опытно-промышленных испытаний заключалась в отработке режима очистки раствора водной отмывки шлака (ОВ). Соотношение использованных растворов представлены в таблице 6.

Операции очистки отработанного раствора травления (ОРТ) ЦГЦ, раствора кислого отработанного (РКО) ОПШ ХМЦ и отмывочной воды (ОВ) проводили в АКТ. Составы исходных растворов приведены в таблице 7.

Таблица 6 – Соотношение объёмов использованных растворов, м³

Эксперимент	ОРТ	РКО	ОВ	Расход известкового молока на 1 м ³ растворов
№1	2	3	2,96	1,79
№2	3	4	3,6	1,96
№3	2	-	5,2	0,83

Таблица 7 – Характеристики исходных растворов, г/дм³

Эл-ты	ОВ				РКО					ОРТ	
	Sb	Sn	NaOH	As	Se	H ₂ SO ₄	Te	Fe	HCl		
№1	0,027	<0,05	57,6	5,32	13,7	0,67	88,38	0,085	0,029	148	31
№2	0,076	<0,02	21,4	8,4	11,2	1,49	99,47	0,13	0,046		
№3	0,003	<0,05	29,7	9,81	-	-	-	-	-		

Основные стадии очистки растворов:

- 1) закачка ОРТ в АКТ, циркуляция и барботаж в течение 0,3÷1 ч. (ориентировочный расход сжатого воздуха в АКТ ~100÷120 м³/ч);
- 2) закачка РКО в АКТ, циркуляция и барботаж ~0,5 часа;
- 3) закачка ОВ, циркуляция и барботаж ~0,5 часа;
- 4) порционное дозирование известкового молока до рН=8,0÷8,5;
- 5) фильтрация полученной в АКТ суспензии на фильтр-прессах.

Также была рассмотрена возможность переработки отмывочной воды увеличенного объёма без использования раствора кислого отработанного. Вследствие чего удалось значительно снизить использование известкового молока на операцию с 1,8÷2 м³ до 1,2 м³.

В результате операций переработки растворов было достигнуто высокое качество очистки по исследуемым примесям. Остаточное содержание в очищенном растворе Те, Pb, As, Se, Sb, и Sn составляло от <0,001 до 0,015 г/дм³; Fe от <0,0002 до 0,2 г/дм³. Результаты полученные в ходе операций очистки опытно-промышленных испытаний представлены в таблице 8.

Таблица 8 – Результаты анализа очищенного раствора (АЛ ИЦ), г/дм³

Эл-ты	Sb	Sn	As	Se	Te	Fe	Pb	Ca
№1	<0,005	<0,05	0,015	0,0084	<0,001	0,2	<0,001	0,63
№2	<0,005	<0,05	<0,02	0,014	<0,001	<0,0002	<0,002	2,65
№3	<0,005	<0,05	<0,02	<0,02	<0,001	0,00031	<0,002	8,99

Влажность полученного осадка составляла 57,5% (47,22÷70,71%). Результаты анализа сухого осадка представлены в таблице 9. Преимущественно в осадке содержатся: Fe (средн. 18,67%), Ca (средн. 10,53%), S (средн. 8,48%). В меньшем количестве в кеке содержится As (ср. 3,42 %).

Таблица 9 – Результаты анализа осадка, масс. %

Эл-ты	Sb	Sn	As	Se	Te	Fe	Pb	Ca	S
№1	0,09	0 (<1)	2,52	0,20	0,51	13,5	<0,01	12,8	12,11
№2	0,07	0 (<1)	2,69	0,21	0,022	15,5	<0,01	7,98	12,61
№3	0,38	0 (<1)	5,06	0,05	0,022	27	<0,01	10,8	0,74

Заключение

1. Установлена возможность утилизации отработанного сульфидно-щелочного электролита и отмывочной воды сурьмяного-оловянного производства известковой технологией с другими промышленными растворами.

2. При совместной переработке ОПТ, РКО, ОЭ и ОВ достигается достаточно высокая степень очистки от сурьмы, олова, мышьяка, селена и других примесей: Sb-99,7÷99,9 %; Sn-95,8÷99,9 %; As-99,3÷99,9 %, Se-98,4÷99,8 %; Te-99,1÷99,9 %; Fe-99,9 %.

3. Вовлечение отмывочной воды (3-5 м³ на 1 операцию в АКТ) с участка по получению сурьмяно-оловянного концентрата в совместную очистку приводит к снижению использования известкового молока на ~30 %.

4. Вовлечение сульфидно-щелочного электролита (0,5-2 м³ на 1 операцию в АКТ) в переработку существенно не увеличивает нагрузку на аппараты колонного типа т.к. содержащаяся в электролите щелочь частично нейтрализует кислые растворы.

УДК 622.73

ОЦЕНКА ОБОГАТИМОСТИ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ ЯРОСЛАВСКОЙ ГОРНОРУДНОЙ КОМПАНИИ

Киенко Л.А., Воронова О.В.

ФГБУН Институт горного дела ДВО РАН, г. Хабаровск, Россия

Экономические проблемы горнодобывающих предприятий в последние десятилетия связаны с истощением сырьевых источников, сокращением доли легкообогащаемых руд в общем объеме добычи руд, возросшими расходами, обусловленными необходимостью ведения горных работ на низких горизонтах. При этом объемы накопленных отходов горнообогачительных производств исчисляются зачастую десятками миллионов тонн. Большие массивы хвостов обогащения создают серьезные экологические проблемы. Так объем хвостов обогащения флюоритовых руд Яро-

славской горнорудной компании (ЯГРК), базирующейся на переработке руд Вознесенского рудного района (ВРР) Приморского края, оценивается более чем в 30 млн.т.

В последние годы действия предприятия (до сентября 2013 года) сырьём для переработки на обогатительной фабрике являлись руды, содержащие не более 26-29 % CaF_2 и до 20-25 % CaCO_3 . Соотношение содержания флюорита и кальцита (карбонатный модуль, $M_k = \frac{\alpha_{\text{CaF}_2}}{\alpha_{\text{CaCO}_3}}$), в значитель-

ной мере определяющее обогатимость кальцийсодержащего сырья, при этом составляло 1,05-1,45. Содержание флюорита в отходах, проскладированных в хвостохранилище предприятия колеблется в пределах 13-23 %, кальцита – не более 12-14 %, что соответствует величине M_k 1,4-1,6. Исходя из этих данных, техногенные хвосты можно рассматривать как перспективный для извлечения флюорита сырьевой источник [1, 2].

Флюоритовые руды ВРР по своим текстурно-структурным характеристикам и минеральному составу относятся к разряду весьма труднообогатимых. Помимо содержания двух близких по флотационным свойствам кальцийсодержащих компонентов (флюорита и кальцита) для них характерно очень тонкое взаимное прораствание минеральных фаз. Удовлетворительное раскрытие компонентов достигается при измельчении руды до крупности, характеризующейся содержанием класса -0,044 мм не менее 85-95 %. Кроме того, в рудах присутствуют флотоактивные слюды, углистые и глинистые компоненты. Соответственно, для техногенного сырья, характерны все обозначенные особенности. При этом основная часть наиболее чистых зёрен флюорита, имеющих продуктивную крупность, извлечена при первичном обогащении. Оставшиеся в хвостах частицы флюорита содержатся, в основном, либо в нераскрытых сростках, либо в шламовых фракциях. Кроме того, на поверхности минеральных зёрен могут присутствовать остатки реагентов предыдущей стадии флотации и вторичных покрытий, образовавшихся при хранении материала в хвостохранилище. Схема обогащения такого продукта должна предусматривать одновременно и операции, направленные на раскрытие сростков и обеспечение условий, позволяющих нейтрализовать негативное влияние реагентов первичного цикла переработки [3, 4, 5].

Для оценки технологических свойств техногенных хвостов исследовалась обогатимость нескольких проб, представляющих различные участки массива хвостохранилища. В таблице 1 представлены результаты химических анализов четырёх проб, которые показывают, что разброс в абсолютных содержаниях флюорита по пробам составляет 5,5 %, кальцита 3,15 %, в относительных величинах $(\alpha_{\text{max}} - \alpha_{\text{min}}) / \alpha_{\text{max}}$ отличия составляют, соответственно, 26,7 и 23,6 %.

Таблица 1 – Результаты анализов техногенных хвостов на основные компоненты

Проба, №	Содержание, %
----------	---------------

	CaF ₂	CaCO ₃	SiO ₂	Zn
1	15,2	13,35	32,2	0,49
2	20,7	10,2	30,85	0,38
3	18,19	11,39	33,65	0,45
4	19	12,9	33,98	0,42

Анализ гранулометрического состава проб показал, что отобранный материал хвостов в исходном виде содержит значительно меньше зёрен традиционно контролируемого класса (-0,044 мм), чем текущие отходы промышленной переработки флюоритовых руд (51-53 % против 70-85 %), что связано, очевидно, с естественными процессами сегрегации, происходящими в хвостохранилище.

Цикл экспериментов по определению влияния степени доизмельчения техногенных хвостов на результаты флотации был проведен на материале пробы № 2. Установлено, что время измельчения и, соответственно, крупность помола оказывают заметное влияние на показатели флотации. Результаты представлены в графическом изображении, на рисунке 1. Исследования проводились по схеме прямой флотации флюорита в открытом цикле с восьмью перечистками пенного продукта. В качестве собирателя использовались жирные кислоты таллового масла в сочетании с модификатором (смесь фторида аммония и лигносульфонатов) [6, 7].

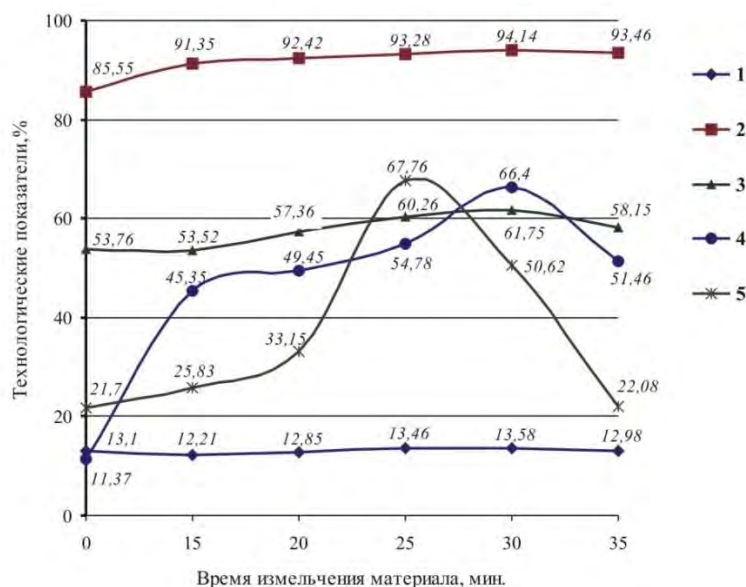


Рисунок 1 – Влияние времени измельчения техногенных хвостов на показатели извлечения флюорита: 1 – выход концентрата; 2 – содержание в концентрате CaF₂; 3 – извлечение флюорита в концентрат; 4 – индекс селективности разделения флюорита и кальцита ($I_c = \epsilon_{CaF_2} / \epsilon_{CaCO_3}$); 5 – утилизация кальцита с хвостами и промпродуктами 1-2 ($\epsilon_{CaCO_3 \text{ хв.}} + \epsilon_{CaCO_3 \text{ п-п1-2}}$)

Измельчение исходного материала в течение лишь 15 мин позволяет повысить содержание CaF₂ в концентрате с 85,55 до 91,35 %, индекс селективности разделения флюорита и кальцита при этом возрастает практически в 4 раза. Лучшие технологические показатели получены при времени

измельчения 25–30 мин, что соответствует содержанию класса $-0,044$ мм не менее 95 %. Одной из важных характеристик селективности флотации является степень очистки пенного продукта от кальцита в голове технологической схемы (суммарное извлечение кальцита в камерные продукты основной флотации и первых перечисток). Наиболее полная утилизация кальцита с хвостами и промпродуктами 1-2 зафиксирована после 25 мин помола. При этом максимальная очистка конечного концентрата от кальцита и максимальное содержание в нем CaF_2 соответствует продолжительности измельчения в 30 мин ($I_c - 66,4$; $\beta_{\text{CaF}_2} - 94,14$ %).

Для техногенного сырья определяющим фактором селективности флотации является обеспечение условий минимального влияния на процесс остатков реагентов первичного обогащения и поверхностных покрытий, образовавшихся при хранении материала в хвостохранилище. Доизмельчение с образованием свежих поверхностей лишь частично дает возможность непосредственного контакта реагентов с поверхностью минерала в зоне раскола частиц. Нейтрализация негативного влияния солей и шламов предыдущего цикла переработки [8] может быть достигнута за счёт кондиционирования жидкой фазы пульпы, с подбором оптимального кислотно-щелочного режима. Изучение влияния рН среды на селективность флотации флюорита из вторичного сырья показало, что повышение рН среды до 10-10,3 приводит к росту эффективности процесса. При повышении расхода щелочных регуляторов с 1,0 до 2,5-3,5 кг/т наблюдается заметное повышение извлечения флюорита в концентрат без снижения его качества. В таблице 2 приведены результаты выделения флюоритовых концентратов по схеме открытого цикла флотации каждой из исследуемых проб в оптимальном режиме.

Таблица 2 – Результаты флотации техногенных хвостов Ярославской горнорудной компании с различным содержанием флюорита

Опыт	Продукт	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %		Проба
			CaF_2	CaCO_3	CaF_2	CaCO_3	
10	Концентрат	8,35	93,19	0,69	52,53	0,44	ХВФ-1
	Питание	100	14,81	13,13	100,0	100,0	
25	Концентрат	14,93	93,64	1,09	67,41	1,56	ХВФ-2
	Питание	100	20,74	10,43	100,0	100,0	
35	Концентрат	12,25	93,35	1,08	62,83	1,14	ХВФ-3
	Питание	100	18,2	11,65	100,0	100,0	
45	Концентрат	12,33	93,49	0,76	60,07	0,71	ХВФ-4
	Питание	100	19,19	13,26	100	100	

Приведенные данные показывают, что наблюдается определённая зависимость результатов обогащения от содержания флюорита и кальцита в исходном материале. Максимальное извлечение флюорита (67,4 %) в концентраты, содержащие свыше 93 % CaF_2 , получены из материала пробы 2 с содержанием 20,7 % CaF_2 и 10,2 % CaCO_3 . Данные минералогического

просмотра выделенных концентратов показывают, что, несмотря на тонкое измельчение исходного материала, чистые частицы флюорита в нём практически отсутствуют. Содержание двуокиси кремния, являющегося строго лимитируемой вредной примесью, составляет 2,0-2,4 %, что соответствует требованиям ГОСТ на флюоритовые концентраты марок ФФ-92А и ФФ-92Б. В результате исследований возможности извлечения цинка в отдельный продукт удовлетворительных показателей получить не удалось, что обусловлено низким содержанием сфалерита в сырье.

В результате изучения состава и обогатимости четырёх проб техногенных хвостов Ярославской горнорудной компании, установлено, что содержание в них флюорита колеблется в пределах 15,2-20,7 %; цинка 0,49-0,38 %; кальцита 13,35-10,2 %. Особенности исследуемого сырья является чрезвычайно тонкое взаимное прораствание минеральных компонентов.

Предложена технологическая схема обогащения техногенного сырья и установлены оптимальные параметры флотации флюорита. Найден эффективный режим, позволяющий нейтрализовать отрицательное влияние реагентов, используемых ранее при первичной переработке руд.

Показана возможность получения марочных флюоритовых концентратов с содержанием CaF_2 93,19-93,64 % при извлечении, соответственно, 52,53-67,4 %.

Список литературы

1. Киенко Л. А., Саматова Л. А., Воронова О. В. К проблеме повышения селективности флотации при обогащении карбонатно-флюоритовых руд месторождений Приморского края // Горный журнал. 2013. № 12. С. 63-67.
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. Абрамов А. А. Флотация. Реагенты собиратели. – М.: Горная книга, 2012. Т. 7. – 656 с.
4. Киенко Л. А., Воронова О. В. Исследования обогатимости техногенного флюоритсодержащего сырья Дальнего Востока // Горный журнал. 2018. № 10. С. 78-83.
5. Классен В. И., Недогоров Д. И., Дебердеев И. Х. // Шламы во флотационном процессе. – М.: Недра, 1969. – 160 с.
6. Киенко Л. А., Воронова О. В. Использование высокоселективных модификаторов при флотации карбонатно-флюоритовых руд Приморья // Геомеханические и геотехнологические проблемы освоения недр Севера: матер. III Всероссийской науч.-практ. конф. – Якутск: Горный информационно-аналитический бюллетень. 2015. Спец. выпуск 30. № 7. С. 213-219.
7. Патент №2646268 Способ обогащения карбонатно-флюоритовых руд / Л. А. Киенко, О. В. Воронова; заявл. 12.04.2017; опубл. 02.03.2018, Бюл. № 7.
8. Киенко Л. А., Воронова О. В. Оценка перспектив извлечения флюорита из техногенного сырья Ярославской горнорудной компании // Современные проблемы комплексной переработки труднообогатимых руд и техногенного сырья (Плаксинские чтения – 2017): матер. междунар. совещания. – Красноярск, 2017. С. 382-385.

УДК 622.73

ИССЛЕДОВАНИЯ ВЛИЯНИЯ УЛЬТРАЗВУКОВОЙ ОБРАБОТКИ РАЗЛИЧНЫХ ПРОДУКТОВ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ В ПРОЦЕССЕ ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ ТЕХНОГЕННОГО ФЛЮОРИТСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ

Воронова О.В., Киенко Л.А.

ФГБУН Институт горного дела ДВО РАН, г. Хабаровск, Россия

Для интенсификации процессов обогащения некондиционных руд, руд с тонкой вкрапленностью ценных компонентов, вторичной переработки техногенного сырья, перспективны технологии, с включением в схему методов активации, основанных на физических воздействиях на поверхность минеральных частиц и жидкую фазу пульпы. Одним из таких способов является акустическая (ультразвуковая) обработка, применением которой достигается повышение эффективности процессов [1].

Использование ультразвука в технологии флотации связано с рядом специфических явлений, сопровождающихся распространением ультразвуковых колебаний в жидких средах. Среди этих явлений главное – кавитация. Она выражается в появлении в жидкости газовых пузырьков (полостей), в которых, как считают, происходят электрические разряды, ионизация молекул и атомов. Установлено, что газовые (кавитационные) пузырьки легче образуются на границе жидкого с твердым, энергично воздействуя на поверхность последнего. Ультразвуковая обработка позволяет очищать поверхность рудных частиц от всевозможных минеральных покрытий [2]. Снятие с поверхностного слоя покрытий ведет к появлению активных участков с некомпенсированными связями, что является одной из причин улучшения контакта минеральных частиц с собирателями.

Проведенными ранее исследованиями влияния воздействий ультразвуком на флотацию при обогащении карбонатно-флюоритовых руд Вознесенского рудного района было установлено, что к заметному росту селективности процесса приводит не только обработка питания флотации в головных операциях технологии, но и акустическое воздействие на пенные продукты других технологических операций. При этом, за счёт возрастания интенсивности процессов для получения концентратов марок ФФ-90, ФФ-92 количество перечисток может быть сокращено на 1-2 и более [3].

При обогащении вторичного сырья значительно увеличивается число факторов влияющих на селективное взаимодействие минеральных частиц с используемым набором реагентов, т.к. на минеральных зёрнах присутствуют остатки реагентов, использованных на стадии первичного обога-

щения, различные новообразования, связанные с длительным хранением в водно-солевой среде хвостохранилища [4]. Ультразвуковое воздействие, в связи с этим может оказать очищающее, кондиционирующее, диспергирующее или иное энергетическое влияние, в зависимости от точки его приложения.

Исследования по оптимизации процесса флотационного извлечения флюорита из техногенного сырья с применением ультразвуковой обработки материала проводились в одной, двух и трёх точках технологической схемы.

Воздействию ультразвуком подвергались «лежалые» хвосты Ярославской горнорудной компании (ЯГРК), содержащие CaF_2 – 19 %, CaCO_3 – 12,9 %. Объём хвостов обогащения флюоритовых руд на предприятии, базирующемся на переработке руд Вознесенского рудного района Приморского края, оценивается более чем в 30 млн.т. С 2013 года промышленный комплекс остановлен. Одной из основных причин остановки является недостаток доступных для добычи руд.

Обработка осуществлялась с помощью ультразвуковой установки ИЛ100-6 производства Санкт-Петербургской компании «Ультразвуковая техника ИНЛАБ». Рабочая частота ультразвука – 22 кГц. Результаты проведенных экспериментов представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Результаты флотации техногенных хвостов с обработкой ультразвуком в различных участках технологической схемы

Опыт	Наименование продукта	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
			CaF_2	CaCO_3	CaF_2	CaCO_3
<i>Без озвучивания исходного материала</i>						
1	Концентрат 8 перечистки	9,89	94,12	0,87	49,25	0,66
	Концентрат 7 перечистки	10,37	93,78	0,96	51,45	0,76
	Концентрат 6 перечистки	11,05	92,19	1,56	53,90	1,32
	Концентрат 5 перечистки	12,38	90,34	2,25	59,18	2,14
<i>Озвучивание исходного материала перед измельчением, 7 мин.</i>						
2	Концентрат 8 перечистки	9,85	95,7	0,29	49,82	0,22
	Концентрат 7 перечистки	10,28	95,39	0,33	52,53	0,26
	Концентрат 6 перечистки	10,85	94,89	0,48	55,12	0,40
	Концентрат 5 перечистки	11,58	94,06	0,82	58,28	0,73
<i>2-кратное озвучивание: 1. Перед измельчением – 5 мин.; 2. Измельченный продукт перед флотацией – 5 мин.</i>						
3	Концентрат 8 перечистки	12,17	94,05	0,79	60,31	0,74
	Концентрат 7 перечистки	12,96	93,29	1,22	63,71	1,22
	Концентрат 6 перечистки	13,74	92,16	1,98	66,75	2,10
	Концентрат 5 перечистки	14,73	90,57	4,05	70,34	4,61
<i>3-кратное озвучивание: 1. Перед измельчением – 5 мин.; 2. Измельченный продукт перед флотацией – 5 мин. 3. Пенный продукт 2-ой перечистки – 3 мин.</i>						
4	Концентрат 8 перечистки	11,25	95,04	0,39	56,46	0,34

Концентрат 7 перечистки	11,92	94,70	0,43	59,61	0,40
Концентрат 6 перечистки	12,53	94,26	0,55	62,36	0,53
Концентрат 5 перечистки	13,08	93,60	0,84	64,65	0,84

Озвучивание исходного материала техногенных хвостов перед измельчением в исходной крупности позволяет, прежде всего, повысить качество концентратов. Извлечение в них флюорита при содержании свыше 95 % CaF_2 составляет 52,53 % (опыт 2, концентрат 7 перечистки). Снижение содержания CaF_2 до 94,06 % при сокращении числа перечисток до 5 позволяет увеличить извлечение флюорита до – 58,28 %. В экспериментах без предварительного озвучивания (опыт 1), в концентрат восьмой перечистки с содержанием 94,12 % CaF_2 удалось извлечь 49,25 % флюорита. Прирост извлечения в экспериментах с использованием ультразвука составил около 9 %. Кроме того, использование ультразвуковой обработки позволяет получить концентрат равного качества с сокращением числа перечистных операций до пяти.

Увеличение числа обработок продуктов схемы ультразвуком до двух: перед измельчением и основной флотацией (опыт 3) приводит к росту извлечения: в концентраты с содержанием CaF_2 94,05-93,29 % извлекается, соответственно 60,31-63,71 % флюорита. В сравнении с однократной обработкой прирост извлечения флюорита в концентрат равного качества составил 2,03 %. Вместе с тем, результат нельзя оценить однозначно, т.к. сокращение числа перечисток до пяти, в данном варианте приводит к существенному снижению качества концентрата (90,57 % CaF_2).

После трёхкратной обработки в разных точках технологической схемы (опыт 4) удалось извлечь в концентраты, содержащие 95,04-93,6 % CaF_2 соответственно 56,46-64,65 % флюорита. При этом наиболее высокий результат по извлечению флюорита при достаточно высоком качестве получен после 5-кратной перечистки черного концентрата.

С учётом того, что в настоящее время потребители флюоритовых концентратов ориентируют предприятие на получение продукции, содержащей не менее 93-94 % CaF_2 , полученные результаты заслуживают внимания. Анализ содержания и распределения флюорита по промпродуктам показывает, что основной эффект всё-таки получен в головных операциях схемы. Утилизация кальцита с хвостами основной флотации и первыми промпродуктами составила свыше 92 %, что значительно упростило дальнейший ход процесса, позволило получить высококачественный концентрат с высоким для столь сложного сырья извлечением.

Таким образом, в результате исследований влияния ультразвуковой обработки пульпы установлено:

1. Ультразвуковая обработка исходных техногенных хвостов, отобранных из хвостохранилища ЯГРК, перед измельчением, позволяет заметно повысить эффективность их флотационного обогащения. Показана возможность получения флюоритовых концентратов с содержанием CaF_2

93,29-95,7 %. Прирост извлечения, в сравнении с технологией без использования ультразвука может составить 9-13,2 %.

2. Исследования влияния ультразвуковой обработки на результаты флотации при озвучивании материала в различных точках технологической схемы показали, что максимальное извлечение флюорита в концентрат (64,65 %) с содержанием свыше 93 % CaF_2 достигнуто после трёхкратной обработки в разных точках технологической схемы: перед измельчением, основной флотацией и перед третьей перечисткой пенного продукта. Возможно сокращение числа перечисток пенного продукта до пяти. Максимальный рост селективности процесса при этом приходится на головные операции технологической схемы.

Список литературы

1. Агранат Б. А., Дубровин М. Н., Хавский Н. Н. Основы физики и техники ультразвука. – Москва, 1987. – 352 с.
2. Еремин Ю. П., Денисов Г. А., Штерн М. Д. О перспективах использования вибрационных и акустических колебаний на процессы флотации // Обогащение руд. 1981. № 3. С. 24-28
3. Киенко Л. А., Воронова О. В., Шагина Ж. А. Повышение эффективности флотации флюорита на основе применения ультразвуковой обработки пульпы // Проблемы комплексного освоения георесурсов : матер. VI Всерос. науч. конф. с участием иностранных учёных. – Хабаровск: Горный информационно-аналитический бюллетень. 2016. № 21. С. 233-241.
4. 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.

УДК 622.7.016.3:453.52(571.63)

ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ИНТЕНСИФИКАЦИИ ПРОЦЕССА ОБОГАЩЕНИЯ СКАРНОВОЙ ШЕЕЛИТ-СУЛЬФИДНОЙ РУДЫ ЗА СЧЕТ ВНЕДРЕНИЯ ФЛОТОМАШИНЫ PNEUFLOT

Шепета Е. Д., Саматова Л. А.

ФГБУН Институт горного дела ДВО РАН, г. Хабаровск, Россия

В настоящее время существенно снижаются запасы руд с высоким содержанием ценных минералов, что характерно и для действующих предприятий, дорабатывающих запасы руд месторождений, и для вновь проектируемых фабрик. Снижение содержания в рудах, поступающих на переработку Приморской фабрики (ПОФ), относительно первых лет отработки подземных горизонтов составило по WO_3 -47 %, Cu- 35 %, Au- 31 %, Ag- 54 % [1-3]. В этих условиях флотационный процесс обогащения является основным для эффективного извлечения ценных минералов разной крупности. Интенсификация процесса на основе нового современного оборудова-

ния, за счет эффективных реагентов и технологических схем обогащения — это актуальные направления современных исследований [4-6].

Совместно с компанией ООО «МБЕ Обогащение угля и минералов» г. Москва (дочерние предприятие MBE Coal & Minerals Technology GmbH, Германия, г. Кельн [7]) были проведены испытания лабораторной флотационной машины PNEUFLOT® (тип P-FV 02 K) с целью повышения извлечения ценных минералов из руд месторождения Восток-2. На первом этапе выполнено тестирование на отвальных продуктах основных циклов обогащения ПОФ.

Отбор проб сульфидных хвостов контрольной флотации осуществлен из серединной части последней камеры ФПМ-3,2 шлангом в трубе, хвостов шеелитового цикла — пересечением потока. Содержание в хвостах коллективных циклов (питании тестирований) Cu-0,04 %, WO₃-0,07 %, класса 80+0 мкм 58-54 %. Качество выпущенных сульфидного концентрата — Cu- 5,4 %, As-1,5 %, черного шеелитового — WO₃-4,1 %, CaCO₃-62 %. Распределение основных элементов в шихте по типам руд, расчет ожидаемого извлечения представлено в таблице 1[8].

Таблица 1— Распределение WO₃, Cu по типам руд в шихте ПОФ

Типы, подтипы руд	Выход %	Содержание, %				Распределение	
		WO ₃	Cu	As	S	WO ₃ , %	Cu, %
Шеелит-кварц-сульфидная руда	18,5	1,30	0,56	0,10	7,9	50,33	58,25
Скарн пироксеновый	7,2	0,35	0,11	0,09	2,3	5,27	4,45
Роговик скарнированный	24,2	0,25	0,08	0,01	1,9	12,66	10,88
Кварцевые метасоматиты	11,8	0,48	0,20	0,15	2,8	11,11	13,27
Роговик биотитовый	20,5	0,40	0,10	0,03	1,3	17,16	11,53
Гранодиориты	14,4	0,11	0,02	0,07	0,3	3,32	1,62
Известняки	3,4	0,02	0	0	0	0,14	0
Шихта	100	0,48	0,18	0,05	2,7	100	100
Расчетное извлечение в к-т						81,2	75,8

Принципиальная установка лабораторной машины Pneufлот, на которой проведены исследования, представлена на рисунке 1.

Установка монтировалась на рабочей площадке ПОФ. Объем пробы класса -500+0 мкм для проведения тестирования составлял 60 л (выход класса +500 мкм 0,1-0,5 %, причем около 40 % — это щепа). Подготовка пульпы (перемешивание и кондиционирование с реагентами) производилась в агитационном чане (1) с механической мешалкой (2). Время кондиционирования с собирателями диалкилдитиофосфатом (ИМА-И413п) и олеатом натрия -2 минуты. Машина реализует процесс пневматической пенной флотации (при отсутствии вращающихся частей, турбулентности, компрессоров для промышленных типоразмеров). Через аэратор (5), где по принципу Вентури [9,10] происходит инжекция и принудительная аэрация потока пульпы сжатым воздухом (3,3-7,5 л/мин), пульпа равномерно рас-

пределялась по объему флотационной камеры -12,5 л с помощью статичного дистрибьютора (10). Скорость потока пульпы через расходомер (9) настраивалась в диапазоне 8,6 - 15 л/мин. Конструкторские решения Pneufлот позволяют повысить эффективность контакта минеральных частиц с пузырьками воздуха, степень ламинарности потока при подъеме к границе разделения, предотвращается седиментация частиц за счет движения пульпы по кругу[11-13]. Потребляемая мощность установки — 5,5 кВт. Режимы параметров тестирования представлены в таблице 2.

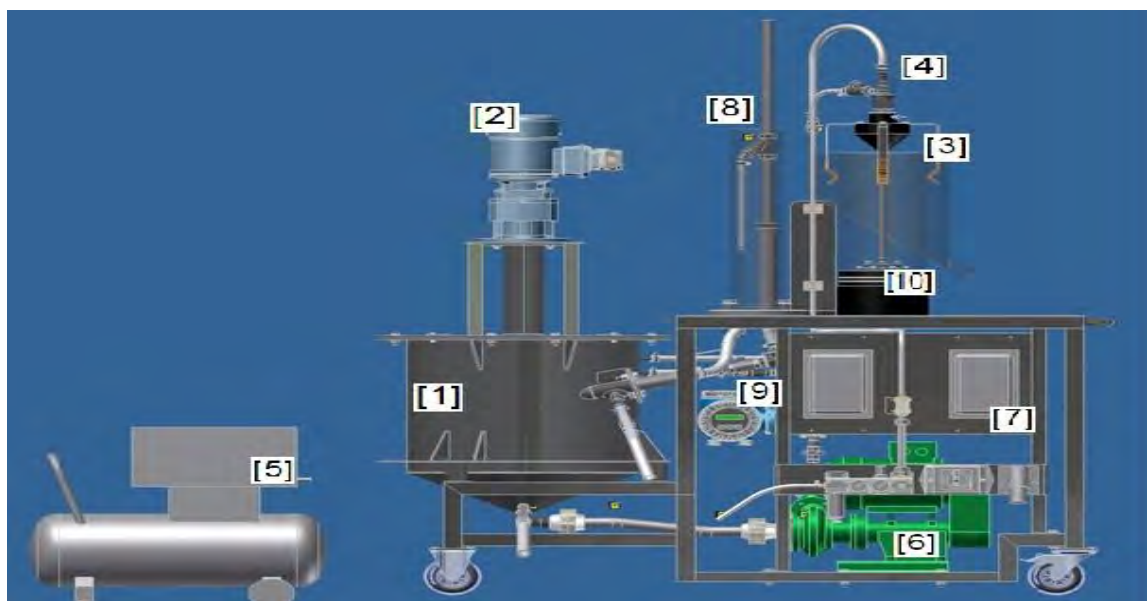


Рисунок 1 – Установка лабораторной машины Pneufлот

1 - агитационный чан, 2 - мешалка, 3 - флотационная камера, 4 - аэратор, 5 - компрессор, 6 - питающий насос, 7 - частотный преобразователь управления, 8 - s-образное колесо, 9 - расходомер, 10 - статичный дистрибьютор

Таблица 2 – Режимные параметры тестирования флотации

№ Теста	% тв.	T °С	Уд.в., г/см ³	pH	W м ³ /ч	P воздуха Нл/ч	H пены,мм
Тест-1	38,2	19	2,56	8,4	738-600	250-300	50-40
<u>Тест-3</u>	<u>39</u>	<u>26</u>	2,54	10,3	<u>750-727</u>	<u>400-300</u>	<u>60-20</u>
15	35	31			708	350	30-20
Питание теста 1-хвосты S контрольной флотации; теста 3/ 15- хвосты WO ₃ флотации							

В результате перефлотации сульфидных хвостов ФПМ-3,2 (расход жидкого стекла -65 г/т, ИМА-И413п -11 г/т, время флотации 15 минут) на **Pneufлот** выделен концентрат, выход которого 18,09 %, с очень низкой степенью концентрации меди 1,5, извлечение от операции 5,7 %, при высоких потерях шеелита -28 % от операции.

Повышение эффективности обогащения шеелита из скарных шеелит-сульфидных руд связано с внедрением машины **Pneufлот** в существующую технологическую схему дофлотации хвостов шеелитовой флотации

пневматической машины ФПМ-3,2. Расход олеата натрия 20-12 г/т, соснового масла- 2 г/т. Время лабораторной флотации 15 минут. Фото пенного слоя представлено на рисунке 2, а результаты обогачения приведены на схеме на рисунке 3.



Рисунок 2 — Контрольная дофлотация хвостов шеелитового цикла на Pneufлот

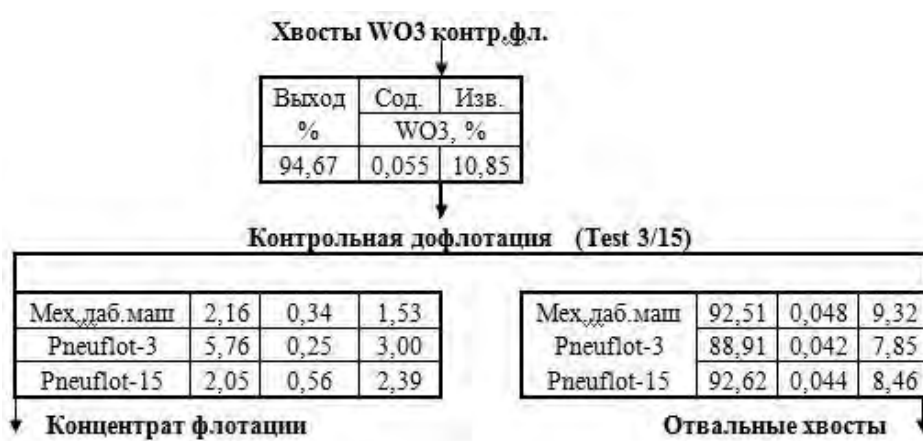


Рисунок 3 — Схема доизвлечения шеелита из хвостов WO₃ цикла

В результате подбора параметров флотации в машине Pneufлот перефлотация шеелитовых хвостов позволила выделить контрольный концентрат 2, который близок по характеристике контрольному концентрату 1 ФПМ-3,2: выход 3,33 %, содержание WO₃ 0,51 %, извлечение 3,7 % от руды.

Флотомашина **Pneufлот-перечистная P-FV 25NS, D-25** (одна штука) предложена к внедрению на ПОФ. Интенсификация процесса контрольной флотации может позволить выделить в месяц около 1,8 т 100 % шеелита в товарный концентрат. Ожидаемый срок окупаемости — 0,7 года.

Список литературы

1. Гвоздев В.И. Вольфрамоносные скарны: месторождение Восток-2; месторождение Лермонтовское / Геодинамика, магматизм и металлогения Востока России // Владивосток: Дальнаука. — 2006.— С. 630-637.
2. Степанов Г.Н. Скарны и грейзены месторождения Восток-2 / Минералогия и геохимия вольфрамовых месторождений // Л.: Изд-во ЛГУ.— 1971. — С. 234-242.
3. Барский Л. А. Селективная флотация кальцийсодержащих минералов / Барский Л. А., Кононов О. В., Ратмирова Л. И. // М.: Недра.— 1979.— С. 232
4. Шепета, Е. Д. Повышение эффективности переработки бедных шеелитовых руд / Шепета Е. Д., Саматова Л. А., Алушкин И. В. и др. // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. — 2016. — № 1. — С.190-196 .
5. Ryabov V.I. Influence of the surface-active properties of reagents containing sodium dialkyldithiophosphates on the flotation of sulfides. /Ryabov V.I., Shepeta E.D., Kretov V.P. и др. // В сборнике: Proceedings of XVI Balkan Mineral Processing Congress 2015.— С. 321-326.
6. Шепета Е. Д. Повышение контрастности свойств кальцийсодержащих минералов при флотации шеелит-карбонатных руд / Шепета Е. Д., Игнаткина В.А, Саматова Л. А. // Обогащение руд. —2017. — № 3. — С. 41-48.
7. Markworth L. Pneufлот—the key technology for cost efficient flotation of fine coal, minerals and ores / Markworth L., Jaspers W., Archipov A // Flotation Conference, Kemerovo, Russia. — 2005.
8. Саматова Л.А. Влияние ассоциаций минералов метасоматических руд и пород на обогащение скарновой шеелит-сульфидной руды / Саматова Л.А., Шепета Е.Д. // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: материалы XXII Международной научно-технической конференции. Екатеринбург . — 2018.— С. 197-201 [Электронный ресурс]. — Режим доступа: <https://elibrary.ru/item.asp?id=35022584>
9. Черных С.И. Создание флотационных машин пневматического типа и опыт их применения на обогатительных фабриках / Черных С.И // М.: ЦНИИЭИцветмет.—1995.— С.135-136.
10. Идельчик И.У. Справочник по гидравлическим сопротивлениям / Идельчик И.У.— под. ред. М.О. Штейнберга. Изд.3-е перераб.и допол. // М.: Машиностроение.— 1992.— С.672.
11. Breytenbach M. Pneufлот effective on African ores // Mining Weekly. 5th September 2014.
12. Markworth L. Floating around in Siberia // World Coal.— 2018. May. — P.43-44.
13. Лебедок А.В. Использование технологии Pneufлот для флотации тонкого золота и шламов борогипса / Лебедок А.В.// обогащении руд.—2018.—№ 4.— С.17-19.

УДК 622.7: 666.7

ИЗУЧЕНИЕ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ОТХОДОВ УГЛЕОБОГАЩЕНИЯ В КАЧЕСТВЕ ВТОРИЧНОГО СЫРЬЯ

Петухов В. Н., Свечникова Н. Ю., Юдина С. В.

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

Проблемы вовлечения отходов производства в качестве вторичного сырья в хозяйственный оборот в целях замещения природных сырьевых материалов являются актуальными и требуют неотложного решения [1-2].

Доля отходов флотации угольной мелочи (марки Ж, КС, ОС и КО) в общей схеме обогащения обогатительной фабрики ООО «ММК-УГОЛЬ» Кемеровской области составляет 17% от общего объема отходов, ежегодно в отвалы вывозятся до 2,0 млн. тонн ценного материала.

Учитывая внутренние потребности обогатительной фабрики в доступных энергоисточниках, а также острую потребность региона в доступных дешевых строительных материалах в работе были изучены физико-химические свойства отходов флотации обогатительной фабрики с целью использования их в качестве сырья для сжигания установках с кипящим слоем и топливной добавки для производства керамического кирпича.

Технический анализ отходов флотационного отделения ООО «ММК-УГОЛЬ» показал, что содержание серы в них составляет 0,50 – 0,64%, они имеют повышенную влажность 19,7 – 20,0%, что приводит к их слеживанию и комкованию, выход летучих веществ составляет 16,6 – 16,8%. Они имеют низкую зольность 49,2-68,9%, а, следовательно, высокое содержание органической массы, что приводит к горению таких отходов в групповых отвалах.

Полуколичественным методом на энергодисперсионном рентгеновском спектрометре ARL QUANT'X, были определены основные минерализующие компоненты отходов флотации, %: кварц 26,8–46,3; оксиды алюминия 8,9–11,1; кальция 1,3–3,9; железа 2,2–3,9 [3- 6].

Ситовый анализ отходов показал, что частицы распределены неравномерно и по зольности они неоднородны, причем наибольшая зольность наблюдается у класса -0,008 мм.

Термоаналитическое исследование провели на синхронном термическом анализаторе STA 449 NETZSCH в динамическом режиме со скоростью нагрева 10 °/мин в потоке воздуха 30 см³/мин в интервале температур 30-1000 °С. Определили: низшую теплоту сгорания углесодержащего материала, изменение массы при прокаливании (ИМПП), изменение и скорость изменения массы образца (кривая ТГ и ДТГ), тепловой эффект процесса (кривая ДСК), температуры начала, конца и максимального развития термических эффектов. На рисунке 1 представлена кривая теплового эффекта (ДСК) отходов углеобогащения.

На кривой ДСК фиксируются два экзотермических эффекта: один в интервале температур 300-400 °С, другой – 400-700 °С, на кривых ТГ наблюдается значительная потеря массы, что свидетельствует о протекании процесса горения угольного материала.

Отличительная особенность термоокислительной деструкции органического вещества углей состоит в последовательно-параллельном протекании процессов низкотемпературного горения ароматического ядра топ-

лива и отщепления периферийных соединений основных структурных единиц органической массы угля с образованием H_2O , CO_2 , частично CO . Первый низкотемпературный экзотермический эффект, соответствует горению ароматических составляющих, второй более насыщенных углеводов органической массы угля.

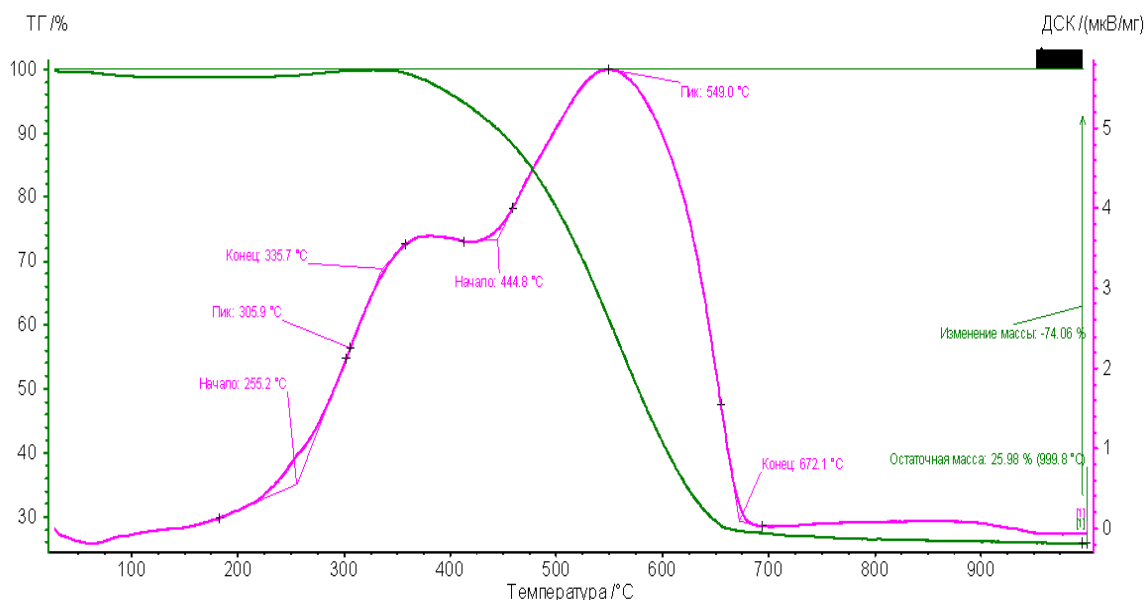


Рисунок 1 – Кривая ДСК отходов углеобогащения

Термогравиметрические кривые, отражающие потерю массы при нагреве углей в среде воздуха, представлены на рисунке 2.

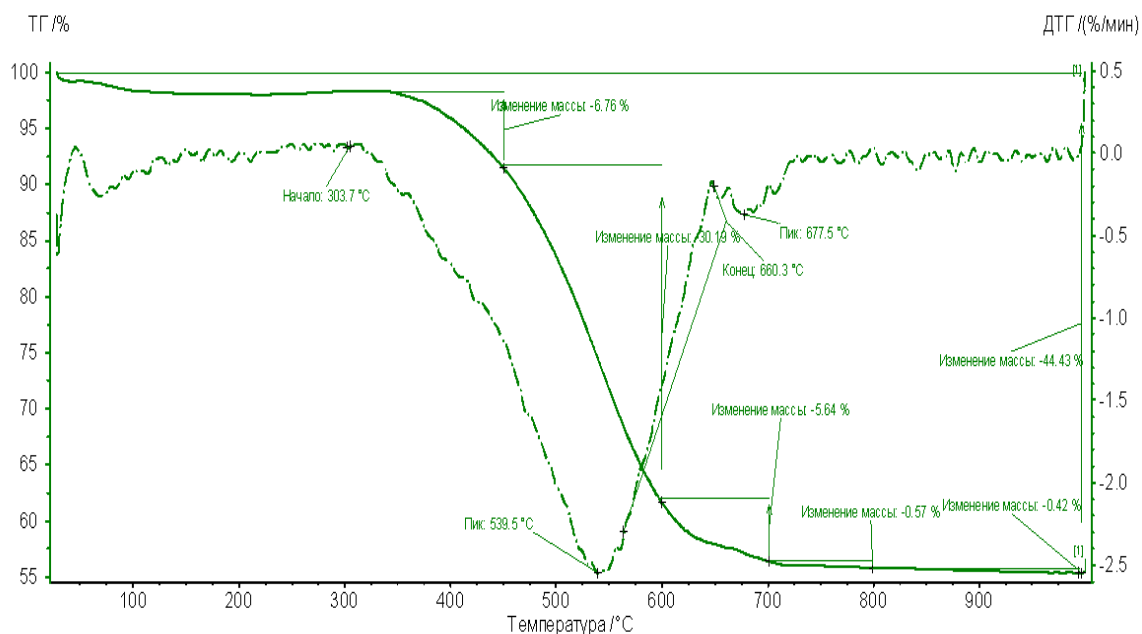


Рисунок 2 - Кривые ТГ и ДТГ непрерывного нагрева отходов

Наибольшая потеря массы наблюдается в диапазоне температур 450-600 °С, что составляет порядка 65-67% от всей массы органической состав-

ляющей угля. Максимальная скорость выгорания, определенная по кривой ДТГ, соответствует температуре 540-563 °С. Низшая теплота сгорания исследуемых отходов составила 15,9 МДж/кг, что позволяет их использование в качестве топлива.

Предлагается вовлечение отходов углеобогащения в процесс сушки угольных концентратов на обогатительной фабрике в установке низкотемпературного кипящего слоя. Технологическая схема установки позволяет использовать высокзолый уголь и позволяет поддерживать заданную мощность установки, за счет регулирования таких параметров, как температура воздуха, гранулометрический состав, зольность и влажность сырья.

Сравнительный анализ сырья для производства строительных материалов и отходов флотации ООО «ММК-УГОЛЬ» показал, что, учитывая, содержание в минеральной части отходов менее 15% - Al_2O_3 и углерода более 15% отходы нельзя применять в качестве основного сырья для получения керамических изделий, но возможно использовать как топливосодержащую добавку в глиняную шихту, они имеют высокую удельную поверхность $56,8 \cdot 10^3 \text{ м}^2/\text{кг}$, обладают высокой дисперсностью, размокаемостью, способностью к набуханию, а преобладающее количество глинистого вещества делает их пластичным материалом [7-8].

Условный силикатный модуль n_y составил:

$$n_y = \frac{SiO_2}{1,77Al_2O_3} = 1,7$$

Алюможелезистый модуль k :

$$k = \frac{Al_2O_3 + Fe_2O_3}{SiO_2} = 0,4$$

В таблице 1 приведены сравнительные характеристики сырья топливосодержащей добавки для производства строительных материалов и отходов флотации.

Таблица 1 – Сравнительные показатели топливосодержащей добавки и отходов флотации ООО «ММК-УГОЛЬ»

Показатели	Топливосодержащая добавка	Отходы флотации ООО «ММК-УГОЛЬ»
Al_2O_3 , %	≤ 15	8,9-11,1
Содержание С, %	≥ 15	17,7-48,4
Содержание S, %	Наименьшее	0,5

Таким образом, в работе был определен вещественный состав конкретных отходов флотационного отделения ООО «ММК-УГОЛЬ» и предложена возможность их применения в качестве наиболее эффективного компонента как товарного продукта – топливосодержащей добавки.

Это позволит заменить дефицитное строительное сырье дешевым и более доступным в связи с возрастающей потребностью строительного

комплекса в новых, эффективных и экономически выгодных строительных материалах.

А вовлечение отходов углеобогащения в процесс сушки концентрата на ООО «ММК-Уголь» в установке НТКС позволит не только увеличить резерв топлива, но и снизить эксплуатационные затраты на содержание отстойников, а также сократить нерациональное отчуждение земельных ресурсов и при эффективной системе очистки дымовых выбросов обеспечить снижение загрязнений окружающей среды.

Список литературы

1. Шпирт М. Л. Безотходные технологии. Утилизация отходов добычи и переработки твердых горючих ископаемых// М., Недра, 1986. - 120 с.
2. Shpirt M. Ya., Rainbow A. K. M. Ecological problems caused by coal mining and processing with suggestions for remediation, Millpress Rotterdam Netherlands 2006, 162 p.
3. Петухов В. Н., Свечникова Н. Ю., Юдина С. В., Горохов А. В., Лавриненко А. А., Харченко В. Ф. Использование отходов флотации угля для энергетических целей в условиях ОАО «ЦОФ» «Беловская»// Кокс и химия. — 2016. — №5. — С.38-41.
4. Svechnikova N. Yu., Petukhov V. N., Yudina S. V., Gorokhov A. V., Lavrinenko A. A., Kharchenko V. F. Utilization of coal-flotation wastes at ОАО TSOB Belovskaya//Coke and Chemistry.- 2016. - Т. 59. - № 5. - С. 200-203.
5. Свечникова Н.Ю., Юдина С.В., Мамедалина Н.И. Анализ отходов флотационного обогащения углей// Теория и технология металлургического производства: сб. науч. тр. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2015. Вып.1 (16). С. 19-21.
6. Свечникова Н.Ю., Юдина С.В., Мамедалина Н.И. Анализ отходов флотационного обогащения // Теория и технология металлургического производства. 2015. № 1 (16). С. 19-21.
7. Свечникова Н.Ю., Игуменшева Е.А., Коновницына Н.С., Кухаренко О.Г. Комплексное использование отходов углеобогащения // Новые решения в области упрочняющих технологий: взгляд молодых специалистов. Т. 2: сб. науч. ст. Юго-Зап. гос. ун-т. Курск, 2016. С. 261-265.
8. Лавриненко А.А., Свечникова Н.Ю., Коновницына Н.С., Игуменшева Е.А., Куклина О.В., Хасанзянова А.И. Использование отходов флотации битуминозных отходов флотации битуминозных углей в производства керамического кирпича// Химия твердого топлива. 2018. №6. С.64-68.

УДК 622.775/.772:669.053.04(661.491)

ПРИМЕНЕНИЕ ПЕРОКСИДА ВОДОРОДА ДЛЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ МЕТАЛЛОВ

Крылова Л. Н.¹, Селиверстов А. Ф.²

¹ФГАОУ ВО Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва, Россия

²Институт физической химии и электрохимии им. А.Н. Фрумкина (ИФХЭ РАН)

Пероксид водорода относится к реагентам «зеленой химии», при использовании которых не образуются вредные отходы и не загрязняются продукты переработки. Окислительно-восстановительный потенциал

(ОВП) H_2O_2 в кислой среде в 1,3 раза превосходит хлор, при его разложении образуются ещё более сильные окислители: ОВП атомарного кислорода превышает хлор в 1,78, гидроксил радикала в 2,05 раза. Благодаря своим свойствам пероксид водорода широко применяется в быту и промышленности. Многие исследования показали эффективность применения пероксида водорода в гидрометаллургии и обогащении, для растворения и выщелачивания металлов из упорного минерального сырья, селективной флотации минералов.

При замене кислорода на хорошо растворимый пероксид водорода выщелачивание золота и серебра из руд и концентратов цианистыми растворами интенсифицируется вследствие повышения ОВП [1]. Скорость растворения золота и серебра повышается в 2-3 раза в сравнении с традиционными режимами при подаче H_2O_2 обеспечивающем ОВП выщелачивающего раствора менее $-0,3 \div -0,5$ В, так как при большем начинается окисление цианида, температуре $40-60^\circ\text{C}$ и концентрации цианида 1-10 г/л [2], этот режим реализован на опытном участке ООО «Березовский рудник» для выщелачивания золота из гравитационных концентратов.

Продолжительность чанового выщелачивания снижается в 2 раза и увеличивается извлечение при добавлении в пульпу цианирования золото-содержащей руды при рН 10-12 раствора пероксида водорода и ионов тяжелых металлов - анодного усилителя [3], в частности с 16-24 ч до менее 12 ч при извлечении золота из трех типов материалов: упорных и легко выщелачиваемых сульфидных концентратов, окисленных руд. Применение пероксида водорода с ионами Pb^{2+} и Ag^+ ускоряет извлечение золота из легковыщелачиваемого сульфидного концентрата, с ионами Hg^{2+} еще и из упорных концентратов, и с Bi^{3+} и Ti^+ из всех типов исследованных материалов [4].

Добавление пероксида водорода при выщелачивании Rh, Pt и Pd из новых и отработанных автомобильных катализаторов раствором соляной и серной кислот повышает извлечение металлов [5], а введение в выщелачивающий раствор смеси серной кислоты и пероксида водорода в молярном соотношении $\text{H}_2\text{SO}_4:\text{H}_2\text{O}_2 > 1$ и при охлаждении приводит к снижению расхода реагентов [6].

Извлечение золота увеличивается на 5-10% за 60 ч кучного выщелачивания окисленных и смешанных руд при подаче водного пероксида водорода в раствор гидроксида щелочного металла или окиси кальция, в который вводится цианид натрия до концентрации 0,1% в соотношении $\text{H}_2\text{O}_2:\text{NaCN} = 5:1 \div 10:1$ [7]. Распыление 2-8% пероксида водорода со скоростью 20-40 л/м²ч на кучу упорной золотосодержащей руды крупностью 6-10 мм перед подачей цианида натрия с аэрацией повышает извлечение золота за счет предварительного вскрытия тонко вкрапленного металла в арсенопирите и халькопирите [8].

Извлечение цинка в раствор из сфалерита при выщелачивании упорного колчеданного медно-цинкового промпродукта флотации раствором серной кислоты с пероксидом водорода за 10 часов достигает 91-98 %, извлечение меди не более чем на 32-45 %, так как более упорный халькопирит тонко вкраплен в пирит. Скорость выщелачивания металлов повышается при сочетании H_2O_2 с ионами Fe^{+3} , увеличении температуры до $70^\circ C$, регулировании концентрации цинка в растворе менее 10 г/дм^3 и применении вибрационного перемешивания [9].

За счет добавления 10%-ного пероксида водорода при выщелачивании природного сфалерита раствором серной кислоты концентрацией 10 г/л с участием ионов Fe^{+3} при $20^\circ C$ извлечение цинка повышается более чем на 12 %, при увеличении температуры до $70^\circ C$ и концентрации кислоты до 20 г/л и Fe^{+3} 5 г/л извлечение цинка за 6 часов составляет 54% [9]. Установлено, что скорость растворения сфалерита раствором азотной кислоты с пероксидом водорода повышается при увеличении концентрации реагентов (H_2O_2 до $5,2 \text{ моль/л}$, HNO_3 до $11,4 \text{ моль/л}$) и температуры, и мало зависит от режима перемешивания и размера частиц. Кажущаяся энергия активации $28,7 \text{ кДж/моль}$ растворения при температуре $30-50^\circ C$ характеризует реакцию с химическим контролем на поверхности частиц [10].

В оптимальных условиях извлечение меди из халькопиритового концентрата в раствор достигает 99% за 4 часа с использованием пероксида водорода концентрацией $3,0 \text{ М}$, температуре $40^\circ C$, размере частиц $75 \times 53 \text{ мкм}$. Отмечено, что скорость перемешивания не влияет на растворение, и прямо пропорциональна концентрации пероксида, снижается при температуре выше $60^\circ C$ [11]. Кинетика растворения халькопирита раствором серной кислоты с пероксидом водорода соответствует модели сжимающегося ядра, энергия активации 39 кДж/моль , порядок реакции по кислоте $0,77$, по H_2O_2 $1,45$. При увеличении концентрации реагентов растворение халькопирита увеличивается, повышении скорости перемешивания - уменьшается, предположительно вследствие разложения H_2O_2 [12].

Скорость выщелачивания меди, индия, галлия, селена из материалов раствором серной кислоты значительно повышается при добавлении пероксида водорода, селен предварительно восстанавливается диоксидом серы, металлы в растворе разделяются регулированием рН щелочью, отмечается чистота полученных индия и галлия [13].

В результате выщелачивания сульфидной медно-кобальтовой руды месторождения Конго, содержащей 1,5% Со и 1,6% Си, раствором серной кислоты с пероксидом водорода концентрацией $0,008-0,042 \text{ М}$ извлечение повышается кобальта с 15 до 90%, меди с 80 до 90%. Наибольшее извлечение Со в раствор достигается за 3 часа при $20^\circ C$ раствором серной кислоты $0,36 \text{ М}$ и пероксида водорода $0,025 \text{ М}$ [14].

Для повышения скорости и степени выщелачивания меди из медно-электролитных шламов, предотвращающего растворение находящихся в

них благородных металлов, в реакционную зону подается пероксид водорода концентрацией 5-10% отдельно от сернокислого раствора при нагревании и наложении переменного тока промышленной частоты в режиме перколяции раствора через слой материала, регулировании концентрации меди в выходящем растворе 20-30 г/л [15]. Для выщелачивания меди перед извлечением золота из сульфидных золотосодержащих медных руд добавляется пероксид водорода в пульпу, содержащую руду и порошок оксида марганца, после выщелачивания раствор нейтрализуется и сульфат меди осаждается [16].

По результатам исследования кинетики выщелачивания пирита пероксидом водорода в фосфорной кислоте порядок реакции относительно концентрации пероксида водорода равен единице, концентрация кислоты практически не влияет на скорость окисления пирита. Добавление фосфатного иона в интервале концентрации 0,005-0,1 моль/дм³ оказывает ингибирующее действие на окисление пирита пероксидом [17].

Испытания подземно-скважинного выщелачивания урана на месторождении Южного Казахстана показали, что на стадии активного закисления пероксид водорода позволяет сократить срок отработки скважины, а на стадии активного выщелачивания - повысить концентрацию урана в продуктивном растворе [18].

Наиболее эффективно для растворения сульфидов цветных металлов в растворе серной кислоты применение одновременно нескольких окислителей пероксида водорода, озона и ионов Fe⁺³, также ионов металлов и частиц металлсодержащих минералов в условиях, вызывающих каталитическое разложение окислителей с образованием более сильных окислителей. В таком режиме извлечение цинка, меди из сульфидных концентратов обогащения повышается до 96%, время выщелачивания снижается с 15-20 до 7-10 ч [19]. Применение сочетания озона с пероксидом водорода и ионов металлов, способ называемый пероксон-солевой, позволяет повысить окислительно-восстановительный потенциал и интенсивность выщелачивания металлов из сульфидных руд и концентратов [20].

Пероксид водорода может использоваться в качестве окислителя для селективного разделения минералов флотацией. Флотационное разделение коллективных ртутно-сурьмяных концентратов осуществляется за счет значительно большей окисляемости антимонита по сравнению с киноварью пероксидом водорода в сочетании с бихроматом калия. Расход реагентов большой H₂O₂ до 2000 г/т и K₂Cr₂O₇ до 7000 г/т, степень концентрации по сурьме и ртути низкая [21]. На порядок меньше пероксида водорода добавляется в сурьмяную флотацию 100-150 г/т и ведении флотации 5 мин при разделении коллективного сурьмяно-мышьякового концентрата в обогащении сурьмяно-мышьяковых сульфидных золотосодержащих руд. Здесь селекция антимонита и арсенопирита основана на различии скорости окисления минералов [22].

Применение пероксида водорода при атмосферном давлении и невысокой температуре позволяет интенсифицировать извлечение золота, серебра, меди, цинка, никеля, кобальта, урана и других металлов при растворении и выщелачивании из упорных сульфидных руд, концентратов обогащения, техногенных отходов, повысить извлечение металлов и комплексность использования минерального сырья.

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

Список литературы

1. Стрижко Л.С. Металлургия золота и серебра. - М.: МИСИС, 2001. 336 с.
- Smith M.E. Proc. SME Fall Meeting. ed. Hiskey // J. Brent. Soc. Min. Eng. AIME : Littleton, Colo. - 1983. - №41. - P. 43-49.
2. Патент RU 2624751 опубл. 06.07.2017. Лобанов В.Г., Тимофеев Е.И., Набиуллин Ф.М. и др. Способ цианистого выщелачивания золота и серебра.
3. Patent CN 1924038 опубл. 07.03.2007. Jiang Tao Yang. Method of leaching gold from gold ore.
4. Yong-bin Yang, Qian Li, Tao Jiang et al. Co-intensification of gold leaching with heavy metals and hydrogen peroxide // Transactions of Nonferrous Metals Society of China. - 2010. Vol.20. - №5. - P.903-909.
5. Wu Koo Ying et al. Rh, Pt and Pd Recovery from New and Aparent Automative Catalysts // Precious Metals. - 1993. - №17. - P. 343-349.
6. Патент RU 2167211 опубл. 20.05.2001. Гуров В.А. Экологически чистый способ извлечения благородных металлов из материалов их содержащих.
7. Патент RU 2361076 опубл.10.07.2009. Шумилова Л.В., Резник Ю.Н., Зыков Н.В. и др. Способ кучного выщелачивания золота из окисленных и смешанных руд.
8. Patent CN 102251123 опубл. 23.11.2011. Zhongqi Liu, Wenzhong Sun, Shangrong Chi et al. Gold extraction process of refractory gold ore.
9. Крылова Л.Н., Мощанецкий П.В., Шириня Н.А. Выщелачивание металлов из труднообогатимого промпродукта флотации медно-цинковых колчеданных руд // Обогащение руд. - 2015.- №6. - С.14-18.
10. Adebayo A.O., Ipinmoroti K.O., Ajayi O.O. Leaching of sphalerite with hydrogen peroxide and nitric acid solutions // Journal of Minerals and Materials Characterization and Engineering. - 2006. Vol.5. - №2. – P. 167-177.
11. Agacayak T., Aras A., Aydogan S., Erdemoglu M. Leaching of chalcopyrite concentrate in hydrogen peroxide solution // Physicochem. Probl. Miner.
12. Adebayo A.O., Ipinmoroti K.O., Ajayi O.O. Dissolution Kinetics of Chalcopyrite with Hydrogen Peroxide in Sulphuric Acid Medium // Chem. Biochem. Eng. Q. - 2003. Vol.17. - №3. - P.113-118.
13. Patent US 2019010578. опубл. 10.01.2019. Gao Yongtao, Liu Junfei, Wang Guan, Wu Guofa. Method for recycling copper indium gallium selenium materials.
14. Seo S.Y., Choi W.S., Kim M.J., Tran T. Leaching of Cu-Co ore from Congo using sulphuric acid hydrogen peroxide leachants //J. Min. Metall. Sect. B-Metall. - 2013. Vol.49. - №1. - P.1-7.
15. Патент № 2578882 опубл. 27.03.2016. Ашихин В.В., Мастюгин С.А., Королев А.А. Способ выщелачивания металлической меди.
16. Patent CN 107287417 опубл. 24.10.2017. Wei Qingmeng. Comprehensive recycling method for copper, gold and silver in copper sulfide ores.
17. Antonijevic M.M., Dimitrijevic M., Jankovic Z. Leaching of pyrite with hydrogen peroxide in sulphuric acid // Hydrometallurgy. - 1997. - №46. - P.71-83.

18. Дуйсебаев Б.О., Батыршаева Г.С., Копбаева М.П. и др. Опыт использования пероксида водорода при сернокислотном ПСВ урана на месторождениях Южного Казахстана // Химическая промышленность. - 2008. Т. 85. - №5. - С.262-266.

19. Патент RU 2339708 опубл. 27.11.2008. Панин В.В., Крылова Л.Н., Селиверстов А.Ф. Способ выщелачивания продуктов содержащих сульфиды металлов.

20. Крылова Л.Н. Новый способ извлечения цветных металлов из сульфидных концентратов – пероксон-солевой // Metallurg. - 2010. - №6. - С.66-68.

21. Соложенкин П.М., Глембоцкий В.А., Огнева Л.Л. Селективное разделение ртутно-сурьмяных концентратов // Современное состояние и задачи селективной флотации руд. М.: Наука. 1967.

22. Патент RU 2432407 опубл. 27.10.2011. Крылова Л.Н., Канарский А.В., Адамов Э.В., Соложенкин П.М. и др. Способ переработки сурьмяно-мышьяковых сульфидных золотосодержащих руд.

УДК: 662.8:622.7

КОНЦЕНТРИРОВАНИЕ БЛАГОРОДНЫХ И РЕДКИХ МЕТАЛЛОВ ГРАВИТАЦИОННЫМ И МАГНИТНЫМ МЕТОДАМИ ИЗ БУРЫХ УГЛЕЙ СЕРГЕЕВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ (АМУРСКАЯ ОБЛАСТЬ, РФ)

Сорокин А.П.¹, Агеев О.А.²

¹Институт геологии и природопользования ДВО РАН, г. Благовещенск, Россия

²Амурский научный центр ДВО РАН, г. Благовещенск, Россия

Объект исследования. Материалом для исследования послужил низкокалорийный бурый уголь Сергеевского месторождения марки 1Б, который представляет собой сырье, не пригодное без обогащения к использованию в качестве энергетического топлива. При этом особенности строения органического вещества свидетельствует о высоком потенциале данного типа углей для получения широкого ряда химических продуктов.

Технология углеподготовки. Разработанная технология углеподготовки (рисунок 1), позволяет получать из исходного бурого угля сырье для производства продукции многоцелевого назначения.

Для выделения из исходного бурого угля минеральных примесей, изготовлена опытная шлюзовая установка (ОШУ), представляющая собой слабонаклонённый желоб прямоугольного сечения, на дно которого укладываются трафареты. При движении измельченного угля по шлюзу в водном потоке минеральные и органические частицы разделяются: тяжелые минеральные концентрируются на дне шлюза на трафаретах, а легкие - потоком воды уносятся к разгрузочному концу шлюза.

В результате шлюзового обогащения, после обезвоживания, получен очищенный от неорганических примесей уголь, отличающийся от исходного количественным и качественным составом. Полученный уголь - перспективное сырье для получения химических продуктов, самым востребованным из которых является горный воск [1, 2]. Очищенный от минераль-

ных примесей уголь можно использовать также для изготовления угольных брикетов с содержанием органического вещества более 80 %. Формирование угольных брикетов (рисунок 2) производится без добавления связующих, так как уголь содержит битум [3]. Выделенные минеральные примеси можно использовать в качестве сырья для изготовления строительных материалов и получения концентрата благородных металлов (БМ), редких металлов (РМ) и редкоземельных элементов (РЗЭ) (рисунок 3).



Рисунок 1 - Технологическая схема получения из исходного бурого угля сырья для получения продукции многоцелевого назначения



Рисунок 2 - Угольные брикеты из очищенных углей



Рисунок 3 - Выделение на ОШУ неорганических примесей

Выделенные из исходного угля неорганические примеси в результате магнитного и гравитационного обогащения разделены на магнитную, тяжелую немагнитную и легкую фракции.

1. Магнитная фракция (рисунок 4, таблица 1) представлена микро-частицами самородного железа и минералами из класса сложных оксидов

(магнетита $\text{Fe} - \text{Fe}_2\text{O}_4$; титаномагнетита – Fe_2TiO_4 ; ильменита – FeTiO_3 , лимонита – HFeO_2 с включениями микрочастиц марганца, серы, свинца и др.).

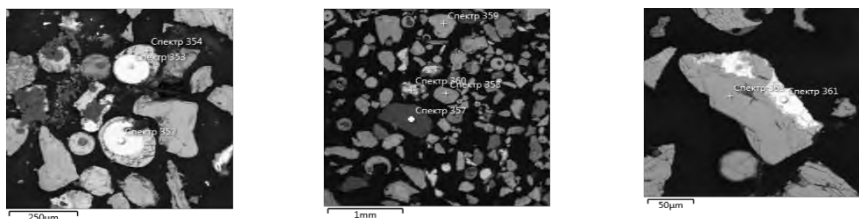


Рисунок 4 - Частицы магнитной фракции

Таблица 1 - Химический состав минералов магнитной фракции (вес в %)

Элементы	Номера спектров							
	352	353	354	358	359	360	361	362
Fe	100	100	72,39	32,00	71,33	100	7,99	71,74
O	-	-	26,91	36,77	28,67	-	22,31	28,26
Mn	-	-	0,70	1,91	-	-	-	-
Ti	-	-	-	29,32	-	-	-	-
Al	-	-	-	-	-	-	0,57	-
S	-	-	-	-	-	-	6,89	-
Ca	-	-	-	-	-	-	0,49	-
Z	-	-	-	-	-	-	1,10	-
Pb	-	-	-	-	-	-	60	-
Сумма:	100	100	100	100	100	100	100	100

2. Тяжелая неметаллическая фракция (концентрат стола)

2.1. Благородные металлы. Выделенная из исходных углей частица (рисунок 5) представляет собой конгломерат золота и серебра, цементированных оксидами железа, меди, свинца, алюминия и др. Химический состав (таблица 2): концентрация золота до 79,79 %, серебра до 13,77 %. Размер 0,3-0,2 мм. Содержание железа до 33,73 %; меди до 2,49 %; серы до 0,69 %; углерода от 20,93 до 5,96 %.

2.2 Редкоземельные элементы (таблица 3) представлены (рисунок 6а) лантаоидами (спектр 373) и актиноидами (спектр 372) в виде примесей, торием в монаците и ураном в иттротанталите.

2.3 Редкие металлы (таблица 3) представлены сложными оксидами с содержанием вольфрама (рисунок 6б и 6в) от 56,49 % до 64,63 % кальция 13,72-14,74 % (спектр 356, 388); олова (рисунок 6г) 67,74 % (спектр 363); цинк (рисунок 6д) 93,85 % (спектр 375); а также висмут (рисунок 6е) в составе висмутитина (спектр 383). В незначительных концентрациях присутствуют в виде примесей железо, ниобий, тантал и др.

3. Легкая фракция (хвосты стола). По данным минералогического анализа, в составе легкой фракции преобладает кварц и полевои шпат – 98 % и незначительное количество лимонита, пирита, корунда и др.

Таблица 2 - Химический состав зерна золота, извлеченного из бурых углей Сергеевского месторождения

Элементы	Номер спектра (вес в %)			
	130	131	132	133
Au	77,43	79,79	-	75,36
Ag	13,77	13,32	-	11,18
C	7,53	5,96	20,93	6,54
O	1,26	0,93	37,08	5,13
Al	-	-	1,21	-
Si	-	-	1,92	-
S	-	-	0,69	-
Cl	-	-	0,10	-
K	-	-	0,20	-
Ca	-	-	0,10	-
Mn	-	-	0,84	-
Fe	-	-	33,73	0,54
Cu	-	-	2,49	1,25
Pb	-	-	0,71	-
Сумма:	100	100	100	100

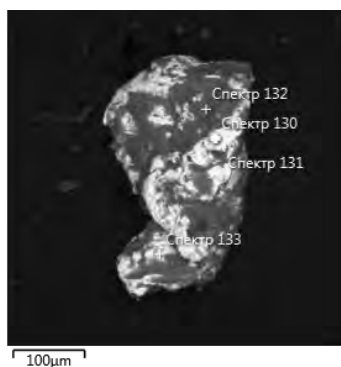


Рисунок 5 - Зерно золота, извлеченное из бурых углей Сергеевского месторождения

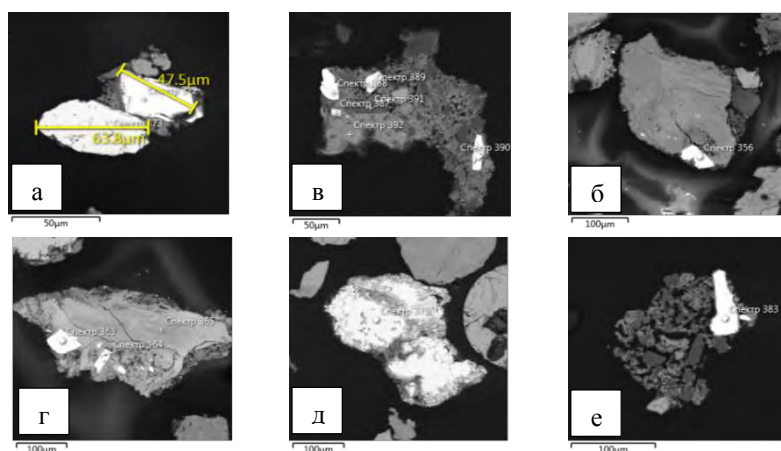


Рисунок ба-е – Редкие и редкоземельные элементы

Выводы

Разработанный Амурским научным центром ДВО РАН способ углеподготовки низкокалорийных бурых углей позволяет выделять из измельченных углей неорганические примеси; получать обогащенный уголь с содержанием органических веществ более 80 %. Из полученного сырья можно производить продукцию топливного назначения (угольные брикеты, бытовой и энергетический газ, жидкое топливо) и использовать в качестве сырья для химической переработки и производства других продуктов (горный воск, органические кислоты, гумусовые препараты и др.).

Разработанная технология гравитационного и магнитного обогащения, выделенной из угля неорганической части, позволяет получить концентрат БМ, РМ и РЗЭ. Выделенная магнитная фракция является сырьем для металлургической промышленности; легкая фракция концентрационного стола – сырье для использования в дорожном строительстве и производстве стройматериалов.

Таблица 3 - Химический состав тяжелой немагнитной фракции (вес в %)

Элементы	Номера спектров						
	356	363	373	372	375	383	388
O	27,92	31,26	31,50	29,27	-	-	20,26
Al	-	0,61	-	-	-	-	-
Si	-	-	0,46	-	-	-	-
Ca	14,74	-	-	-	-	-	13,72
Ti	-	-	-	0,56	-	-	-
Fe	0,84	0,40	0,50	5,88	6,15	1,15	1,39
Sb	-	-	-	-	-	3,36	-
W	56,49	-	-	7,50	-	-	64,63
Sn	-	67,74	-	-	-	-	-
P	-	-	14,24	-	-	-	-
La	-	-	14,91	-	-	-	-
Ce	-	-	26,63	1,17	-	-	-
Pr	-	-	2,12	-	-	-	-
Nd	-	-	7,42	-	-	-	-
Tr	-	-	2,22	-	-	-	-
Mn	-	-	-	0,89	-	-	-
Y	-	-	-	11,34	-	-	-
Nb	-	-	-	18,76	-	-	-
Ta	-	-	-	16,21	-	-	-
U	-	-	-	8,41	-	-	-
Zn	-	-	-	-	93,85	-	-
S	-	-	-	-	-	19,82	-
Cu	-	-	-	-	-	0,51	-
Se	-	-	-	-	-	0,63	-
Bi	-	-	-	-	-	74,51	-
Сумма:	100	100	100	100	100	100	100

Исследования выполнены при поддержке Программы «Дальний Восток» (грант № 18-02-019).

Список литературы

1. Сорокин А.П., Агеев О.А., Носкова Л.П., Гиренко И.Г. Технология углеподготовки бурых углей Сергеевского месторождения – перспективное направление получения сырья для производства продукции многоцелевого назначения // Вопросы геологии и комплексного освоения природных ресурсов Восточной Азии: Пятая Всерос. науч. конф. с междунар. уч., 02-04 октября 2018, Благовещенск: сб. докладов. Благовещенск: ИГиП ДВО РАН. – 2018. – Т. 2. – С. 94-97.

2. Носкова Л.П., Сорокин А.П. Получение модифицированного воска из алкилированного бурого угля // Комплексное использование потенциала каменных и бурых углей и создание комбинированных экологически безопасных технологий их освоения: Всерос. науч. конф. с междунар. уч. 20-22 сентября 2017 г., Благовещенск: сб. докладов. Благовещенск: АмурНЦ ДВО РАН. – 2017. – С. 42-45.

3. Агеев О.А., Носкова Л.П., Абрамов В.В., Савченко И.Ф. Изготовление угольных брикетов из углей марки 1Б. (Результаты эксперимента) // Вопросы геологии и комплексного освоения природных ресурсов Восточной Азии: Пятая Всерос. науч. конф. с междунар. уч., 02-04 октября 2018, Благовещенск: сб. докладов. Благовещенск: ИГиП ДВО РАН. – 2018. – Т. 2. – С. 62-64.

УДК: 662.8:622.7

МИНЕРАЛОГО-ГЕОХИМИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ САМОРОДНОГО ЗОЛОТА В ПРОДУКТАХ СГОРАНИЯ БУРЫХ УГЛЕЙ ЕРКОВЕЦКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ (АМУРСКАЯ ОБЛАСТЬ, РФ)

Сорокин А.П.¹, Агеев О.А.²

¹Институт геологии и природопользования ДВО РАН, г. Благовещенск, Россия

²Амурский научный центр ДВО РАН, г. Благовещенск, Россия

Объект исследования. В качестве объекта исследования выбраны угли палеоценового возраста Ерковецкого месторождения, расположенного в 75 км к востоку от г. Благовещенска. Месторождение эксплуатируется на южной окраине, в карьере «Южный», где вскрыт пласт угля мощностью до 9 м, с прослоями и линзами (до 10 см) глин, алевроитов и туфов. В надугольной части залегают верхнемиоценовые пески и глины и четвертичные осадки. Угли месторождения бурые, технологической группы 2Б, средней степени углефикации, плотные с прослоями рыхлых. Низшая теплота сгорания 12,81 (3060) МДж/кг (ккал/кг). Местное потребление углей ограничено энергетическим использованием [1]. Показатели качества углей приведены в таблице 1.

Таблица 1 – характеристика исследованных образцов бурых углей

№ образца угля	Технический анализ					Элементный состав, % на daf				Атомное отношение	
	W _t	W ^a	A ^d	V ^{daf}	S _t ^d	C	H	N	O	H/C	O/C
1	17,5	8,5	8,6	54,0	0,5	75,4	4,3	0,9	19,4	0,68	0,19
2	16,0	8,3	11,7	54,5	0,3	72,8	4,6	0,7	21,9	0,76	0,23
3	16,6	12,9	10,8	55,2	0,3	70,7	4,7	1,1	23,5	0,80	0,25

Технология получения продуктов сгорания углей (ПСУ). Для изучения процесса переноса и распределения золота и других ценных компонентов в ПСУ (топочные шлаки, золу уноса и продукты мокрой очистки дымовых газов), формирующихся при сжигании угля, Амурский научный центр ДВО РАН создал в 2017 году экспериментально-технологический комплекс «Амур» [2]. Особенности комплекса – автономное получение ПСУ еще на стадии сгорания угля, регулируемое сгорание топлива, наличие камеры дожигания летучих соединений углерода и комбинированная технология очистки дымовых газов и техногенной воды от вредных и токсичных примесей.

Содержание золота в исходных продуктах сгорания бурых углей (рисунок 1) определено нейтронно-активационным анализом в Институте химии ДВО РАН [3].

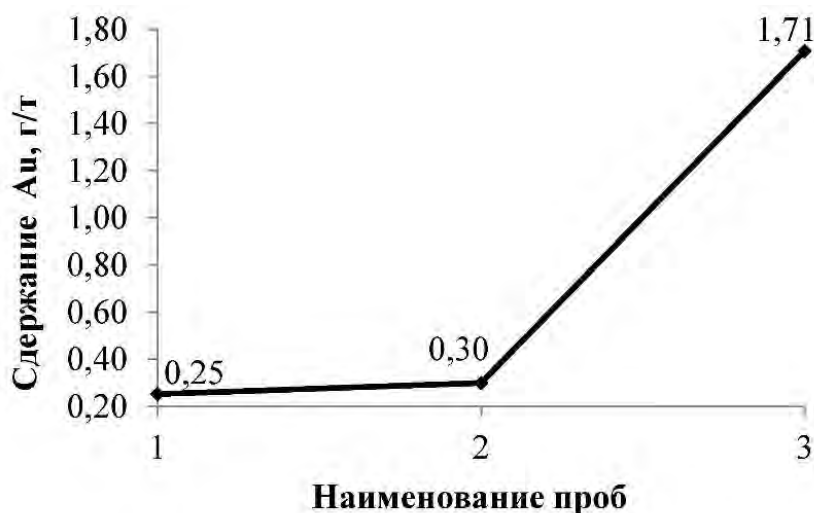


Рисунок 1 - График корреляции содержания золота в пробах, выполненные нейтронно-активационным анализом:

1-шлак; 2– зола уноса (продукты сухой очистки дымовых газов);
3 – шлам (продукты мокрой очистки дымовых газов)

Методами гравитационного и магнитного обогащения из шлака, золы уноса и шлама получен золотосодержащий концентрат, из которого в Институте геологии и природопользования ДВО РАН выделены частицы самородного золота. Химический состав зерен золота определен с помощью сканирующей электронной микроскопии (микроскоп VEGA 3 LMN) с энергодисперсионным рентгеновским микроанализатором X-Max 80 в Хабаровском инновационно-аналитическом центре ИТиГ ДВО РАН.

Золото в топочных шлаках. Частицы золота показаны на рисунке 2а-г, химический состав представлен в таблице 2. Морфология золота разнообразна. На рисунке 2а оно представлено зерном округлой, несколько удлиненной формы размером 50×80 μm. Концентрация золота (спектр 110-

111) от 97,45 % до 97,26 %. Единственной примесью в золоте является серебро (от 4,56 до 2,74 %). На рисунке 2б – золото шарообразной формы, с круглыми гладкими краями, размером 142 мкм. Концентрация золота (спектр 115; 116) от 92,40 % до 5,62 %, серебра от 8,31 до 0,54 %. Состав включений: железо, алюминий, калий, кальций, кремния, мышьяка. На рисунке 2в – зерно золота губчатой формы, вытянутое в виде пластины неправильной формы размером 193×80 мкм, со следами ртути на поверхности, очень неоднородное по составу (спектр 122-125). Содержание золота низкое – до 5,19 %, серебра – до 1,64 %. Микровключения представлены свинцом (до 55,49 %), алюминием (до 5,49 %), кремнием (до 25,12 %) и углеродом (до 10,66 %). На рисунке 2г (спектр 127-128) золото представлено агрегатом, состоящим из сростков разных размеров (от 80,2 мкм до 5 мкм). Концентрация золота от 66,28 % до 11,94 %, серебра – от 24,60 до 24,25 %. В золоте обнаружены микровключения титана (до 39,09 %) и ниобия (0,88 %).

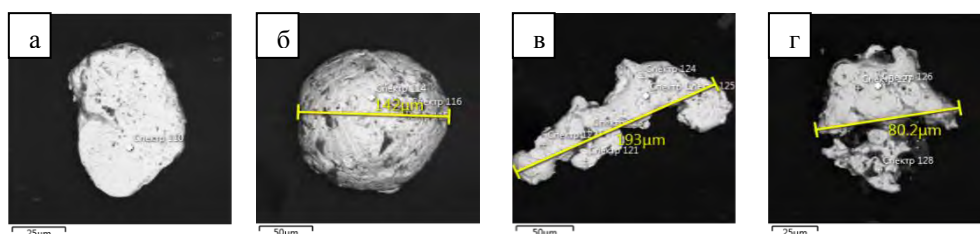


Рисунок 2 а-г – Самородное золото, извлеченное из шлаков

Таблица 2 – Химический состав частиц золота из шлаков (вес в %)

Элементы	Номера спектров									
	110	111	115	116	122	123	124	125	127	128
	Рисунок 2а		Рисунок 2б		Рисунок 2в				Рисунок 2г	
Au	97,26	97,43	92,40	5,62	11,03	5,19	28,77	19,18	11,94	66,28
Ag	2,47	2,55	7,60	0,54	2,40	1,64	6,42	4,23	3,72	24,25
C	-	-	-	-	-	10,66	5,66	-	4,90	8,29
O	-	-	-	38,14	29,64	47,66	42,70	47,71	34,87	0,89
Na	-	-	-	-	-	0,62	-	0,94	-	-
Mg	-	-	-	-	-	0,55	-	0,90	-	-
Al	-	-	-	1,33	0,34	5,49	0,19	6,02	0,91	-
Si	-	-	-	2,99	0,25	25,12	14,69	16,63	2,53	-
K	-	-	-	0,32	-	1,74	-	2,35	0,86	-
Ca	-	-	-	0,45	-	0,41	-	0,62	-	-
Ti	-	-	-	-	-	-	-	-	39,09	-
Mn	-	-	-	-	-	0,23	-	0,45	-	-
Fe	-	-	-	47,56	0,84	0,68	-	0,44	0,31	0,28
Cu	-	-	-	0,41	-	-	-	-	-	-
As	-	-	-	1,75	-	-	-	-	-	-
Nb	-	-	-	-	-	-	-	-	0,88	-
Ba	-	-	-	-	-	-	-	0,53	-	-
Hg	-	-	-	-	-	-	1,56	-	-	-
Pb	-	-	-	-	55,49	-	-	-	-	-

Сумма	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100
-------	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----

Золото в золе уноса. Золото показано на рисунке 3а-г, химический состав представлен в таблице 3. Рисунок 3а – изометрический кристалл золота, оплавленный по краям периферии размером 254 μm , с концентрацией золота 94,67 % и серебра – 5,33 %. Микровключения (спектр 37-39) представлены медью (до 54,01 %), алюминием (до 13,06 %), кремнием (до 27,73 %), серой (до 18,91 %) и др. На рисунке 3б – агрегированное золото с ячеистым внутренним строением размером 170 \times 120 μm , представляющий собой сплав золота и серебра (спектр 41-45) с примесью железа (до 69,31 %), олова (до 70,98 %), кремния (до 40,10 %) и др. Концентрация извлеченного золота от 3,56 % до 87,92 %, серебра от 1,21 % до 11,56 %. Включение кремния до 40,10 %. На рисунке 3в (спектр 502) – комковатое зерно (агрегат) с гладкими (оплавленными?) краями, состоящий из золота, серебра, олова и свинца с ртутью (амальгама). На рисунке 3г (спектр 516) золото в виде пластин – сплав золота (81,15 %) и серебра (18,16 %) с примесью алюминия (0,69 %).

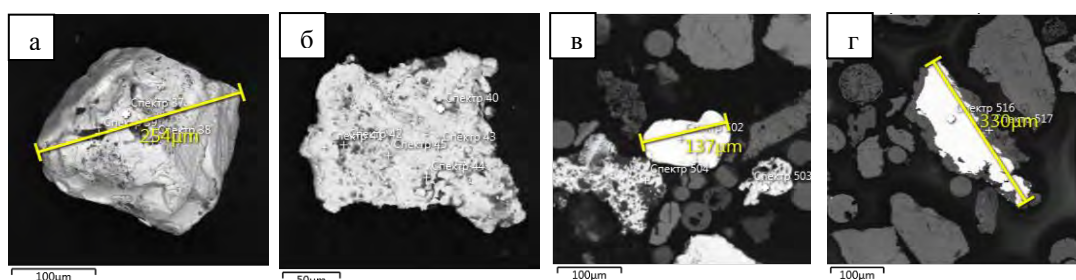


Рисунок 3а-г – Самородное золото, извлеченное из золы уноса

Золото в продуктах мокрой очистки дымовых газов (шламе). Морфология частиц золота показана на рисунке 4а-г, химический состав представлен в таблице 4. Рисунок 4а (спектр 56) – изометрическое микроскопическое зерно, с высоким содержанием золота – 91,68 %, серебра – 6,34 %, меди – 1,74 %, кальция – 0,24 %. Рисунок 4б (спектр 101) – вытянутая пластинка с извилистыми краями, размером 5,2 \times 3,0 μm . Концентрация золота – 91,04 %, серебра 7,73 %, меди – 1,23 %. Рисунок 4в (спектр 59) – пластина треугольной формы с округленными краями. Размер 4,04 \times 3,00 μm . Концентрация платины – 97,75 %, меди – 1,94 %, кальция – 0,31 %.

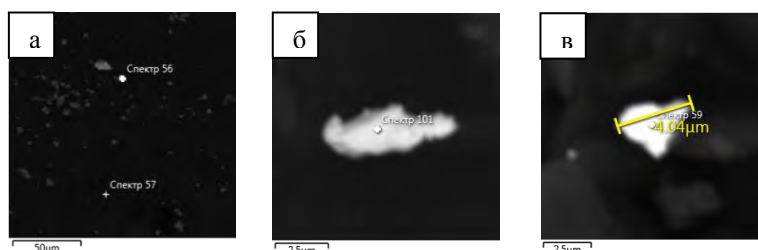


Рисунок 4 а-в – Самородное золото, извлеченное из шлама

Таблица 3 – Химический состав частиц золота из золы уноса (вес в %)

Элементы	Номера секторов									
	37	38	39	41	42	43	44	45	502	516
	Рисунок 3а			Рисунок 3б					Рис. 3в	Рис. 3г
Au	94,67	9,03	1,28	87,92	3,56	10,41	7,08	74,70	49,81	81,15
Ag	5,33	-	-	11,56	0,38	1,20	1,12	10,87	6,09	18,16
O	-	11,90	47,13	-	51,74	15,28	13,79	11,94	-	-
Na	-	-	5,38	-	-	-	-	-	-	-
Al	-	1,12	13,06	-	0,40	1,26	0,47	-	-	0,69
Si	-	2,02	27,73	-	40,10	0,36	0,89	-	-	-
S	-	18,91	-	-	-	-	-	-	-	-
Cl	-	0,78	-	-	-	-	-	-	-	-
K	-	-	-	-	0,32	-	0,55	-	-	-
Ca	-	1,37	4,04	-	0,68	-	0,47	0,36	-	-
Fe	-	0,87	1,39	-	1,76	0,50	69,31	1,45	-	-
Cu	-	54,01	-	0,53	0,40	-	1,62	0,67	-	-
Zn	-	-	-	-	-	-	0,99	-	-	-
Sn	-	-	-	-	0,46	70,98	3,72	-	0,79	-
Hg	-	-	-	-	-	-	-	-	28,77	-
Pb	-	-	-	-	-	-	-	-	14,54	-
Сумма	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100

Таблица 4 – Химический состав золота и платины, извлеченные из шлама (вес в %)

Элементы	Номера спектров		
	56	101	59
	Рисунок 4а	Рисунок 4б	Рисунок 4в
Au	91,68	91,04	-
Ag	6,34	7,73	-
Ca	0,24	-	0,31
Cu	1,74	1,23	1,94
Pt	-	-	97,75
Сумма	100	100	100

Выводы

Приведенные данные позволяют считать, что золото присутствует во всех трех фракциях продуктов сгорания углей Ерковецкого бурогоугольного месторождения в самородном виде и в композитных агрегатах сложного строения. Морфологически оно образует глобулярные (рис. 2а, 2б, 3а), комковатые (агрегатные) (2г, 3б, 3в) и рыхлые губчатые (2б, 4б) формы. Первые из них представлены высокопробным золотом с примесью железа и серебра, реже кремния, алюминия, меди и мышьяка. В агрегированных

соединениях золота низкой пробы. В спектрах его присутствуют: серебро, кремний, алюминий, железо, олово, титан, ниобий. Губчатое золото также низкопробное, обогащено негоревшей органикой, заполняющей поры, и кремнем, реже – серебром, алюминием и марганцем.

Анализируя особенности распределения золота по продуктам сгорания, следует отметить его преобладание в продуктах очистки дымовых газов с высокой пробностью и с низкими примесям серебра и меди.

Исследования выполнены при поддержке Программы «Дальний Восток» (грант №18-02-019).

Список литературы

1. Минерально-сырьевая база Амурской области на рубеже веков // отв. ред. И.А. Васильев. – Благовещенск: ПКИ Зея. – 2000. – 168 с.

2. Сорокин А.П., Агеев О.А. Формирование продуктов сгорания углей в экспериментально-технологическом комплексе «Амур» // Комплексное использование потенциала каменных и бурых углей и создание комбинированных экологически безопасных технологий их освоения: Всерос. конф. с междунар. участием: сб. докладов. Благовещенск 19-22 сентября 2017 г. Благовещенск: АмурНЦ ДВО РАН. – 2017. – С. 100-102.

3. Агеев О.А., Юдаков А.А., Иванников С.И., Зубенко И.А. Распределение макроэлементов и золота в продуктах сгорания углей (результаты экспериментов) // Комплексное использование потенциала каменных и бурых углей и создание комбинированных экологически безопасных технологий их освоения: Всерос. конф. с междунар. участием: сб. докладов. Благовещенск 19-22 сентября 2017 г. Благовещенск: АмурНЦ ДВО РАН. – 2017. – С. 129-132.

УДК 66.061.34+579.66

ВЛИЯНИЕ СОДЕРЖАНИЯ СУЛЬФИДНЫХ МИНЕРАЛОВ НА ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ ПРИ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ МЕДНО-ЦИНКОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ БИОРАСТВОРОМ

Фомченко Н. В., Муравьев М. И., Уварова Т. К., Меламуд В. С.

Институт микробиологии им. С.Н. Виноградского, ФИЦ «Фундаментальные основы биотехнологии» РАН, Москва, Россия

Запасы медно-цинковых руд в разрабатываемых месторождениях постепенно уменьшаются. Задержка разведки новых месторождений привела к необходимости вовлечения в переработку месторождений бедных и упорных руд, из которых относительно легко и дешево получают полиметаллические коллективные концентраты.

Поиск способов переработки полиметаллических сульфидных концентратов с применением биовыщелачивания ацидофильными микроорганизмами является актуальной задачей. Биогидрометаллургические технологии переработки сульфидного сырья цветных и благородных металлов, а также различных отходов горно-обогажительного и металлургического производства широко распространены в мире и продолжают совершен-

ствоваться. Биоокисление сульфидных минералов связано с переводом в раствор железа и образованием серы. Получающийся при этом биораствор содержит основной продукт метаболизма микроорганизмов – сульфат трехвалентного железа.

Один из способов интенсификации биовыщелачивания цветных металлов из сульфидных минералов состоит в разделении процесса на химическую и биологическую стадии (двухстадийный процесс) с созданием оптимальных условий на каждой из них.

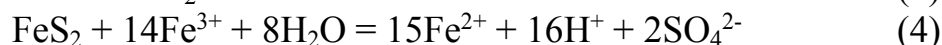
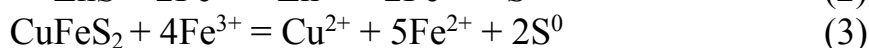
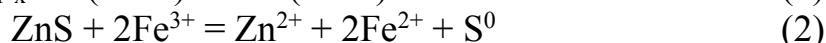
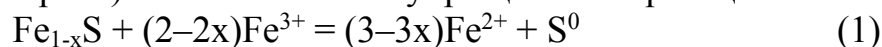
Целью представленной работы являлось исследование химического выщелачивания медно-цинковых концентратов с различным содержанием сульфидных минералов биораствором трехвалентного железа, полученным с применением ацидофильных микроорганизмов, и определение зависимости извлечения цветных металлов от содержания минералов в концентрате.

Таблица 1 – Содержание основных минералов в концентратах (%)

Концентрат	CuFeS ₂	ZnS	Fe _{1-x} S	FeS ₂
T1	29	11	34	13
T2	42	7,5	24	13
T3	50	5,3	18	12
T4	55	3,9	14	12

В качестве объектов исследований были выбраны медно-цинковые концентраты, полученные из сульфидной руды Тарньерского месторождения (Свердловская область, Россия). Рудные минералы в концентратах представлены следующими сульфидами: халькопиритом (CuFeS₂), сфалеритом (ZnS), пирротином (Fe_{1-x}S) и пиритом (FeS₂). Содержание основных минералов в концентратах представлено в табл. 1.

При взаимодействии концентратов с биораствором трехвалентного железа происходит окисление сульфидных минералов (пирротина, сфалерита, халькопирита, пирита) в соответствии с упрощенными реакциями:



Известно, что в процессах (био)окисления многокомпонентного сырья, а также смесей минералов наблюдаются взаимодействия между минералами, которые образуют гальваническую пару с растворяющимся анодом.

Предполагалось, что при выщелачивании исследуемых в данной работе концентратов биорастворами трехвалентного железа пирротин и сфалерит будут выступать преимущественно растворяющимися анодами, а пирит и халькопирит – катодами. Для определения зависимости извлечения цветных металлов при выщелачивании биорастворами трехвалентного

железа от соотношения минералов в концентратах были проведены опыты с четырьмя образцами медно-цинковых концентратов одной и той же руды

Выщелачивание концентратов проводили при следующих параметрах: исходное значение pH биораствора – 1.3, Eh – 756 мВ, начальная концентрация трехвалентного железа в выщелачивающем биорастворе – 19.0 г/л, плотность пульпы – 10%, температура – 80 °С, продолжительность – 40 мин.

Результаты по динамике изменения концентраций ионов двухвалентного железа и значений Eh в процессе химического выщелачивания сульфидных концентратов с различным соотношением сульфидных минералов приведены на рис. 1. В процессе наблюдалось восстановление трехвалентного железа до двухвалентного, а также выщелачивание двухвалентного железа из твердой фазы. После процесса выщелачивания определялся также прирост суммарного железа в жидкой фазе, который характеризовал количество выщелоченного железа из каждого концентрата.

Анализ представленных данных показал, что чем больше было содержание пирротина в концентрате, тем больше был прирост суммарного железа в растворе: для концентратов T1, T2, T3 и T4 он составил 8.90, 7.56, 3.68 и 3.36 г/л, соответственно в связи с тем, что пирротин имеет минимальный электродный потенциал и первым реагирует с трехвалентным железом по сравнению с другими минералами.

На рис. 2 представлены результаты по динамике изменения концентраций ионов меди и цинка в жидкой фазе при выщелачивании исследуемых концентратов. Как следует из представленных данных, концентрация меди увеличивалась при увеличении содержания халькопирита в выщелачиваемом концентрате. Подобная зависимость от содержания сфалерита получена и для цинка.

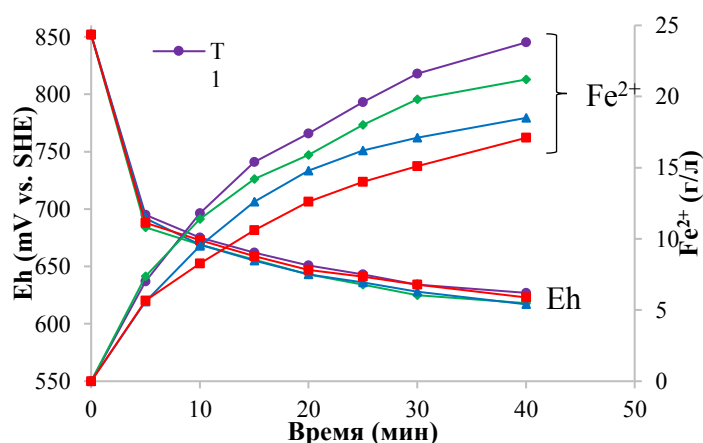


Рисунок 1 – Окислительно-восстановительный потенциал и концентрация двухвалентного железа при химическом выщелачивании концентратов с различным содержанием сульфидных минералов

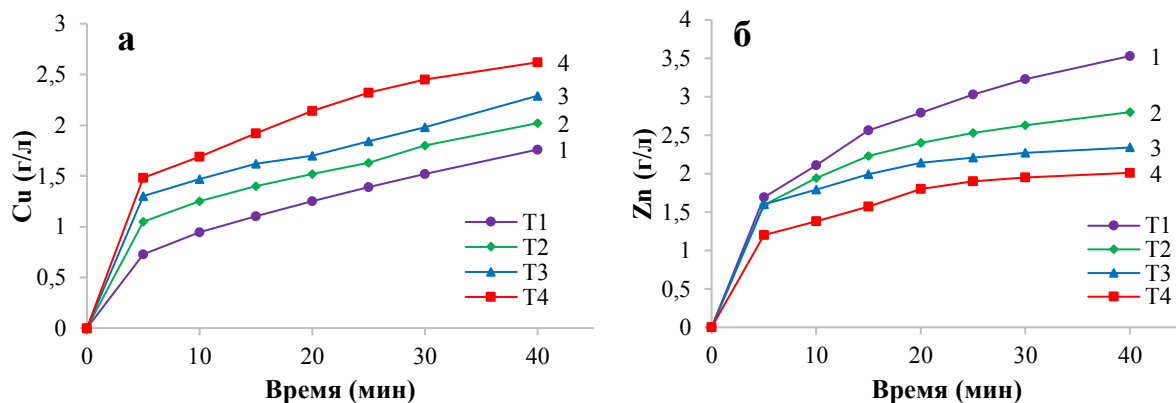


Рисунок 2 – Динамика изменения концентрации меди (а) и цинка (б) в жидкой фазе при химическом выщелачивании сульфидных концентратов с различным содержанием металлов

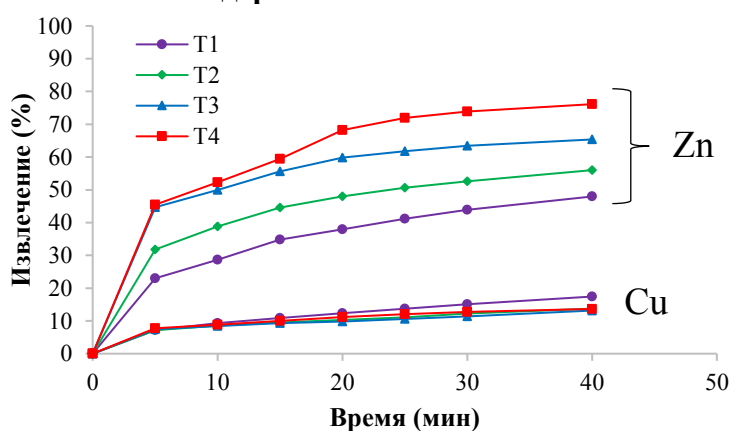


Рисунок 3 – Динамика извлечения меди и цинка при химическом выщелачивании сульфидных концентратов с различным содержанием металлов

На рис. 3 представлена зависимость извлечения цветных металлов в жидкую фазу из концентратов с различным соотношением минералов от времени. Видно, что извлечение меди не зависело от минерального состава концентрата, в то время как извлечение цинка увеличивалось при увеличении содержания халькопирита и снижении содержания сфалерита.

В табл. 2 представлен минеральный состав концентратов после выщелачивания.

Таблица 2 – Содержание основных минералов в концентратах после выщелачивания (%)

Концентрат	CuFeS ₂	ZnS	Fe _{1-x} S	FeS ₂
T1	27	6,1	25	15
T2	42	3,7	16	13
T3	51	2,1	9,2	12
T4	55	1,1	0,6	11

Сравнение данных табл. 1 и табл. 2 показывает, что количество халькопирита и пирита в концентратах после выщелачивания менялось незначительно, в то время, как содержание сфалерита и пирротина изменялось достаточно сильно.

Закономерность выщелачивания сфалерита и пирротина можно объяснить гальваническими взаимодействиями минералов в концентратах, при которых они выступают растворяющимися анодами в парах с халькопиритом и пиритом. Растворение халькопирита при этом не превышало 20%, что объясняется известной его высокой упорностью в сернокислых растворах трехвалентного железа вследствие пассивации в том числе промежуточными продуктами окислительно-восстановительных реакций.

Работа выполнена при финансовой поддержке Президиума РАН по программе фундаментальных исследований № I.48.

УДК 669.721.4-154

ПОЛУЧЕНИЕ СИНТЕТИЧЕСКОГО КАРНАЛЛИТА ИЗ ОТХОДОВ ТИТАНОМАГНИЕВОГО ПРОИЗВОДСТВА

**Ультаракова А.А., Есенгазиев А.М., Онаев М.И., Касымжанов К.К.,
Улдаханов О.Х.**

Satbayev University, АО Институт металлургии и обогащения,
г. Алматы, Казахстан

В Казахстане не освоены месторождения магниевого сырья, поэтому его приходится ввозить из-за рубежа в виде карналлита. Карналлит представляет собой шестиводную соль хлоридов калия и магния $KCl \cdot MgCl_2 \cdot 6H_2O$, которая применяется при производстве электролитического магния. Магний-восстановитель необходим для производства титановой губки из $TiCl_4$ металлотермическим методом. Поставщиком карналлита на АО «Усть-Каменогорский титано-магниевый комбинат» в последние годы являлся магниевый завод Минхэ (Китай). С 2006 года поставки карналлита из Китая сократились, его недостаток восполнялся технической солью $NaCl$, поставляемой из Аральска. Из-за прекращения поставок из России и Китая, АО «УКТМК» с 2010 г. приходится закупать карналлит в Израиле по достаточно высокой цене. Между тем проблему дефицита карналлита можно решить, получая его регенерацией из отходов титаномагниевого производства.

При анализе способов переработки хлоридных отходов [1-5] можно сделать вывод, что хлоридные отходы титаномагниевого производства лучше перерабатывать гидрометаллургическими методами, с помощью которых можно избирательнее выделить примесные компоненты. Синтетический карналлит обычно получают из хлормагниевого раствора, хлорида калия и отработанного магниевого электролита (ОМЭ). Раствор хлоридов

магния, калия и натрия, содержащий не менее 25% $MgCl_2$, упаривается до содержания в нем 31% $MgCl_2$. Концентрированный раствор хлорида магния в реакторе смешивают с суспензиями хлорида калия или отработанного электролита, нагревают до 110 °С, при охлаждении смеси до 30 °С из раствора кристаллизуется карналлит $KCl \times MgCl_2 \times 6H_2O$.

Вначале проводились исследования по выщелачиванию хлоридных отходов титанового производства слабыми растворами серной кислоты. Из отходов титанового производства брали возгоны пылевой камеры (ПК) титанового хлоратора следующего состава, мас. %: 0,7 Nb; 2,8 Ti; 8,2 Fe; 6,3 K; 0,4 Mg; 2,5 Na; 0,27 Cr; 8,4 Al; 0,9 SiO_2 ; 0,44 Mn.

При изучении процесса выщелачивания возгонов ПК раствором серной кислотой при различных концентрациях, Т:Ж, времени и температурах вначале были определены такие оптимальные параметры процесса: концентрация серной кислоты 10%, Т:Ж=1:6, время выщелачивания 90 минут, температура 80 °С.

Ионы SO_4^{2-} при выщелачивании хлоридных возгонов ПК являются хорошим коагулянтом, который улучшает фильтрацию и пористость кека. Учитывая предельно допустимое содержание ионов SO_4^{2-} в синтетическом карналлите не более 0,05%, было решено уменьшить концентрацию раствора серной кислоты до 5% и повысить температуру до 100 °С.

Были наработаны растворы выщелачиванием возгонов ПК 5% раствором серной кислоты, при соотношении Т:Ж=1:10, температуре 100 °С в течение 2 часов. Растворы объединили в один раствор, который имел рН 0,5 и следующий состав, г/дм³: 12,4 Fe; 4,1 Al; 2,5 Mn; 42,0 SO_4^{2-} ; 7,5 K; <0,1 Mg; 3,2 Na.

Для очистки растворов от примесных компонентов были выбраны хлоридные отходы магниевоего производства: шлам магниевоего электролизера (ШМЭ), шлам карналлитовоего хлоратора (ШКХ). Химический состав хлоридных отходов магниевоего производства приведен в таблице 1.

Таблица 1 – Химический состав магниевых шламов

Наименование продукта	Содержание в мас. %										
	KCl	MgCl ₂	MgO	NaCl	TiO ₂	Fe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MnO	CaO	Cr ₂ O ₃	SiO ₂
ШМЭ	19,0	13,0	51,0	12,3	1,0	3,7	-	0,02	0,04	0,07	0,01
ШКХ	2,02	1,2	94,0	1,6	0,05	0,1	0,38	0,006	0,3	-	0,3

Для получения синтетического карналлита такой раствор необходимо очистить от железа, алюминия, марганца и иона SO_4^{2-} . Для удаления иона SO_4^{2-} из полученного раствора при выщелачивании возгонов ПК использовали оксид кальция, который из всех реагентов оса-

ждения является самым доступным и дешевым. В растворах от выщелачивания возгонов ПК 5% раствором серной кислоты содержание иона SO_4^{2-} составляет 42,0 г/дм³. Для того, чтобы повысить активность СаО, его предварительно обжигали при 950 °С в течение часа. На один литр нагретого раствора добавляли обожженный СаО в количестве 50, 100, 150, 200 г. Выщелачивали в течение часа при температуре 100 °С и скорости мешалки 300 об/мин. Затем ставили пульпу на декантацию, осветленный раствор сливали, фильтровали осажденную часть, измеряли рН фильтрата, влажный кек взвешивали и сушили. Результаты опытов по очистке раствора от иона SO_4^{2-} добавлением обожженного СаО представлены в таблице 2.

Добавление 150 и 200 г обожженного СаО увеличивает содержание иона кальция в растворе соответственно до 8,3 и 12,8 г/дм³, что превышает допустимую норму в растворах для синтеза карналлита. Были проведены опыты по очистке раствора от выщелачивания возгонов ПК 5% раствором H_2SO_4 в зависимости от времени выщелачивания СаО в растворе. На один литр подогретого раствора до 100 °С добавляли 80 г СаО, выщелачивали в течение 180 минут, отбирали пробу на химический анализ через каждые 30 минут, измеряли рН. Данные опыта представлены в таблице 3.

Таблица 2 – Результаты опытов по добавлению обожженного СаО

Масса добавляемого СаО, г	Вес влажного кека, г	Время декантации, мин	Время фильтрации, мин	рН раствора	Химический состав раствора, г/дм ³			
					Fe	Al	Ca	SO_4^{2-}
50	58	-	5	0,25	8,4	3,8	2,1	15
100	115	10	8	1,3	6,5	3,0	4,2	10
150	160	15	15	1,8	4,1	2,5	8,3	5
200	243	17	30	2,5	3,2	1,5	12,8	3

Таблица 3 – Очистка раствора СаО по времени

Время выщелачивания, мин	рН раствора	Химический состав, г/дм ³			
		Fe	Al	Ca	SO_4^{2-}
30	1,23	6,8	2,9	1,8	17,72
60	2,45	3,2	1,5	2,0	6,83
90	2,75	3,0	1,35	2,4	4,69
120	2,91	2,4	1,3	3,0	3,86
150	3,01	1,7	1,24	3,1	1,52
180	3,05	1,2	1,1	3,2	0,11

С увеличением времени выщелачивания растет и содержание кальция в растворе, но не столь заметно, скорее, из-за небольшого избытка СаО. Оптимальным временем выщелачивания СаО выбрали 180 минут.

Очистка раствора от выщелачивания возгонов ПК определенным количеством обожженного оксида кальция повышает рН раствора до значений 2,5-3,0, при этом в растворе остаются примесные компоненты железа,

марганца и алюминия. Для их полного осаждения в кек необходимо поднять значение рН до 7,5-8,0. В раствор, очищенный от иона SO_4^{2-} кальцием стали добавлять обожженный оксид магния. Магниевого шламы предварительно выщелачивались водой, фильтровались и сушились. Затем полученные кеки подвергались обжигу при температуре 950°C и выдерживались в течение одного часа. Методика заключалась в следующем: на один литр раствора, нагретого до 100 °С добавляли 50, 100, 150 и 200 г обожженного MgO, полученных из магниевых шламов ШМЭ и ШКХ, время выщелачивания составляло 120 минут. Пульпу отфильтровывали, измеряли значение рН фильтрата, взвешивали влажный кек. Результаты опытов представлены в таблице 4.

Таблица 4 – Результаты опытов при добавлении в раствор кеков от выщелачивания шламов магниевого производства

Масса добавляемого шлама, г	Вес влажного кека, г	Время фильтрации, мин	рН раствора	Химический состав раствора, г/дм ³			
				Fe	Al	Mn	SO ₄ ²⁻
ШМЭ							
50	58	5	3,5	1,2	1,0	1,2	0,1
100	115	6	4,5	0,8	0,8	1,2	0,1
150	158	8	5,8	0,1	0,2	0,6	0,08
200	230	10	6,5	0,05	0,1	0,1	0,05
ШКХ							
50	45	5	3,6	1,0	0,8	1,0	0,1
100	110	5	5,3	0,5	0,3	0,9	0,06
150	149	8	6,2	0,1	0,2	0,2	0,02
200	220	8	7,5	0,01	0,03	0,04	0,01

По результатам, приведенным в таблице видно, что показатели ШКХ, имеющего содержание 94% MgO (табл.1), оказались лучше, чем показатели ШМЭ. При значениях рН до 6,5-7,5 содержание примесей в очищенных растворах соответствуют предельно допустимым нормам в растворах, идущих на синтез карналлита.

Очистка растворов, полученных от выщелачивания возгонов ПК проводилась следующим образом. Сначала раствор обрабатывали обожженной известью при оптимальных условиях: Т:Ж=1:12,5; время выщелачивания 180 мин; температура 100 °С; рН раствора 2,5-3. Затем пульпа фильтровалась, отделялся кек, далее фильтрат обрабатывался обожженным кеком магниевого шлама при оптимальных условиях: Т:Ж=1:5; время выщелачивания 120 мин; температура 100 °С; рН раствора 6,5-7,5.

После очистки раствора от выщелачивания возгонов ПК, состава г/дм³: 13,6 KCl; 0,8 MgCl₂; 8,4 NaCl, были проведены опыты по кристаллизации карналлита из растворов. В первом опыте были объединены два раствора: очищенный раствор и раствор от выщелачивания 5% раствором со-

ляной кислоты магниевого шлама ШМЭ, состава, г/дм³: 35,5 KCl; 79,6 MgCl₂; 8,0 NaCl, с карналлитовым модулем 0,45. Каждого из растворов брали по 0,5 л, объединяли их и нагревали при температуре 90 °С в трехгорлой колбе, помещенной в колбонагреватель в течение 60 минут при перемешивании раствора 50 об/мин до выпадения кристаллов хлорида натрия. После фильтрации и удаления хлорида натрия из раствора продолжали его нагревать, затем добавили 26 г ОМЭ, состава, мас. %: 65,7 KCl; 9,5 MgCl₂; 10,6 NaCl для установления карналлитового модуля 0,8-1,0. За 30 минут до окончания температуру поднимали до 110 °С – температура начала кристаллизации карналлита. Вязкую суспензию переложили в выпарительную чашку и сушили, перемешивая при температуре 100-120 °С до сыпучего состояния. Был получен карналлит в количестве 0,164 кг, состава, мас. %: 27,6 KCl; 32,3 MgCl₂; 2,8 NaCl, карналлитовый модуль составил 0,85.

Второй опыт также проводили с двумя растворами, первый раствор очищенный от примесей и второй раствор был от выщелачивания 5% раствором соляной кислоты магниевого шлама ШКХ, состава, г/дм³: 24,4 KCl; 156,0 MgCl₂; 4,33 NaCl, с карналлитовым модулем 0,16. Второй раствор был очищенным раствором от выщелачивания возгонов ПК. Объединили растворы по 0,5 л, нагревали до 90 °С, высаживали хлорид натрия, удаляли фильтрацией. Для получения карналлитового модуля добавили 94 г ОМЭ и, вышеописанным методом кристаллизовали карналлит. Масса соли составила 0,277 кг, состава, мас. %: 28,1 KCl; 31,2 MgCl₂; 8,2 NaCl, карналлитовый модуль составил 0,9.

Таким образом, была проведена кристаллизация синтетического карналлита из очищенных растворов, полученных от выщелачивания возгонов ПК и от выщелачивания магниевых шламов соляной кислотой, с добавлением ОМЭ.

Список литературы

1. Байбеков М.К., Попов В.Д., Чепрасов И.М.. Производство четыреххлористого титана. - Москва: Металлургия, 1987. – С. 108-110.
2. Эйдензон М.Э., Федорова М.В., Холмогоров С.Н.. Усовершенствование схемы обезвреживания и комплексной переработки отходов титано-магниевого производства // Научно-технич. бюллетень, Цветная металлургия. - 1965. -№15. – С.33-36.
3. Кудрявский Ю.П. Комплексная переработка возгонов титановых хлораторов // Цветные металлы. -1998. -№7, - С. 56-58.
4. Степаненко А.С., Онаев М.И., Павлов А.В., Асылханова А.Т., Есенова Л.С. О технологии переработки твердых хлоридных возгонов титановых хлораторов // Комплексное использование минерального сырья. -2006. - № 5. - С. 47-50.
5. Березкин А.Н. Ванюшкина Г.Н. Изучение возможности целесообразности использования пасты гидроокиси магния при утилизации отходов УК ТМК. // (ВНИИцветмет). Инновационные разработки и совершенствование технологии в горнометаллургическом производстве Материалы 5 Международной конференции, Усть-Каменогорск, 21 мая 2009. Т 2. Металлургия и экология. – С. 245-249.

КОМПЛЕКСНАЯ ПЕРЕРАБОТКА ЖЕЛЕЗИСТОЙ ФРАКЦИИ БОКСИТОВ

**Позмогов В.А., Абдулвалиев Р.А., Гладышев С.В., Имангалиева Л.М.,
Касымжанова А.К.**

Satbayev University, АО Институт металлургии и обогащения,
г. Алматы, Казахстан

Качество боксита, используемого для получения глинозема постоянно ухудшается [1-5]. Некондиционное глиноземсодержащее сырье, содержит повышенное количество вредных примесей, и, особенно, в большом количестве железосодержащих минералов. При переработке высокожелезистых бокситов из основной массы на гидроциклонных аппаратах отделяется железистая фракция – железистые пески и направляются в отходы [1]. Содержание оксида железа в железистых песках до 60 %. Вместе с железистыми песками в отвал попадает и оксид алюминия (до 17 %), который безвозвратно теряется снижая общее извлечение глинозема из боксита.

В настоящей работе для комплексной переработки использована железистый песок Павлодарского алюминиевого завода Республики Казахстан. Средняя проба железистых песков имеет следующий химический состав, мас. % : Na_2O - 0,40; Al_2O_3 - 13,4; SiO_2 - 4,1; Fe_2O_3 - 56,3; CaO - 4,6; CO_2 - 10,3; SO_3 - 4,2; P_2O_5 - 0,10. Фазовый состав железистых песков % : гематит 29,12; гибсит 11,6; гетит 8,62; магнетит 6,19; серпентин 8,94; кварц 5,8; сидерит 8,14; гипс 3,7; кальцит 8,49; каолинит 7,0; 4пирит 2,58; андрадит 2,58.

Пробу железистого песка (-0,1 мм) перерабатывали гидрохимическим способом в автоклаве. Целью автоклавного выщелачивания являлось максимальное извлечение Al_2O_3 в раствор и получение в осадке железистого гидрограната – $3\text{CaO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$.

Выщелачивание проводили при температуре 240°C в высокомолярном растворе $\text{Na}_2\text{O}_{\text{кв}}$ 240 г/дм³ ($\alpha_{\text{к}} - 30$); с добавлением CaO при молярных отношениях $\text{CaO}:\text{SiO}_2$ от 0,5 до 3,0 (таблица 1).

**Таблица 1 - Состав осадка автоклавного выщелачивания
железистых песков**

№	Условия выщелачивания	Содержание							
		Al_2O_3		Na_2O	CaO	SiO_2	Fe_2O_3	V_2O_5	
		%	ξ , %	%	%	%	%	%	ξ , %
1	$\text{CaO}:\text{SiO}_2= 0,5$	10,4	48,0	6,1	9,2	13,2	48,5	0,071	41,5
2	$\text{CaO}:\text{SiO}_2= 1$	9,2	50,2	3,9	13,1	11,9	44,6	0,07	37,4
3	$\text{CaO}:\text{SiO}_2= 2$	9,1	42,8	2,5	20,6	10,3	36,6	0,072	25,2
4	$\text{CaO}:\text{SiO}_2= 3$	10,2	25,0	1,19	25,1	9,2	34,8	0,081	1,65

Максимальное извлечение Al_2O_3 в раствор 50,2 % получено при мольном отношении $\text{CaO}:\text{SiO}_2 = 1$.

В результате выщелачивания получили осадок черного цвета. Фазовый состав осадка, %: магнетита 18,0 и гидроксид (II) железа 13..

Осадок был дополнительно проанализирован методом Мёссбауэровской спектроскопии на спектрометре МС-1104 Ем. Метод эффективен при идентификации железистых соединений как в индивидуальном виде, так и находящихся в виде смесей для установлении валентности (степени окисления) элемента в исследуемом соединении. В результате получен следующий фазовый состав соединений железа, %: $\alpha\text{-Fe}_2\text{O}_3$, 20,0 магнетит (тетраэдрическая подрешетка) 23,0 и 30,0 октаэдрическая подрешётка; парамагнитные фазы Fe^{3+} смесь гидроксидов $\beta\text{-FeOOH}$ (акаганеит) 20,0 и $\gamma\text{-FeOOH}$ (лепидокрокит) 7,0.

БЭТ-анализ показал, что полученный осадок имеет развитую удельную поверхность $10,34 \text{ м}^2/\text{г}$. Т.о. черный цвет полученного осадка определяет соединения железа (Fe^{2+}) преобладающие в смеси и имеющие высокие красящие свойства. Осадок может быть использован в качестве железооксидного пигмента черного цвета.

Для получения пигмента красно-коричневого цвета пробу железистого песка перед автоклавной обработкой подвергли обжигу при температуре $600 \text{ }^\circ\text{C}$. Термический анализ показал, что при нагревании железистых песков происходят фазовые превращения, которые ведут к дегидратации и распаду лепидокрокита с образованием $\gamma\text{-Fe}_2\text{O}_3$, и далее переходу его в тригональную $\alpha\text{-Fe}_2\text{O}_3$ (гематит). Также проходят процессы диссоциации пирита и сидерита с удалением S и CO_2 . Рентгенофазовым анализом пробы железистого песка после обжига установлено, что основными компонентами являются, %: гематит 48,6, кварц 27,1 и кальцит 24,3.

Гидрохимическую переработку железистых песков после обжига проводили в условиях аналогичных ранее проведенным.

Результаты химического анализа продуктов полученных после выщелачивания обожженного железистого песка приведены в таблице 2.

Таблица 2 - Состав осадка автоклавного выщелачивания обожженных железистых песков

№	Условия выщелачивания	Состав железосодержащего кека							
		Al_2O_3		Na_2O	CaO	SiO_2	Fe_2O_3	V_2O_5	
		%	ϵ , %	%	%	%	%	%	ϵ , %
1	$\text{CaO}/\text{SiO}_2 = 0,5$	7,33	65,0	1,12	8,4	12,1	56,4	0,06	50,0
2	$\text{CaO}/\text{SiO}_2 = 1$	8,0	60,5	1,3	12,0	11,5	54,8	0,06	50,0
3	$\text{CaO}/\text{SiO}_2 = 2$	7,44	58,2	0,74	17,6	10,1	48,3	0,06	43,8
4	$\text{CaO}/\text{SiO}_2 = 3$	9,9	28,5	0,52	26,3	8,2	37,3	0,07	18,8

Получено, что оптимальными условиями выщелачивания обожженных железистых песков в высокомолекулярном растворе является добавление CaO из расчета получения в пульпе м.о. CaO: SiO₂= 2 при котором извлечение Al₂O₃ составило 58,2 %, а содержание Na₂O в осадке 0,74 %.

В результате выщелачивания получен осадок красно – коричневого цвета (таблица 3).

Таблица 3 – Фазовый состав осадка после выщелачивания обожженного железистого песка

Наименование	Формула	%
Гематит	Fe ₂ O ₃	37,9
Кальцит	Ca(CO ₃)	14,8
Алюмокальциевый гидрогранат	(CaO) ₃ (Al ₂ O ₃) _{1.75} (H ₂ O) _{3.75}	10,0
Андрадит	Ca ₃ (Fe _{0.87} Al _{0.13}) ₂ (SiO ₄) _{1.65} (OH) _{5.4}	25,9
Портландит	Ca(OH) ₂	11,4

В результате анализа Мёссбауэровской спектроскопией получен следующий фазовый состав соединений железа в осадке, %: оксид α-Fe₂O₃, 45,0 оксид железа - замещённый Fe_{2-x}M_xO₃, 23,0, парамагнитные фазы Fe³⁺ - смесь гидроксидов FeOOH: β-FeOOH акаганеит 17,0 и γ-FeOOH лепидокрокит 15,0; БЭТ-анализ показал, что полученный осадок имеет высокую разветвленную удельную поверхность - 13,0359 м²/г. Оптическим методом установлено, что размер частиц представленных шарообразными конгломератами составляют от 0,28 до 11,45 микрон. Полидисперсность пигмента способствует более плотной упаковке его частиц.

Красно-коричневый цвет полученного осадка определяют соединения трехвалентного железа имеющих высокие красящие свойства и преобладающих в пигменте.

Вторая часть опытов была направлена на получение чугуна из осадка автоклавного выщелачивания железистого песка в высокомолекулярном растворе в присутствии CaO – гидрогранатового шлама. Железистый гидрогранатовый шлам после сушки и брикетирования с древесным углем плавил в муфельной печи при температуре 1600°С в графитовых тиглях. В результате на дне тигля получили чугунный слиток (рисунок 1).



Рисунок 1 - Слиток чугуна полученный из гидрогранатового шлама

Химический анализ полученного чугуна показал, что по содержанию ограничительных компонентов ($P < 0,01$, $S < 0,002$, $Si - 2,3$) состав чугуна соответствует марке Л4 (ГОСТ 4832 – 95).

Таким образом, в результате комплексной переработки железосодержащей фракции бокситов – железистых песков получены: черный и красно-коричневый пигменты и чугун.

Работа выполнена при финансовой поддержке КН МОН РК по программно – целевому финансированию № BR05236406.

Список литературы

1. Ибрагимов А.Т., Будон С.В. Развитие технологии производства глинозема из бокситов Казахстана. – Павлодар. -2010. - С. 304.
2. А. И. Иванов, Г.Н. Кожевников, Ф.Г. Ситдииков, Л.П. Иванова. Комплексная переработка бокситов. Екатеринбург: Изд-во УрО РАН. -2003. - 180 с.
3. Borra C.R., Pontikes Y., Binnemans K., Gerven T.V. Leaching of rare earths from bauxite residue (red mud). // Minerals Engineering. - 2015. -№76. - Pp. 20 -27.
4. B. Mishra, A. Staley, D. Kirkpatrick. Recovery and utilization of iron from red mud // Light Metals. -2001. – Pp.149-156.
5. Вегман Е.Ф., Жеребин Б. Н., Похвиснев А. Н. Металлургия чугуна. Москва: Академкнига. - 2004. - 774 с. ISBN 5-94628-120-8.

УДК 669.027.32/33

ИЗВЛЕЧЕНИЕ РЗЭ ИЗ КРАСНОГО ШЛАМА

Абдулвалиев Р.А., Гладышев С.В., Ахмадиева Н.К. Имангалиева Л.М.
Satbayev University, АО Институт металлургии и обогащения, Алматы, Казахстан

В основном, целью переработки красного шлама считается извлечение гидроксида алюминия и щелочи, не смотря на то, что в его составе имеются редкие металлы и РЗЭ.

Существуют много исследований по переработке красного шлама с целью извлечения из него полезных компонентов [1-4]. Однако, попытки использовать красный шлам в качестве сырья для получения концентрата РЗЭ не были реализованы, из – за низкого качества получаемого концентрата, вызванного высоким содержанием железа.

В проведенных нами исследованиях глубокой переработки подвергли гидрогранатовый шлам (ГГШ), который был получен в результате переработки красного шлама в щелочном растворе содержащим $240 \text{ г/дм}^3 \text{ Na}_2\text{O}$, в присутствии оксида кальция взятого в количестве необходимом для получения в шихте соотношения $\text{CaO/SiO}_2 = 2$, при температуре $240 - 260 \text{ }^\circ\text{C}$ [5]. В результате выщелачивания получен шлам основной фазой которого является железистый гидрогранат $3\text{CaO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{SiO}_3 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$. В отличие от красного шлама ГГШ, практически не содержит алюминий и щелочь, они при выщелачивании переходят в раствор и возвращаются в глиноземное производство.

ГГШ подвергли восстановительной плавке с переводом железа в чугун и получением шлака, содержащего РЗЭ. Из шлака магнитной сепарацией была выделена немагнитная фракция содержащая РЗЭ. Магнитную фракцию вернули на восстановительную плавку для получения чугуна.

Исходным продуктом для переработки служил ГГШ от переработки КШ бокситов Кокतालского месторождения Костанайской области Республики Казахстан (таблица 1).

Таблица 1 – Химический состав промпродуктов переработки боксита Кокतालского месторождения

Наименование	Содержание, %					
	Na ₂ O	Al ₂ O ₃	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	TiO ₂	CaO
Красный шлам	7,33	10,47	11,19	46,95	7,9	6,33
ГГШ	0,32	3,8	9,2	41,95	6,7	23,3

ГГШ подвергли восстановительной плавке на чугун с добавлением древесного угля.

Плавку проводили при температурах 1600 – 1650 °С, время выдержки составляло 60 минут. При плавке шихты использовали графитовые тигли.

Количество древесного угля дозировали в шихту из расчета полного восстановления оксидов железа.

Для уменьшения пылеуноса в шихту добавили связующее (патоку) и брикетировали под избыточным давлением 200 кг/см². Брикетты сушили при температуре 350 - 400°С для удаления влаги, введенной с раствором патоки.

В результате плавки произошло хорошее разделение продуктов на чугун и шлаковую фазу.

Чугун плавки содержал, масс %: 95,3 Fe; 1,3 Si; 0,8 Ti; 0,52 Al; 0,001 P; 2,2 C; 0,2 Cr; 0,101 Mn; 0,043 Ni; 0,052 Cu.

Согласно рентгенофазового анализа в состав чугуна входят железо 95,3 % и графит 3,1 %.

Химический состав шлака плавки чугуна, масс %: 5,3 Fe; 10,0 TiO₂; 7,6 Al₂O₃; 23,0 SiO₂; 20,9 CaO; 0,32 Na₂O; 0,061 ΣРЗЭ. Выход РЗЭ в шлак составил 43,4%. Соотношение Fe:РЗЭ в шлаке составляет 86,8.

Для получения качественного концентрата РЗЭ соотношение Fe:РЗЭ должно быть максимально уменьшено, поэтому шлак подвергли магнитной сепарации при напряженности магнитного поля 40 МТл. В результате сепарации выход магнитной фракции составил 34,0 %, немагнитной 66,0 %.

Химический состав магнитной фракции, масс %: 37,56 Fe; 10,1 TiO₂; 6,6 Al₂O₃; 14,57 SiO₂; 16,13 CaO; 0,32 Na₂O; 0,01 ΣРЗЭ; п.п. 14,71.

Химический состав немагнитной фракции, масс %: 0,22 Fe; 9,8 TiO₂; 21,1 Al₂O₃; 20,3 SiO₂; 45,8 CaO; 0,3 Na₂O; 0,055 ΣРЗЭ; п.п. 2,425.

Для извлечения РЗЭ немагнитную фракцию шлака чугуна обрабатывали раствором азотной кислоты, содержащей 7,5 моль/дм³ HNO₃ при температуре 60 °С, отношении Т:Ж = 1:3 и продолжительности 1 час.

В результате выщелачивания в раствор перешло ~ 96 % РЗЭ, ~ 98 % кальция и алюминия и 50 % железа.

Химический состав азотнокислого раствора выщелачивания, г/дм³: 68,9 Al₂O₃; 149,6 CaO; 0,37 Fe; 0,176 ΣРЗЭ.

Извлечение РЗЭ из азотнокислого раствора выщелачивания в концентрат проводили методом экстракции. Для экстракции РЗЭ из азотнокислого раствора в органическую фазу использовали трибутилфосфат (ТБФ). Для проведения экстракции оптимальным является концентрация ТБФ 1 моль/дм³ при отношении О:В=1:4 и продолжительности 5 минут. В этих условиях извлечение РЗЭ в экстрагент составило 95,1 %. Увеличение времени экстракции не привело к дополнительному извлечению РЗЭ.

Реэкстракцию РЗЭ проводили водой.

С увеличением частот объемов органической фазы от 2 до 6 извлечение ΣРЗЭ в реэкстракт уменьшается от 99,95 до 95,8 %. Оптимальным является соотношение О:В, равном 6:1, при этом извлечение составляет 95,8 % при максимальной концентрации ΣРЗЭ в водной фазе –3,85 г/дм³.

Водный раствор после реэкстракции РЗЭ при соотношении О:В = 6:1, имел следующий состав, г/дм³: ΣРЗЭ – 3,85; кальций –18,2; железо – 5,86.

Из реэкстракта осаждали осадок РЗЭ с применением раствора щавелевой кислоты концентрацией 2 моль/дм³ в количестве 100 % и 150 % от необходимого по стехиометрии реакций образования оксалатов РЗЭ, кальция и железа (таблица 2).

Таблица 2 – Извлечение металлов в оксалатный осадок из реэкстракта

% H ₂ C ₂ O ₄ от стехиометрии	Состав осадка, %			Извлечение в осадок, %		
	ΣРЗЭ	Ca	Fe	ΣРЗЭ	Ca	Fe
100	3,06	6,44	3,24	78,3	35,4	55,3
150	3,72	17,2	5,85	95,2	94,3	99,9

Для получения концентратов РЗЭ осадки (таблица 2) после промывки и сушки при 105 °С прокалили в муфельной печи при 900 °С в течение 2-х часов.

Химический состав 1 концентрата РЗЭ, масс. %: 2,85 Sc; 1,19 La; 0,71 Gd; 0,22 Y; 0,014 Yb; 0,037 Pr; 0,39 Sm; 9,51 Ce; 0,15 Dy; 0,52 Er; 0,042 Eu; 0,99 Hf; Σокс.РЗЭ – 17,74.

Химический состав 2 концентрата РЗЭ, масс. %: 3,62 Sc; 2,4 La; 0,88 Gd; 0,26 Y; 0,021 Yb; 0,064 Pr; 0,48 Sm; 11,69 Ce; 0,18 Dy; 0,66 Er; 0,075 Eu; 1,25 Hf; Σ окс.РЗЭ – 21,58.

Таким образом, в результате проведенных работ из красного шлама получены концентраты РЗЭ с содержанием, масс. %: Σ окс.РЗЭ – 17,74 и 21,58.

Работа выполнена при финансовой поддержке КН МОН РК по гранту № AP05130549.

Список литературы

1. Akcil A., Akhmediyeva N., Abdulvaliyev R., Meshram A., Meshram P. Overview on extraction and separation of rare earth elements from red mud: focus on scandium // Mineral Processing and Extractive metallurgy review 39, -2018.-№3. -P. 145-151.

2. Ахмадиева Н.К., Абдулвалиев Р.А., Акчил А., Гладышев С.В., Кульдеев Е.И. Красный шлам глиноземного производства как потенциальный источник для получения редкоземельных элементов. Обзор. // Комплексное использование минерального сырья. – 2016. – №4. – С. 98-104.

3. Borra C.R., Pontikes Y., Binnemans K., Gerven T.V. Leaching of rare earths from bauxite residue (red mud). // Minerals Engineering. – 2015. - №76. - P. 20-27.

4. Ujaczki E., Zimmerman Y-S., Feigl V., Lenz M. Recovery of rare earth elements from Hungarian red mud with combined acid leaching and liquid-liquid extraction // Bauxite residue valorization and best practices conference: Proceedings. - Leuven: Belgium, 2015. - P.1-7.

5. Заключение о выдаче патента на изобретение № 1748 от 17.01.2019 г. Способ переработки красного шлама /Кенжалиев Б.К., Ахмадиева Н.К., Абдулвалиев Р.А., Гладышев С.В., Омарова С.А., Манапова А.И., Зиновьева Л.В.

УДК 622.765

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОПТИМАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ БАРИТСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ

**Тусупбаев Н.К., Турысбеков Д.К., Нарбекова С.М., Калдыбаева Ж.А.,
Мухамедилова А.М., Сатыханова А., Садык Б.**

Satbayev University, АО «Институт металлургии и обогащения», г. Алматы, Казахстан

Обогащение баритовых руд заключается в отделении барита от сопутствующих примесей. В зависимости от свойств руды для достижения этой цели применяют различные методы [1]. Удаление глинистых и окристых примазок достигается промывкой руды. Для более тщательной очистки барита от окрашиваемых примесей его обрабатывают растворами минеральных кислот (чаще всего соляной и серной). Отделение барита от сравнительно крупных включений кварца и кальцита вследствие достаточной разницы в плотности легко осуществляется гравитационными методами обогащения. С помощью этих же методов легко отделить от барита галенит, значительно отличающийся от него по плотности. По минеральному

составу баритовые руды подразделяются на существенно баритовые, кварц-баритовые, кальцит-баритовые, флюорит-баритовые, сульфидно-баритовые, железо-баритовые, железо-флюоритовые, а также глинисто- и песчано-баритовые, что в свою очередь влияет на выбор того или иного метода обогащения [1-3]. Создание эффективной технологии обогащения баритсодержащей руды, которая будет способствовать повышению извлечения полезных компонентов и улучшению качества получаемых концентратов, является актуальной задачей.

В работе представлены результаты исследований по определению оптимальных параметров обогащения баритсодержащей руды месторождения Алашпай.

Минералогический анализ исходной руды (рисунок 1) показал присутствие бария в виде барита, кремния в виде кварца, железа в виде гематита и гидроокислов. По результатам полуколичественного рентгенофазового анализа кристаллических фаз в руде содержится 37 % барита $BaSO_4$; 59 % кварца SiO_2 ; 6 % каолинита $Al_4Si_4O_{10}(OH)_8$. По результатам химического анализа в руде содержится 31,62 % $BaSO_4$, 18,61 % Ba, 1,11 % Pb, 8,09 % Fe_2O_3 , 4,34 % $S_{общ}$. Гранулометрический анализ дробленной руды показал, что основное количество свинца (83,29 %) и барита (67,91 %) находится в классе крупнее 0,2 мм.

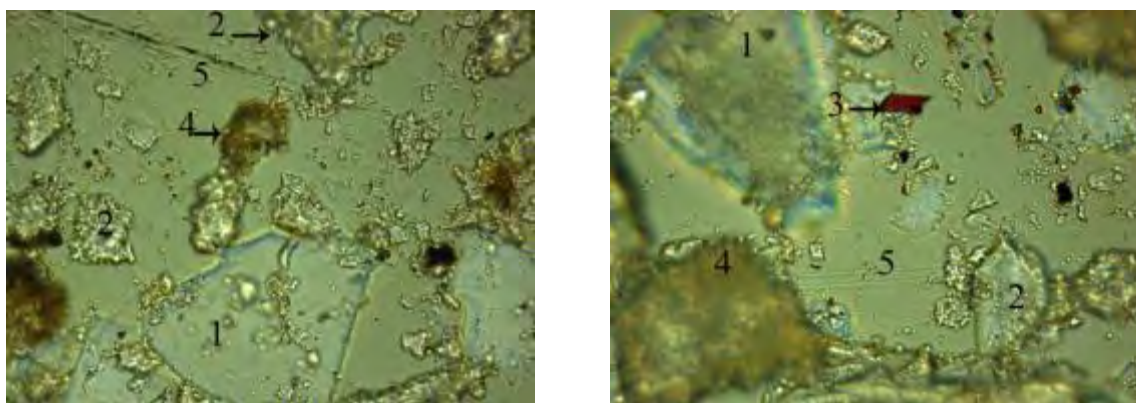


Рисунок 5 – Минералогический состав руды месторождения Алашпай

1 – барит; 2 – кварц; 3 – гематит; 4 – гидроокислы железа;
5 – иммерсионная среда

Гравитационное обогащение свинцово-баритовой руды месторождения Алашпай не дало удовлетворительных высоких показателей разделения свинца от барита, что обусловлено незначительным содержанием свинца и крупностью полезных минералов. Поэтому нами рассмотрена возможность флотационного обогащения баритсодержащей руды.

Баритовые руды относятся к числу сравнительно хорошо флотируемых минералов [1]. В то же время при селективной флотации барита если пустая порода представлена кальцитом, доломитом, кварцем, известняком,

то, из-за близости их флотационных свойств с баритом баритовая руда является сложным объектом для флотационного обогащения [4]. Из литературных источников известно, что на обогатительных фабриках России и Казахстана, перерабатывающих баритсодержащие руды, при флотации барита применяется реагент «Баритол», представляющий собой смесь алкилсульфатов. Для снижения расхода этого дорогостоящего реагента на ряде обогатительных фабрик предлагают применять добавки более дешевых оксигидрильных собирателей. Проводились исследования по применению в качестве неионогенной добавки – глицерина, как самого доступного, биоразлагаемого и нетоксичного продукта [4], по применению реагента на основе соапстока — отстоя, образующегося в результате щелочного рафинирования растительных масел и жиров в жироперерабатывающей промышленности [6].

Целью работы является определение оптимальных параметров флотационного обогащения баритсодержащей руды, включающего свинцовый и баритовый циклы с использованием в качестве депрессора пустой породы жидкого стекла. Свинцовый цикл включает основную, контрольную свинцовую флотацию и две перечистки свинцового концентрата. В свинцовом цикле в качестве сульфидизатора используют сульфид натрия (подаваемого в процессе измельчения, в основную и контрольную свинцовую флотации), собирателя - бутиловый ксантогенат натрия, в качестве пенообразователя - Т-80. Баритовый цикл состоит из основной, контрольной флотации и трех перечисток баритового концентрата. В данном цикле в качестве собирателя использовали олеиновую кислоту и баритол.

Флотационные опыты проводились на лабораторных флотационных машинах ФМЛ-1 и ФМЛ-2, навеска руды для опыта составляла 1000 г. Установлены оптимальная крупность руды 98,5 % класса -74 мкм и оптимальное время флотаций и перечистных операций:

- основная баритовая флотация 22 минуты, контрольная - 7 минут;
- перечистки баритового цикла проводили в течение 17, 10 и 5 минут.

Результаты лабораторных исследований показали, что процесс флотационного обогащения руды наиболее эффективно реализуется в при рН 9,5.

Исследования по определению оптимальных параметров флотационного обогащения баритсодержащей руды месторождения Алашпай с применением в качестве собирателя олеиновой кислоты и баритола показали, что с применением олеиновой кислоты получился баритовый концентрат, содержащий 61,3 % барита при извлечении 69,65 %; с применением баритола - баритовый концентрат, содержащий 66,31 % барита при извлечении 80,3 % (рисунок 2).

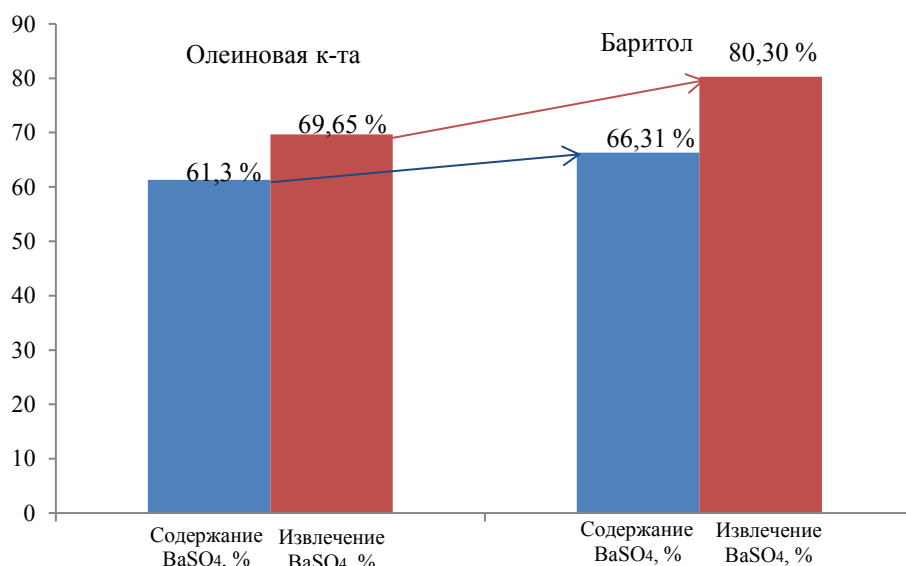


Рисунок 6 – Зависимость содержания и извлечения барита от вида собирателя

Таким образом, установлены оптимальные параметры флотационного обогащения баритосодержащей руды: - крупность помола, рН не ниже 9; плотность флотации 30 - 35 %; расход реагентов, время флотации. В сравнении с олеиновой кислотой, использование баритола в качестве собирателя позволяет повысить извлечение барита на 10,65 %, увеличить массовую долю барита в концентрате на 5 % при снижении его расхода на 15-20 %.

Список литературы

1. Студенцов В.В., Ниязов А.А., Абевова Т.А. Тенденция развития переработки баритосодержащих руд в отечественной и зарубежной практике (Аналитический обзор).- Алматы, 1999.- 120 с. http://www.nauka.kz/page.php?page_id=372&lang=3&page=2085
2. Логинов Г.М., Рябой В.И. Технологические вопросы применения собирателей различного строения при флотации барита //Обогащение руд. -1987. - № 2. - С.11-14.
3. Semushkina L., Kenzhaliyev B., Turisbekov D., Tussupbayev N., Narbekova S. About a possibility of processing of technogenic waste with use of the new equipment and flotoreagent // International Multidisciplinary Scientific GeoConference: SGEM: Surveying Geology&mining Ecology Management, 2017, Т 17, Р. 3-9. <https://doi.org/10.5593/sgem2017h/43/s18.001>
4. Ниязов А.А., Ефремова Э.А., Трофимов В.И., Абилдиев Б.А., Омаров А.М. и др. Использование соды при флотации барита //Цветные металлы. -1989. - № 7. - С.124 - 125.
5. Селиванова Н.В., Тропман Э.П. и др. Применение новых флотореагентов при обогащении полиметаллических баритосодержащих руд //Цветные металлы.- 1990.- № 12.- С.50-53.
6. Тусупбаев Н.К., Тропман Э.П., Семушкина Л.В., Турысбеков Д.К., Мухамедлова А.М., Абдикулова А.О. Применение модифицированных реагентов при флотационном обогащении свинцово-баритовых руд //Комплексное использование минерального сырья.- 2013.- № 4. www.kims-imio.kz

О ВОЗМОЖНОСТИ ПЕРЕРАБОТКИ НИЗКОКАЧЕСТВЕННОГО ВОЛЬФРАМСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ

**Тусупбаев Н.К., Муханова А.А., Семушкина Л.В., Калдыбаева Ж.А.,
Мухамедилова А.М.**

Satbayev University, АО «Институт металлургии и обогащения», г. Алматы, Казахстан

Работа предприятий горноперерабатывающей отрасли в условиях рыночных отношений вызывает необходимость повышения конкурентоспособности продукции. Ограниченность финансовых и технических возможностей обогатительных фабрик приводит к необходимости более детального выявления путей интенсификации действующих технологических процессов, максимального использования свойств минералов, входящих в состав руды, их природных различий. При флотационном обогащении бедных вольфрамсодержащих руд совершенствование реагентных режимов является наиболее перспективным, гибким, не требующим значительных затрат способом интенсификации технологического процесса [1-5].

Крупнейшие зарубежные месторождения вольфрамита и шеелита находятся в Китае, Бирме, США, Боливии и Португалии, на Урале, Кавказе, в Забайкалье.

Казахстан также обладает большими запасами вольфрамсодержащих руд. В центральном Казахстане выявлены и разведаны крупные и уникальные месторождения Верхнее Кайракты, Коктенколь, Акшатау, Батыстау, Караоба, Северный Катпар [6]. В Северном Казахстане находится крупное месторождение Баян. В Южном Казахстане расположено вольфрамовое месторождение Богуты. В Восточном Казахстане известны месторождения Чердоаяк, Усть-Каменогорское. Основные запасы вольфрама (87 %) сосредоточены в штокверковых вольфрамовых и молибден-вольфрамовых месторождениях (Верхнее Кайракты, Богуты, Караоба, Коктенколь), которые характеризуются крупными запасами вольфрамовых руд и низкими содержаниями вольфрама. В Казахстане выделяются следующие геолого-промышленные и генетические типы месторождений вольфрама:

- скарновые месторождения (Усть-Каменогорское);
- скарново-грейзеновые месторождения (Баян, Северный Катпар, Коктенколь Промежуточный);
- грейзеновые месторождения (Акшатау, Караоба, Коктенколь, Чердоаяк);
- плутоногенные гидротермальные месторождения (Богуты, Верхнее Кайракты);
- вольфрамоносные коры выветривания (Коктенколь Промежуточный, Северный Катпар) [6].

Государственным балансом запасов вольфрама в Республике Казахстан по состоянию на 2001 г. учтены 16 месторождений, в том числе 10 с

балансовыми и 6 с забалансовыми запасами [7]. Основная часть балансовых запасов вольфрама (91,3 %) приходится на штокверковые месторождения – Верхнее Кайракты, Караоба, Богуты и Коктенколь (молибден-вольфрамовые).

По ресурсам вольфрама Казахстан занимает второе место в мире после Китая. Основным сдерживающим фактором освоения штокверковых месторождений республики является низкое среднее содержание триоксида вольфрама в рудах (0,13 – 0,19 %). В то время как среднее содержание WO_3 в месторождениях Канады составляет 0,8 %, в Китае – 0,4 %, в России и США – 0,2 %. Из других стран мира качественные вольфрамовые руды выявлены в Северной Корее – 1,8 % WO_3 , в Монголии – 1,5 % WO_3 , в Таджикистане и Тайланде – 1,0 % WO_3 .

Мировое производство вольфрама составляет 49-50 тысяч тонн в год, в том числе в Китае 41, России 3,5; Казахстане 0,7, Австрии 0,5. Основными экспортёрами вольфрама являются США, Япония, Германия, Великобритания, Китай, Южная Корея, Австрия.

При флотационном обогащении вольфрамсодержащих руд проблема разделения вольфрамовых и кальциевых минералов пустой породы является весьма сложной задачей. Эти минералы обладают близкими флотационными свойствами, совместно переходят при флотации в концентрат, что обуславливает его низкое качество.

В настоящее время достаточно хорошо разработан способ селективного выделения шеелита из смеси кальциевых минералов. Различными учеными испытывались разнообразные собиратели, включая и катионные, для предварительного отфлотирования минералов вольфрама от пустой породы с получением черного концентрата. Выявлено, что наилучшая флотация шеелита наблюдается с применением олеиновой кислоты. Также рекомендована возможность использования олеиновой кислоты с керосином в соотношении 1:1, что может повысить извлечение вольфрама в шеелитовый концентрат.

В работе рассмотрена возможность флотационной переработки низкокачественной вольфрамсодержащей руды месторождения Баян, расположенного в Северо-казахстанской области. Особенностью пород метаморфической толщи является геохимическая специализация по вольфраму, висмуту, хрому, при заметном содержании свинца, цинка и олова. Вольфрамоносность толщи обусловлена присутствием в ее составе горизонтов биотит-амфиболовых гнейсов и сланцев с концентрациями вольфрама до 0,02 – 0,35 %, который находится в них преимущественно в рассеянной форме, входя в состав породообразующих минералов. По минералогическому составу вольфрамсодержащая руда месторождения Баян относится к мало-сульфидному шеелитовому типу. Главным рудным минералом является шеелит. Породообразующие минералы представлены кварцем. По результатам рентгенофазового анализа в исследуемой пробе вольфрамсодержащей руды место-

рождения Баян содержится 65,3 % кварца, 15,9 % альбита, 15,9 % микроклина, 3,4 % иллита. По результатам рентгенофлуоресцентного анализа в исходной пробе вольфрамсодержащей руды месторождения Баян, основную массу составляет кремний – 27,593 %, кислород – 43,331 %, натрий – 1,781 %, калий – 2,235 %, железо – 0,774 %, вольфрам – 0,036 %. По результатам химического анализа в исследуемой пробе бедной вольфрамсодержащей руды содержится, %: вольфрам 0,04; марганец – 0,025; сера – 0,04; общ. железо – 2,7.

При проведении исследований по флотационному обогащению бедной вольфрамсодержащей руды месторождения Баян за основу была принята схема с получением черного концентрата. Флотационная схема обогащения состояла из основной, контрольной флотации и одной перечистки черного вольфрамового концентрата. Подобраны оптимальные условия флотации. Исходная крупность руды месторождения Баян перед флотацией по классу $-0,071$ мм составила 80,0 %.

В основную и контрольную шеелитовую флотацию подавались кальцинированная сода и жидкое стекло. В качестве собирателя в сравнении применяли олеат натрия и смесь олеиновой кислоты с керосином в соотношении 1:1. В качестве пенообразователя использовали вспениватель Т-80. Определены оптимальные расходы реагентов. Показано, что при расходе олеата натрия 250 г/т возможно получить черновой вольфрамовый концентрат с содержанием WO_3 0,43 % при извлечении 68,47 %. Для повышения качества черного концентрата и увеличения извлечения в него вольфрама, в качестве собирателя применили смесь олеиновой кислоты с керосином в соотношении 1:1. Расход смеси варьировался от 150 до 250 г/т. При оптимальном расходе смеси олеиновой кислоты и керосина 200 г/т получен черновой вольфрамовый концентрат с содержанием WO_3 1,04 % при извлечении 81,16 %. Смесь олеиновой кислоты с керосином, по сравнению с олеатом натрия, позволяет повысить качество черного вольфрамового концентрата с 0,43 до 1,04 % WO_3 и увеличить извлечение WO_3 с 68,47 до 81,16 %.

Исследования проведены при финансовой поддержке Комитета науки Министерства образования и науки Республики Казахстан по гранту № AP05131425.

Список литературы

1. Shepeta, E. D., Samatova, L. A., & Voronova, O. V. (2018). Promising trends in development of technologies for tungsten-containing ore and waste processing. *Gornyi Zhurnal*, 67–71. <https://doi.org/10.17580/gzh.2018.10.13>
2. C. Liu, Q. Feng, G. Zhang, W. Chen, Y. Chen Effect of depressants in the selective flotation of scheelite and calcite using oxidized paraffin soap as collector // *International Journal of Mineral Processing*.- 2016.- Vol.157.- P. 210-215. <https://doi.org/10.1016/j.minpro.2016.11.011>
3. Шепета Е.Д., Саматова Л.А., Алушкин И.В., Щипчин В.Б., Корнеев И.Г. Повышение эффективности переработки бедных шеелитовых руд // *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*.- 2016.- № 1.- С.190-196. <https://doi.org/10.15372/ftprpi20170502>

4. F. Yang, W. Sun, Y. Hu, S. Long Cationic flotation of scheelite from calcite using quaternary ammonium salts as collector: adsorption behavior and mechanism //Minerals Engineering. - 2015. - Vol.81. - P. 18-28. <http://dx.doi.org/10.1016/j.mineng.2015.07.014>

5. Чантурия В.А., Кенжалиев Б.К., Ложников С.С., Амирова М.Д., Борцов В.Д. Совершенствование технологии обогащения руд колчеданно-полиметаллических месторождений //Цветные металлы.- 2005. № 1.- С.16-20.

6. <https://tvoi-uvelirr.ru/volfram/>

7. <https://www.nur.kz>

УДК 669.776

ВЫБОР ОПТИМАЛЬНОГО СПОСОБА ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ВЫСОКОСЕРНИСТЫХ МЕДНЫХ СУЛЬФИДНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ

Агапитов Я. Е.², Захарьян С. В.¹, Каримова Л. М.¹, Хажимухаметов Т. А.²

¹ТОО «КазГидроМедь» НИЦИТ, г. Караганда, Казахстан

²ТОО «Корпорация Казахмыс»²

Статья посвящена азотнокислному выщелачиванию высокосульфидных медных концентратов. Также рассмотрены преимущества и недостатки печей для обжига и автоклавного выщелачивания.

Основное преимущество печей для обжига в слое - возможность их использования для всесторонней подготовки шихты для плавильных печей - отражательных и электрических. Эта подготовка шихты состоит из собственно обжига шихтовых материалов, тщательного их перемешивания и подогрева всей шихты теплом экзотермических реакций до 400-600 °С [1].

Недостатками способа являются низкое извлечение золота; удаление мышьяка в виде его оксидов, требующих дальнейшей переработки; сложность технологической схемы; значительное количество последовательных операций [1].

Как показывают исследования, по сравнению с окислительным обжигом автоклавное выщелачивание обеспечивает более глубокое вскрытие золота (до 96-98%). Помимо этого, применение автоклавного метода вскрытия исключает механические потери золота с триоксидом мышьяка, устраняет необходимость сооружения сложных пылеулавливающих систем, значительно улучшает условия труда обслуживающего персонала [2].

Недостатки заключаются в относительно высокой стоимости автоклавов и значительных затратах на получение сжатого кислорода [2].

Одним из перспективных методов вскрытия упорных сульфидных концентратов является гидросульфатизация в растворе азотной кислоты. Азотно-кислый способ позволяет переводить мышьяк, серу и железо в раствор в виде мышьяковистой и серной кислот, а железо – в виде нитрата и сульфата железа [3].

Перспективность использования в качестве выщелачивающего реагента азотной кислоты определяется следующими факторами:

- энергетическая эффективность протекающих химических реакций;
- высокий окислительный потенциал системы;
- возможность утилизации отходящих нитрозных газов с регенерацией азотной кислоты.

Установлено, что главными коллекторами благородных металлов в исследуемом концентрате являются пирит и арсенопирит, поэтому основные закономерности азотно-кислого разложения концентратов изучались с исследованием поведения этих минералов [4].

Взаимодействие пирита и арсенопирита с азотной кислотой может сопровождаться образованием растворимых, твёрдых и газообразных продуктов.

Нами проведены исследования по предварительной оптимизации параметров технологии переработки концентрата Карагайлинской обогатительной фабрики (КОФ), Республики Казахстан.

Основной минералогический состав концентрата КОФ, представлен сульфидными минералами железа, меди, цинка. Исследование состава концентрата КОФ, показало, что в нем содержится: ZnS, (26,9%); FeS₂, (22%); CuFeS₂, (19,9%); SiO₂, (13,9%); PbS, (1,73%); окисленные формы железа типа Fe₂O₃ (12%).

В таблице 1 приведен химический состав концентрата Карагайлинской обогатительной фабрики.

Таблица 1 – Химический состав концентрата КОФ

Cu, %	Ag, г/т	Au, г/т	Fe, %	Ca, %	Zn, %	Pb, %	S, %	As, %	Si, %	Al, %
5,96	136,50	2,46	26,25	0,45	14,04	1,37	27,0	0,46	4,13	0,98

Принципиальная технологическая схема проведения опыта представлена на рисунке 1.



Рисунок 1 – Принципиальная технологическая схема выщелачивания концентрата КОФ

Исследования по азотнокислородному выщелачиванию проводили при следующих условиях:

1) условия проведения механоактивации:

- навеска концентрата – 50 г;
- скорость вращения импеллера - 1400 об/мин;
- плотностью пульпы в ОФК - 50 - 60% твердого.
- продолжительность механоактивации в ОФК - 15 мин.;

2) выщелачивание:

- температуры ($t, ^\circ\text{C}$) -90 $^\circ\text{C}$;
- Ж:Т 7:1.

После каждого эксперимента, для исключения влияния продолжающегося процесса выщелачивания, вся пульпу отфильтровывали, предварительно замерив ОВП реакционной смеси.

Основные условия процесса выщелачивания концентрата КОФ, а также результаты аналитического определения элементов в кеках и в растворах выщелачивания приведены в таблицах 2, 3. При увеличении времени выщелачивания с 1 до 4-х часов степень извлечения меди увеличилась с 87,23% до 94,48%, а степень извлечения мышьяка выросла с 79,32% до 89%. Остаточное содержание в кеках выщелачивания снижается для всех контролируемых элементов – для меди с 3,28% до 1,43%; для мышьяка – с 0,41% до 0,22%; для цинка – с 0,99% до 0,22%; для железа – с 4,33% до 3,71%.

При достижении концентрации азотной кислоты 538,7 г/дм³ (ОВП=838 мВ) степень извлечения меди, железа, цинка и мышьяка составила 99,5%; 98,58%, 99,92%, 95,75% соответственно.

С целью снижения расхода азотной кислоты была проведена серия экспериментов, на стадии выщелачивания использовались продукты абсорбции нитрозных газов, полученные при проведении укрупненных испытаний атмосферного азотнокислотного выщелачивания растворы нитрозилсерной кислоты и нитритно-нитратных щелоков. Средний удельный расход азотной кислоты за период проведения испытаний составил 1,6 г/г высокосульфидного медного концентрата, при этом степень извлечения меди, железа, цинка и мышьяка составила – $\varepsilon(\text{Cu})=99,1\%$, $\varepsilon(\text{Fe})=99,2\%$, $\varepsilon(\text{Zn})=99,8\%$, $\varepsilon(\text{As})=98,6\%$ соответственно. Основные результаты выщелачивания с использованием продуктов улавливания окислов азота показаны в таблице 4.

Таблица 2– Зависимость экспериментальных значений извлечения меди, серебра, золота, мышьяка и железа в раствор от концентрации азотной кислоты

Условия проведения эксперимента		Выход кека, %	$\beta_{Cu}, \%$ в кеке	$\varepsilon_{Cu}, \%$	$\beta_{Ag},$ г/г, в кеке	$\beta_{Au},$ г/г, в кеке	$\beta_{Fe}, \%$, в кеке	$\varepsilon_{Fe}, \%$	$\beta_{Zn}, \%$, в кеке	$\varepsilon_{Zn}, \%$, в кеке	$\beta_{As},$ %, в кеке	$\varepsilon_{As}, \%$	$\beta_{Pb}, \%$, в кеке
$C_{HNO_3},$ г/л ($\tau - 1$ час, $t - 90^\circ C,$ Ж:Т=7:1)	109,9	70,8	4,48	48,43	252,1	2,76	29,00	13,20	1,64	91,81	0,51	18,09	1,81
	219,9	28,2	5,02	77,65	522,7	9,42	9,39	88,11	1,79	96,52	0,58	63,12	4,17
	329,8	20,0	1,73	94,11	772,7	8,59	2,83	97,27	0,35	99,48	0,31	82,81	5,24
	439,7	19,6	0,88	97,12	809,9	7,85	2,04	98,20	0,17	99,78	0,15	91,31	5,68
	494,7	14,2	1,26	97,13	730,2	10,6	2,66	98,18	0,16	99,82	0,19	91,29	6,22
	538,7	14,0	0,20	99,50	503,2	9,68	2,12	98,58	0,085	99,92	0,013	95,75	7,03
	593,6	14,0	0,28	99,34	622,1	8,40	1,94	98,73	0,06	99,94	0,015	96,84	5,97
637,6	14,2	0,048	99,85	375,6	12,60	1,56	98,88	0,036	99,96	0,51	97,91	6,16	

Таблица 3 – Содержание элементов в кеках выщелачивания

Условия проведения эксперимента		Выход кека, %	Содержание элементов в кеках, хим. анализ											Извлечение в раствор, % (по кеку)			
			C(Cu), %	C(Ag), г/г	C(Au), г/г	C(Fe), %	C(Ca), %	C(Zn), %	C(Pb), %	C(S), %	C(As), %	C(Si), %	C(Al), %	$\varepsilon(Cu),$ %	$\varepsilon(Fe),$ %	$\varepsilon(Zn),$ %	$\varepsilon(As),$ %
$\tau,$ час ($t - 90^\circ C,$ $C_{HNO_3} - 280$ г/л; Ж:Т=7:1)	4	23.0	1,43	387,0	8,42	3,71	0,14 0	0,22	5,15	17,4	0,22	7,05	5,15	94,4 8	96,7 5	99,6 4	89,0 0
	3	23.0	1,87	689,0	7,38	3,22	0,09 1	0,38	5,03	23,0	0,29	10,1 0	5,03	92,7 8	97,1 8	99,3 8	85,5 0
	2	22.6	1,92	182,6	6,41	3,33	0,03 8	0,49	5,22	22,2	0,31	10,6 0	5,22	92,7 2	97,1 3	99,2 1	84,7 7
	1	23.2	3,28	377,8	7,70	4,33	0,03 9	0,99	2,51	21,6	0,41	10,1 0	2,51	87,2 3	96,1 7	98,3 6	79,3 2

Таблица 4 – Основные результаты выщелачивания концентрата КОФ с использованием продуктов улавливания окислов азота

Выход кека %	Расход (HNO ₃), г/г МК	C(HNO ₃), г/дм ³	C(C Г), г/дм ³	ОВП, мВ		ρ, г/см ³	ε (Cu)п о ке- ку, %	ε (Fe)п о ке- ку, %	ε (Zn)п о ке- ку, %	ε (As)п о ке- ку, %
				пуль- па	филь- трат					
15,6	1,54	219,9	0,0	798	782	1,32	99,37	99,37	99,93	98,71
17	1,54	219,9	0,0	790	777	1,30	92,61	98,43	99,27	85,70
30	1,54	219,9	0,0	691	681	1,14	88,07	88,90	99,27	94,20
56,8	1,54	219,9	40,0	741	737	1,15	93,61	57,11	99,47	68,02
54,2	1,54	219,9	20,0	725	710	1,14	91,63	57,49	99,31	68,19
19	1,54	219,9	10,0	818	808	1,27	99,96	99,23	99,98	99,55
18,6	1,54	219,9	5,0	778	775	1,27	99,83	99,42	99,98	99,39
19,2	1,54	219,9	80,0	806	794	1,31	99,93	99,54	99,98	99,42

Для дальнейших исследований процесса выщелачивания высокосульфидных медных концентратов КОФ время выщелачивания было принято равным 3 часам.

Таким образом, в результате проведенных опытов, наиболее перспективным способом вскрытия высокосульфидного медного концентрата является выщелачивание в растворе азотной кислоты, с извлечением меди, железа, цинка и мышьяка 99,5%; 98,58%, 99,92%, 95,75% соответственно. А так же с возможностью регенерации азотной кислоты [5].

Список литературы

1. <https://metallurgy.zp.ua/obshhaya-harakteristika-obzhiga/>
2. В. Ф. Борбат, И. Н. Масленицкий, М. В. Никитин, Л. С. Стрижко, Л. В. Чугаев. *Металлургия благородных металлов, издание 2-е, переработанное и дополненное.* М.: *Металлургия*, 1987. - 432 с.
3. Л. С. Стрижко, Ш. Бобозода, Б. Р. Бобоев, Б. Р. Бергер. Извлечение золота из золотомедьсодержащего сырья // *Цветные металлы.* – 2004. - № 6. – С. 37-41.
4. Л. С. Стрижко, Б. Р. Бобоев. Способ извлечения золота из золотосодержащих продуктов, содержащих железо и медь // *Восточно-Европейский журнал передовых технологий.* – 2012. – Т.6. - № 6(60). – С. 66-69.
5. А.А. Соловьев, Е.Ю. Мешков, Н.А. Бобыренко, И.А. Парыгин, С.В. Захарьян, Д.В. Захарьян. Укрупненные испытания технологической схемы регенерации азотной кислоты при гидрометаллургической переработке черновых медных концентратов. // *Материалы научно-практической конференции «Интенсификация гидрометаллургических процессов переработки природного и техногенного сырья. Технологии и оборудование»*, Санкт-Петербург.: СПбГТИ, 2018 – С. 51-52.

ПОЛУЧЕНИЕ ДОПОЛНИТЕЛЬНОЙ ТОВАРНОЙ ПРОДУКЦИИ ПРИ ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ПЕРЕРАБОТКЕ ЧЕРНОВОГО МЕДНОГО КОНЦЕНТРАТА

Хажимухаметов Т. А.², Каримова Л. М.¹, Захарьян С. В.¹, Агапитов Я. Е.²

¹ТОО «КазГидроМедь» НИЦИТ, г. Караганда, Казахстан

²ТОО «Корпорация Казахмыс»²

При гидрометаллургическом вскрытии медного сульфидного сырья наряду с целевыми компонентами в технологический раствор переходят и такие примеси, как железо, щелочные и щелочно-земельные металлы, поэтому технология переработки растворов включает процессы, связанные с очисткой оборотного раствора от примесей и получением на их основе товарных продуктов. К побочным продуктам относятся железосодержащие кеки, которые помимо железа, содержат примеси кальция, фосфора, серы, тяжелых цветных металлов и др. Получение из такого продукта товарного железного концентрата является сложным, многоступенчатым процессом.

Применение технологий по производству чистого железа считается одним из самых перспективных направлений для эффективного развития мировой металлургии. Использование чистого железа при выплавке стали позволяет производить наиболее высококачественный, экономически выгодный (с относительно низкой энергоемкостью) и экологически чистый металл (по сравнению с доменным процессом), пригодный для удовлетворения самых высоких требований отраслей-потребителей. Классификация чистого железа основывается, в первую очередь, на способе его получения, а также на сфере применения готового материала.

В настоящее время наиболее распространены следующие типы железа прямого восстановления: АРМКО-железо, карбонильное железо [1].

При азотнокислом выщелачивании сульфидного сырья в раствор переходят и плохо растворимые сульфаты, такие как сульфат кальция, в виде растворимых двойных кислых солей, которые при гидролитическом осаждении железа осаждаются совместно, с образованием гипса [2]. Таким образом, для получения товарного железного концентрата с высоким содержанием железа и минимальным содержанием вредных примесей (таких как сера, фосфор, цинк и др.) технология переработки железосодержащих гипсовых кеков должна включать в себя процесс отделения железа от гипса и фосфогипса. Традиционные методы магнитного обогащения магнетитовых руд в данном случае не применимы, поскольку железо в кеке не обладает магнитными свойствами, а магнитизирующий обжиг является сложным процессом, требующим существенных капитальных и эксплуатационных затрат.

Авторы работы [3] перерабатывали железистый кек путем распульпации в воде добавлением серной кислоты с хлоридом натрия, а осаждение

железа осуществляют сульфитом натрия до pH 3,0 в виде малорастворимого в воде сульфита железа (III), фильтрат от стадии осаждения сульфитом натрия подвергают термолизу. К основным недостаткам относятся: расход хлорида и сульфита натрия, сложность и энергоемкость переработки раствора выпаркой (термолизом) [4].

Очистка от примесей из руд и пиритных огарков раствором гидроксида натрия и о поведении серы, содержащейся в железных рудах, показано в работе [5]. Наиболее вероятной, по мнению авторов, является реакция $4\text{FeS}_2 + 16\text{NaOH} + 15\text{O}_2 = 4\text{Fe}(\text{OH})_3 + 8\text{Na}_2\text{SO}_4 + 2\text{H}_2\text{O}$.

Таким образом, целью настоящих исследовательских работ является получение высококачественного железного концентрата наиболее технологически простым и наименее затратным способом из растворов выщелачивания бедного медно-сульфидного сырья.

Продуктивный раствор был получен в процессе азотнокислого выщелачивания черного медно-сульфидного концентрата полученного из текущих хвостов ЖОФ №2 (Жезказганской обогатительной фабрики, РК).

Химический состав черного концентрата и продуктивного раствора, приведен в таблицах 1 и 2.

Таблица 1 – Содержание основных компонентов в черном концентрате из текущих хвостов ЖОФ № 2

Компоненты	Содержание, %	Компоненты	Содержание, %
Cu	1,65	Zn	0,143
Fe	7,07	Al	2,25
Si	30,30	P	0,112
Re, г/т	3,62	Ca	2,56
Ag, г/т	16,9	Pb	0,094

Таблица 2 – Химический состав продуктивного раствора

H ⁺	Cu ²⁺	Fe	Pb	Zn ²⁺	SiO ₃ ²⁻	ReO ₄ ⁻	Ag,
моль/л	г/л	г/л	г/л	г/л	г/л	мг/л	мг/л
1,5	8,83	7,17	0,094	0,084	0,14	0,12	4,1

Далее для гидролитического осаждения железа (III), корректировали pH продуктивного раствора подачей известкового молока до pH=3 при таком значении pH железо (III) осаждается практически полностью. После чего проводили фильтрацию на нутч-фильтре. Химический состав фильтрата и железосодержащего кека представлен в таблицах 3 и 4.

Таблица 3 – Химический состав фильтрата после осаждения железа, г/л

Cu	pH	Cl ⁻	Fe	Zn	Re, мг/л	Ag, мг/л
7,9	3,1	27,8	0,005	н/о	0,1	3,6

Таблица 4 – Содержание основных компонентов в железисто-гипсовом кеке

Cu	Fe	Zn	Pb	Al	Si	Ca
0,009	4,83	0,01	0,01	3,90	26,0	18,0

Для извлечения железа в раствор и последующего получения железного концентрата железисто-гипсовый кек репульпировали в растворе 33% серной кислоты. Состав полученного раствора сульфата железа приведен в таблице 5.

Таблица 5 – Химический состав раствора сульфата железа (III)

Элемент (ион)									
H⁺	Cu²⁺	Fe³⁺	Zn²⁺	Ca²⁺	Na⁺	Cl⁻	SO₄²⁻	SiO₃²⁻	Al³⁺
моль/л	мг/л	г/л	мг/л	г/л	г/л	г/л	г/л	г/л	мг/л
0,01	н/п	21,6	0,8	0,45	0,2	0,1	152,7	2,96	2,1

Отфильтрованный раствор возвращался в реактор. В этот же реактор дозировали 20% раствор аммиака до достижения pH = 3. Полученный осадок был отфильтрован на нутч-филт্রে выгружен и заново распульпован в 3% р-ре NaOH для отмывки от примесей. Отмывка проводилась в том же реакторе при комнатной температуре в течение 1,5 часов. Затем осадок был промыт водой до нейтрального значения pH, отфильтрован и высушен при температуре 150 – 180 °С в сушильном шкафу. Состав полученного железного концентрата приведен в таблице 6.

Таблица 6 – Содержание основных компонентов в железном концентрате

Компоненты	Содержание, %	Компоненты	Содержание, %
Fe	66,5	Zn	0,075
Cu	0,056	Al	1,10
P	0,04	Pb	0,0042
S	0,05	Ca	0,25
Si	0,2	Mn	0,039

По качественным показателям железный концентрат соответствует железному концентрату агломерационному и может быть использован в качестве исходного сырья на предприятиях черной металлургии.

Принципиальная схема получения железного концентрата из продуктивного раствора выщелачивания приведена на рисунке 1.

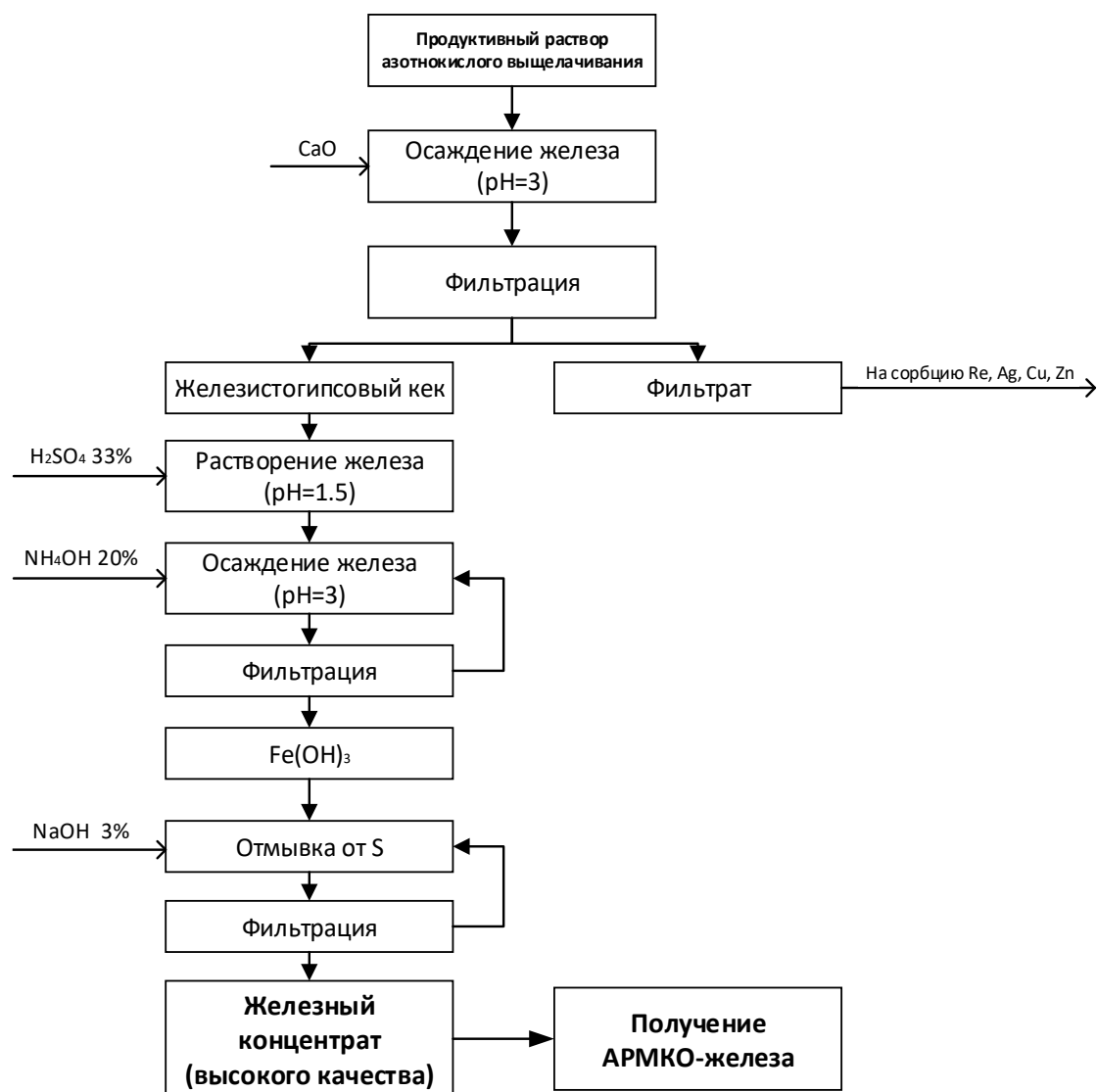


Рисунок 1 – Принципиальная схема получения железного концентрата

Таким образом, в результате лабораторных исследований разработана принципиальная схема очистки продуктивного раствора азотнокислого выщелачивания медно-сульфидного сырья от железа с дальнейшим получением товарного железного концентрата высокого качества.

Разработанная схема включает в себя следующие операции: осаждение железа из раствора выщелачивания, растворение железистого кека в растворе 33% серной кислоты, осаждение железа из раствора сульфата железа, 20% раствором аммиака, щелочная промывка осадка от примесей.

Список литературы

1. Пат. РФ № 2109817. Способ получения чугуна и ферросплавов /Григорян В.А., Павлов А.В., Вегман Е.Ф., Семин А.Е., Щербаков В.А. Приоритет изобретения от 16.10.97.

2. Юн А.Б., Захарьян С.В., Каримова Л.М. и др. Исследования по азотнокислому выщелачиванию черного медного концентрата ЖОФ из руд текущей добы-

чи ТОО «Корпорация Казахмыс»// Материалы научно-практической конференции «Абишевские чтения, 2016». - С. 581-583.

3. Резник И.Д., Соболев С.И., Худяков В.М. Кобальт. – Т.2. – М.: Машиностроение, 1995. – С. 278-279.

4. Патент РФ №: 2233894. Способ переработки железистого кека. / Васёха М.В., Шибанов В.Н., Хадыкина Е.А., Соловьев Е.М. 2004 г.

5. Стась Н. Ф. Химическая очистка железных руд от примесей // Современные проблемы науки и образования. – 2013. – № 1. –С.6-8.

УДК 622.7.016

ПУЛЬПА БАЛХАШСКОГО СЕРНОКИСЛОТНОГО ПРОИЗВОДСТВА - ЦЕННОЕ ТЕХНОГЕННОЕ СЫРЬЕ ДЛЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ РЕНИЯ И СЕЛЕНА

Загородняя А. Н., Шарипова А. С., Линник К. А.

Satbayev University, АО Институт металлургии и обогащения, Алматы, Казахстан

В Казахстане крупнейшими производителями меди являются Жезказганский и Балхашский медеплавильные заводы (ЖМЗ, БМЗ). На них перерабатывают концентраты, полученные из руд разных месторождений страны. В шихте наряду с медью содержатся и другие цветные, редкие и благородные металлы. В частности, свинец, рений, изотоп осмий-187, селен, золото, серебро и прочие. При получении товарной меди элементы-спутники концентрируются в различных техногенных образованиях: пыли, шламы медеэлектролитного и сернокислотного производств, растворы от промывки металлургических газов (производственная терминология: промывная серная кислота – ПСК).

Из этих техногенных образований ценные элементы (уже добытые из минерального сырья и сконцентрированные в образованиях) извлекают только из газов, растворов ПСК ЖМЗ и медеэлектролитных шламов обоих заводов, которые перерабатывают на БМЗ. Из газов извлекают серу с получением серной кислоты; из растворов ПСК ЖМЗ – рений и изотоп Os-187 с получением перрената аммония, рениевой кислоты, металлического осмия; из медеэлектролитных шламов – золото, серебро и селен. Ранее пыли и шламы обоих заводов отправляли на Шымкентский завод, на котором извлекали практически все элементы-спутники за исключением селена и ртути. На сегодняшний день пыли обоих заводов продают за рубеж, шламы сернокислотных цехов заводов сбрасывают в отвал.

Производство серной кислоты на БМЗ прекращено в конце прошлого столетия из-за материального износа оборудования и возобновлено в 2008 г. по проекту канадской фирмы «Комитекс». Технология получения металлургических газов и подготовка их для получения серной кислоты существенно отличаются от СКЦ ЖМЗ (рисунок 1). Так, на БМЗ плавка шихты ведется в печах Ванюкова, на ЖМЗ - в рудотермических печах. Промывка

металлургических газов от плавки шихты и конвертирования штейна на БМЗ проводится без циркуляции промывных растворов и отстаивания их от шлама, на ЖМЗ растворы циркулируют и выдерживают в отстойниках для отделения основного количества шлама. Поэтому БМЗ сбрасывает на очистные сооружения в сутки в 7 – 14 больше пульпы по сравнению с ЖМЗ, который передает осветленный раствор ПСК РГП «Жезказганредмет».

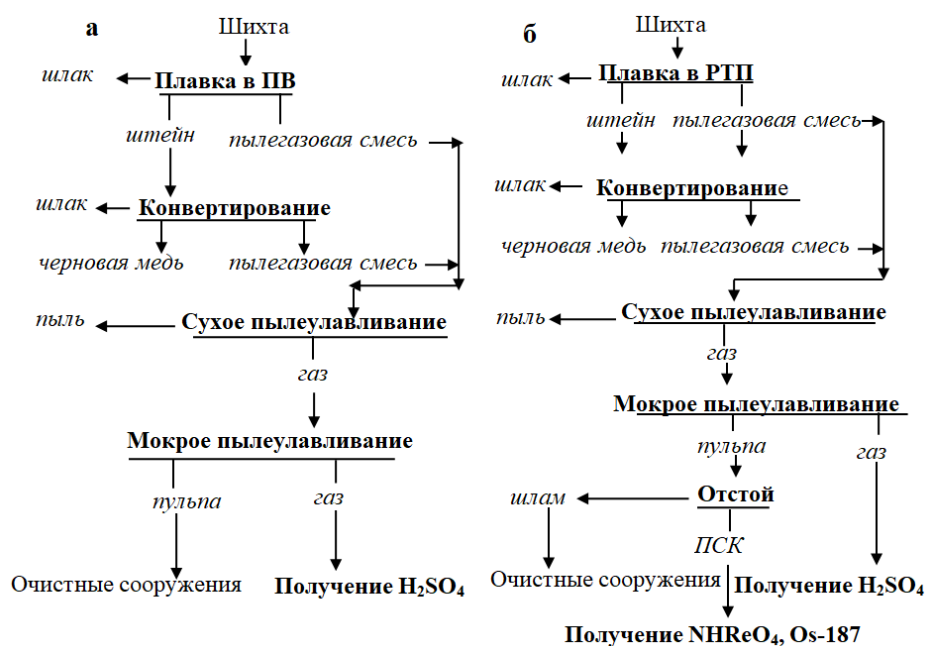


Рисунок 1 – Технологические схемы переделов плавки медной шихты, конвертирования штейна и очистки металлургических газов, поступающих на получение серной кислоты БМЗ (а) и ЖМЗ (б)

В период пуска цеха и отработки технологического режима заводом контролировалась концентрация серной кислоты и количество шлама в пульпе, позднее по рекомендации ИМиО - концентрация рения и селена. Сотрудниками института впервые изучен качественный и количественный составы составляющих пульпы: раствора и шлама. В растворе обнаружено 19 элементов (Re, Zn, Cu, Cd, Fe, As, Se, Pb, Mn, Sb, K, Na, Mo, SiO₂, Cl, F, Bi, Te, Os), в шламе – 23 (кроме элементов, содержащихся в растворе, Cr, Al, Ni, Ca, Hg, J, Br). Из всех элементов, содержащихся в пульпе, с учетом их содержаний и важности для различных отраслей промышленности наибольший интерес представляют рений, селен, йод, а ртуть с экологической точки зрения [1]. Предварительные расчеты показали, что с пульпой сбрасывается в отвал промышленное количество этих элементов.

Так как основное количество рения приходится на растворы, а институтом накоплен большой опыт по разработке и внедрению технологий его извлечения из растворов медного, молибденового и свинцового и уранового производств, то первоначально значительный объем технологиче-

ских исследований связан с разработкой технологии получения рениевой продукции из этого техногенного сырья [2-6]. Необходимо отметить, что концентрация рения в ПСК БМЗ более чем на порядок менее ЖМЗ (8 мг/дм^3). В результате разработаны три варианта технологической схемы сорбционного извлечения рения из ПСК, различающихся между собой методами получения чистой продукции из технического перрената аммония: прямая перекристаллизация, ионный обмен, электродиализ. Одна из них проверена в полупромышленном масштабе (рисунок 2) [7].

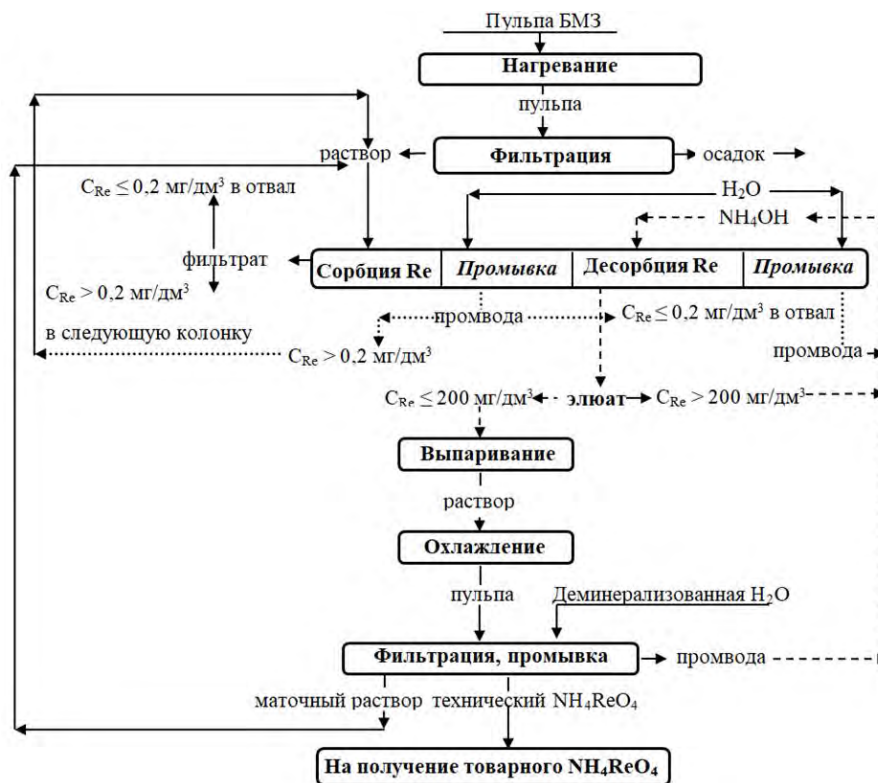


Рисунок 2 – Технологическая схема получения перрената аммония из растворов отфильтрованной пульпы СКЦ БМЗ

По результатам испытаний рассчитана производственная стоимость 1 кг перрената аммония, которая составила 31,5 % от минимальной стоимости на мировом рынке. Тем не менее узким местом в разработанной технологии оказалась операция получения прозрачного раствора из-за наличия в пульпе аморфного селена красной модификации. Из апробированных методов получения прозрачных растворов из пульпы остановились на методе, сочетающем нагревание пульпы при $80 \text{ }^\circ\text{C}$ и перемешивании и фильтрация осадка [3]. Однако затраты на подготовку раствора этим методом составили - 60 % от себестоимости товарной соли.

В связи с этим был исследован метод центрифугирования в зависимости от содержания в пульпе шлама, аморфного селена, скорости и времени вращения ротора центрифуги. Установлено, что главным фактором, влияющим на разделение пульпы на фазы, является скорость вращения ро-

тора. При определенных условиях эксперимента пульпа делится на фазы с получением прозрачного раствора и осадков различных цветов. Все осадки двухслойные: верхний слой – аморфный селен, нижний – другие составляющие шлама, в основном сульфат свинца (рисунок 3). Цвет верхнего слоя осадка меняется от красного до черного и зависит от количества в пульпе шлама и аморфного селена.



Рисунок 3 – Внешний вид осадков, выделенных из пульпы СКЦ БМЗ при различных условиях:

содержание в пульпе шлама, г/дм³: а - 0,1, б – 14,0; аморфного селена Se – 0,1 (а и б); содержание в пульпе аморфного Se, г/дм³: в - 0,03, г - 0,1, д - 0,2; шлама – 1,0

При оптимальных условиях центрифугирования пульпы затраты на получение прозрачного раствора и осадка шлама, как показали расчеты, в 11 раз меньше по сравнению с методом нагревание пульпы – фильтрация при равной стоимости электроэнергии за 1 кВт.

Другим элементом, представляющим интерес, является селен, учитывая наличие его производства на БМЗ и способа концентрирования в шламе. Определен химический, вещественный и гранулометрический составы шлама [8, 9]. РФА показал, что в шламе основной фазой является сульфат свинца. Относительно вещественного состава селена дана положительная информация: есть элементный селен различных модификаций и соединения неизвестного состава. Высокое содержание свинца в шламе негативно сказалось на расшифровке дифрактограмм. Методом ИКС выявлена соль селената свинца, группа селенит-иона. Наши эксперименты по извлечению селена известными гидрометаллургическими методами подтвердили (даже ориентировочные данные о его вещественном составе) наличие и других соединений селена и опровергли литературную информацию о его нахождении в шламах СКЦ медной отрасли цветной металлургии в элементном состоянии. С целью уточнения фазового состава селена, содержащегося в шламе, и количественного определения соединений была разработана методика снижения содержания свинца в шламе, путем вывода его раствором хлорида натрия (таблица 1).

Таблица 1 – Содержание элементов в шламе и кеке

Содержание. % (мас.)											
Pb	Se	As	Si	S	Fe	Cu	Zn	Cd	J	Re	Hg
Шлам											
57,87	4,60	0,15	0,23	7,78	0,08	0,28	0,35	0,15	0,33	0,14	0,57
Кек											
9,12	40,03		0,45	4,17	0,53	2,58	1,99	0,39	2,86	1,13	4,96

Работа выполнена при финансовой поддержке Комитета науки Министерства науки и образования республики Казахстан по программе «Разработка и реализация инновационных технологий, обеспечивающих повышение извлечения цветных, благородных, редких, редкоземельных металлов и решение производственных задач промышленных предприятий Республики Казахстан на 2018-2020 годы».

Список литературы

1. Загородняя А.Н. Шлам сернокислотного цеха Балхашского медеплавильного завода – альтернативный источник получения селена на предприятии. Обзор. // Комплексное использование минерального сырья.-2018.- № 4. – С. 46-55.
2. Абишева З.С., Загородняя А.Н., Бектурганов Н.С., Оспанов Е.А., Оспанов Н.А. Исследование сорбции рения из производственных растворов промывной серной кислоты Балхашского медеплавильного завода // Цветные металлы . -2012. - № 7. –С. 57- 61.
3. Загородняя А.Н., Абишева З.С., Садыканова С.Э., Шарипова А.С. Подготовка растворов от промывки металлургических газов медного производства для сорбционного извлечения из них рения // Мат. II-ой междуна. казахстанско-российской конференции по химии и химической технологии. – Караганда, 2012. – Т. 1. - С. 138-142.
4. Загородняя А.Н., Абишева З.С., Шарипова А.С., Садыканова С.Э. Получение перрената аммония из кислых сточных вод от промывки металлургических газов переработки медной шихты// Комплексное использование минерального сырья. – 2014.- № 2. - С. 57-63.
5. Агапова Л.Я., Загородняя А.Н., Абишева З.С., Килибаева С.К., Алтенова А.Н. Использование электролиза для получения чистого перрената аммония из технической соли // Комплексное использование минерального сырья – 2014.- № 3. – С. 71-77.
6. Загородняя А.Н., Абишева З.С., Садыканова С.Э., Шарипова А.С. Извлечение рения из сточных вод от промывки металлургических газов медного производства // Сб. докл. 2-я междуна. научно-практической конф. «Современные ресурсосберегающие технологии. Проблемы и перспективы». – Одесса, 2012. – С. 67-73.
7. Загородняя А.Н., Абишева З.С., Шарипова А.С. Жумабеков Ж.Ж. Полупромышленные испытания сорбционной технологии извлечения рения из сточных вод от промывки металлургических газов Балхашского медного завода // Цветные металлы. - 2016. - № 1. –С. 49 -55.
8. Абишева З.С., Загородняя А.Н., Шарипова А.С., Садыканова С.Э., Сукуров Б.М. Качественный и вещественный составы осадков, содержащихся в растворах от промывки металлургических газов медного производства // Матер. II-ой междуна. казахстанско-российской конференции по химии и химической технологии. – Караганда, 2012. – Т. 1. - С. 30-33.
9. Linnik X.A., Amanzhova L.U., Sharipova A.S., Zagorodnyaya A.N. Balrhash copper-smelting plant sulfuric acid workshop's slime composition // Kompleksnoe Ispol'zovanie Mineral'nogo Syr'a. - 2017. - № 4. - С. 42–48.

МАГНИТНАЯ ВОСПРИИМЧИВОСТЬ СЛАБОМАГНИТНЫХ ПОРОДНЫХ МИНЕРАЛОВ

Пелевин А.Е.

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

При магнитном обогащении слабомагнитных рудных минералов полезных ископаемых часто с помощью сепарации в сильном магнитном поле не удаётся получить готовый концентрат. Получают только черновой концентрат, который доводят до требуемого качества с помощью других методов обогащения. Это происходит в связи с тем, что магнитная восприимчивость некоторых породных минералов значительно не отличается от магнитной восприимчивости, например, таких рудных минералов, как гематит и ильменит. При этом в магнитный продукт извлекаются как слабомагнитные рудные минералы, так и слабомагнитные породные минералы.

В таблице 1 приведены удельные магнитные восприимчивости слабомагнитных рудных и породных минералов железосодержащих руд [1, 2].

Таблица 1 – Удельная магнитная восприимчивость слабомагнитных породных и рудных минералов железосодержащих руд

Минералы	Удельная магнитная восприимчивость, 10^{-7} м ³ /кг
Рудные минералы	
Гематит	1,4–22
Ильменит	1,6–96
Породные минералы	
Куммингтонит (амфибол)	3,5
Грюнерит (амфибол)	>3,5
Амфиболы	0,1–12 (max у антофиллита)
Биотит	3–7,6
Хлорит	0,5–3
Гранат	0,1-20 (min – пироп; max – альмандин)
Пироксены	1,5–5,6
Эпидот	0,2–2,4
Оливин	1,8
Роговая обманка (амфибол)	до 3,7
Шпинель	1,3–5

При обогащении сильномагнитного магнетита и титаномагнетита слабомагнитные породные минералы с большей долей вероятности захватываются в магнетитовые флокулы, чем немагнитные породные минералы. Это приводит к снижению качества магнетитового концентрата.

При обогащении железистых кварцитов в основном получают только магнетитовый концентрат. Гематит, содержащийся в железистых кварцитах и имеющий весьма тонкую вкрапленность (размер зёрен менее 71

мкм), в основном не обогащают в связи с трудностью получения концентрата требуемого качества (по данным практики работы Михайловского и Кимкано-Сутарского ГОКов). Во многом это связано с тем, что удельные магнитные восприимчивости гематита и породных минералов (грюнерит, куммингтонит и другие амфиболы) значимо не отличаются, и использование только высокоградиентной сепарации не позволяет получать готовый концентрат, так как в магнитный продукт извлекается гематит вместе с амфиболами. Для повышения качества гематитового концентрата необходимо дополнительно использовать другие методы обогащения (гравитационный, флотационный), что приводит к снижению рентабельности производства гематитового концентрата.

В таблице 2 приведены результаты обогащения двух проб железистых кварцитов Сутарского месторождения в лабораторном высокоградиентном сепараторе ($B=0,6$ Тл) с целью оценки возможности получения гематитового концентрата из немагнитных продуктов мокрого обогащения в слабом магнитном поле [1].

Таблица 2 – Результаты высокоградиентной магнитной сепарации немагнитного продукта ММС-III (железистые кварциты Сутарского месторождения)

Исходный продукт, крупность	Продукт	Выход, %	Массовая доля железа, %	Извлечение железа, %
Проба № 1 – магнетитовый тип руды (силикат-гематит-магнетитовая разновидность)				
Немагнитный продукт ММС-III, 95 % класса -0,044 мм	Магнитный	35,39	26,70	52,5
	Немагнитный	64,61	13,23	47,5
	Исходный	100,00	18,00	100,0
Проба № 2 – гематитовый тип руды (магнетит-гематитовая разновидность)				
Немагнитный продукт ММС-III, 98 % класса -0,044 мм	Магнитный	51,13	61,40	92,1
	Немагнитный	48,87	5,54	7,9
	Исходный	100,00	34,10	100,0

Проба № 1 представлена магнетитовым природным типом руды (силикат-гематит-магнетитовая разновидность) с содержанием амфиболов (грюнерит и куммингтонит) около 7,5 %. При высокоградиентной сепарации в магнитный продукт извлеклись гематит, амфиболы и бедные сростки кварца с магнетитом, что не позволило получить гематитовый концентрат с массовой долей железа более 60 %.

Проба № 2 представлена гематитовым природным типом руды (магнетит-гематитовая разновидность) с незначительным содержанием амфиболов. При высокоградиентной сепарации в магнитный продукт извлеклись гематит и бедные сростки кварца с магнетитом. Это позволило получить гематитовый концентрат с массовой долей железа более 60 %.

При обогащении ильменит-титаномагнетитовых руд в цикле получения ильменитового концентрата применяют высокоградиентную сепарацию. Высокоградиентная сепарация позволяет получить только черновой

ильменитовый концентрат. Это связано с тем, что удельные магнитные восприимчивости ильменита и породных минералов (пироксен, роговая обманка, хлорит, биотит, эпидот) значимо не отличаются и использование только высокоградиентной сепарации не позволяет получать готовый концентрат, так как в магнитный продукт извлекаются ильменит вместе с породными минералами. Для получения ильменитового концентрата дополнительно используют другие методы обогащения (гравитационный, электрический или флотационный).

В таблице 3 приведены результаты обогащения пробы ильменит-титаномагнетитовой руды месторождения Большой Сейим в лабораторном высокоградиентном сепараторе ($B=1,5$ Тл) с целью оценки возможности получения ильменитового концентрата из немагнитных продуктов мокрого обогащения в слабом магнитном поле [1].

Таблица 3 – Результаты высокоградиентной магнитной сепарации немагнитного продукта ММС-I (ильменит-титаномагнетитовая руда)

Исходный продукт, крупность	Продукт	Выход, %	Массовая доля TiO_2 , %	Извлечение TiO_2 , %
Немагнитный продукт ММС-I, Крупность 0-0,5 мм	Магнитный	40,72	26,42	89,8
	Немагнитный	59,28	2,07	10,2
	Исходный	100,00	11,98	100,0

При высокоградиентной сепарации в магнитный продукт извлеклись ильменит и породные минералы, что не позволило получить ильменитовый концентрат с массовой долей TiO_2 не менее 48 %. Дальнейшее измельчение полученного магнитного продукта до крупности 0-0,2 мм и вторая стадия высокоградиентной магнитной сепарации позволили получить черновой ильменитовый концентрат (магнитный продукт) с массовой долей диоксида титана 34,16 %. Готовый ильменитовый концентрат с массовой долей диоксида титана 48 % был получен с помощью электрической сепарации.

Вышеприведённые примеры показывают, что при разработке схем с магнитным обогащением важно знать магнитные свойства не только полезных, но и породных минералов.

Список литературы

1. Пелевин А. Е. Магнитные и электрические методы обогащения. Магнитные методы обогащения: учебник. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2018. 296 с.
2. Дорошенко М. В., Башлыкова Т. В. Технологические свойства минералов: справочник для технологов. М.: Теплоэнергетик, 2007. 296 с.

ПОВЫШЕНИЕ КАЧЕСТВА ЖЕЛЕЗНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ С ПОМОЩЬЮ СЕПАРАЦИИ В ПЕРЕМЕННОМ МАГНИТНОМ ПОЛЕ

Пелевин А.Е.

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

Для повышения качества магнетитовых концентратов и для выделения части готового концентрата перед последней стадией измельчения разработаны сепараторы с повышенной частотой смены полярности полюсов по ходу движения материала (обогащение в переменном магнитном поле) [1, 2].

Это достигается при использовании вращающейся магнитной системы (создание бегущего магнитного поля) относительно неподвижного или медленно вращающегося барабана или путём использования неподвижной магнитной системы с изменяющейся величиной индукции магнитного поля и пониженным и изменяющимся шагом полюсов по ходу движения материала. Повышение частоты переменного магнитного поля можно также достичь путём увеличения линейной скорости вращения барабана относительно неподвижной магнитной системы. Переменное магнитное поле можно создать при помощи электромагнитной системы, питаемой переменным током.

Частота переменного магнитного поля в разработанных сепараторах достигает 200 Гц. При попадании магнитной пряди или флокулы в переменное магнитное поле повышенной частоты она разрушается, что позволяет выделить сrostки и мелкие немагнитные частицы, содержащиеся в магнитной пряди, в немагнитный продукт. В результате этого качество концентрата повышается по сравнению с обогащением в традиционных барабанных сепараторах.

Сепарацию в бегущем магнитном поле осуществляют как в воздушной среде, так и в водной среде. Наиболее перспективными являются сепараторы с вращающейся магнитной системой из постоянных магнитов.

В таблице 1 приведены результаты опытов по повышению качества железных концентратов с помощью лабораторного барабанного сепаратора с бегущим магнитным полем конструкции Уральского государственного горного университета. Сепаратор состоит из неподвижного барабана, внутри которого вращается магнитная система с чередованием полярности полюсов по образующей барабана. Линейная скорость вращения магнитной системы определяет частоту бегущего магнитного поля. При разделении магнитные частицы притягиваются к магнитной системе. Под действием бегущего магнитного поля пряди и флокулы разрушаются, из них высвобождаются немагнитные частицы и сrostки, которые разгружаются через отверстия в ванне. Далее магнитные частицы в виде “кипящего” слоя

движутся в сторону, противоположную направлению вращения магнитной системы, и разгружаются в приёмник магнитного продукта. Для разгрузки магнитного продукта с поверхности барабана применяют конструкцию, позволяющую обеспечить постепенное удаление магнитной системы от поверхности барабана, или индукционные съёмники.

Таблица 1 – Результаты опытов по повышению качества рядовых железных концентратов в бегущем магнитном поле

Продукт	Выход, %	Массовая доля Fe, %	Извлечение Fe, %
Магнетитовая руда Высокогорского месторождения			
Магнитный	79,1	66,62	83,17
Немагнитный	20,9	51,03	16,83
Концентрат (69 % кл.-71 мкм)	100,0	63,36	100,00
Титаномагнетитовая руда Гусевогорского месторождения			
Магнитный	32,1	65,50	33,69
Немагнитный	67,9	61,08	66,31
Концентрат (92 % кл.-71 мкм)	100,0	62,50	100,00
Железистые кварциты Сутарского месторождения			
Магнитный	79,7	66,80	82,50
Немагнитный	20,3	55,49	17,50
Концентрат (96 % кл.-45 мкм)	100,0	64,50	100,00
Железистые кварциты Сутарского месторождения (схема с доизмельчением)			
Магнитный (100 % кл.-45 мкм)	70,6	69,90	76,46
Немагнитный	29,4	51,56	23,54
Концентрат (96 % кл.-45 мкм)	100,0	64,50	100,00
Магнетитовые кварциты Сутарского месторождения (схема с доизмельчением)			
Магнитный (100 % кл.-45 мкм)	63,0	71,20	67,08
Немагнитный	37,0	59,51	32,92
Концентрат (98 % кл.-45 мкм)	100,0	66,87	100,00

Сепарация в бегущем магнитном поле позволяет повысить массовую долю железа в концентрате на 2-4 %. Использование схемы с доизмельчением концентрата позволяет получать высококачественные магнетитовые концентраты с массовой долей железа до 70 % за счёт разрушения прядей и флокул.

Список литературы

1. Пелевин А. Е. Обогащение магнетитовых руд в сепараторах бегущего магнитного поля // Известия вузов. Горный журнал. 2001. № 2. С. 118-122.
2. Пелевин А. Е. Магнитные и электрические методы обогащения. Магнитные методы обогащения: учебник. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2018. 296 с.

ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ ЗОЛОТА ИЗ УПОРНОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ НА ОСНОВЕ ХИМИКО-ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКОГО МЕТОДА

Самусев А.Л., Миненко В.Г.

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

Электрохимический метод обработки геоматериалов и водных суспензий получил широкое распространение в гидрометаллургии цветных и благородных металлов. Данный метод используется как для извлечения металлов непосредственно из продуктивных растворов (электролитическое рафинирование), так и для направленного регулирования физико-химических свойств, ионного и газового составов растворителей. Одной из наиболее распространенных областей применения электрохимической обработки является метод электрохлоринации золота, позволяющий отказаться от использования высокотоксичных цианидов и снизить экологическую нагрузку на окружающую среду. Уже в середины прошлого столетия [1] была обоснована возможность получения активных хлорсодержащих растворителей, являющихся сильными окислителями, путем электролиза раствора хлорида натрия непосредственно в зоне растворения компонентов. В настоящее время отечественными и зарубежными авторами, с использованием современных физико-химических методов исследования геоматериалов, изучены кинетика и закономерности электрохимической хлоринации золота [2-6], разработаны и апробированы принципиальные схемы переработки золотосодержащих руд и концентратов [7-8].

В данной работе представлен краткий обзор, проводимых в Институте проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова, исследований по химико-электрохимическому выщелачиванию золота из упорного минерального сырья.

В качестве материала исследований использован флотационно-гравитационный концентрат Васильковского месторождения (республика Казахстан) (таблица 1).

Для исследования механизма и кинетики взаимодействия растворов активного хлора с золотосодержащим концентратом использовался ряд лабораторных бездиафрагменных электролизеров, подробное описание методик экспериментов приведено в ранее опубликованных работах [9-10]. Изучение поверхности минеральных проб выполнено с использованием растровой электронной микроскопии и рентгеноспектрального микроанализа (LEO 1420VP INCA 350, «Carl Zeiss»), элементный и фазовый составы определялись методами атомно-эмиссионной спектроскопии с индуктивно-связанной плазмой (ICPE-9000, «Shimadzu»), рентгеноспектрального анализа (ARL ADVANT'X, «Thermo Scientific») и

рентгеновской дифрактометрии (XRD 7000, «Shimadzu») в «Центре изучения природного вещества при комплексном освоении недр» ИПКОН РАН.

Таблица 1 – Фазовый и элементный состав концентрата

Элементный состав											
Элемент	Si	Mg	Ca	Fe	Al	S	As	Mn	Cu	Au (г/т)	Ag (г/т)
Содержание, %	12,3	0,1	0,1	25,8	3,1	15,2	28,3	0,01	0,23	52,5	6,6
Фазовый состав											
Соединение	SiO ₂	MgO	CaO	FeS ₂	Al ₂ O ₃	Na ₂ O	K ₂ O	FeAsS	др.		
Содержание, %	26,3	0,4	0,35	1,9	5,9	0,73	2,25	61,5	0,7		

В процессе электрохимической обработки происходит окисление сульфидов активным хлором (гипохлоритом), что приводит к значительным изменениям морфологии и текстурно-структурных особенностей поверхности концентрата. Установлено, что поверхность арсенопирита после выщелачивания характеризуется наличием многочисленных дефектов (микротрещин) (рис. 1,а) и образованием новых фаз (рис. 1,б). Сравнение рентгеновских спектров пленок, образовавшихся на поверхности сульфидов, с исходными спектрами выявило снижение соотношения железа и кислорода при повышении соотношения железа и серы, железо-мышьяк, что подтверждает окисление поверхности арсенопирита.

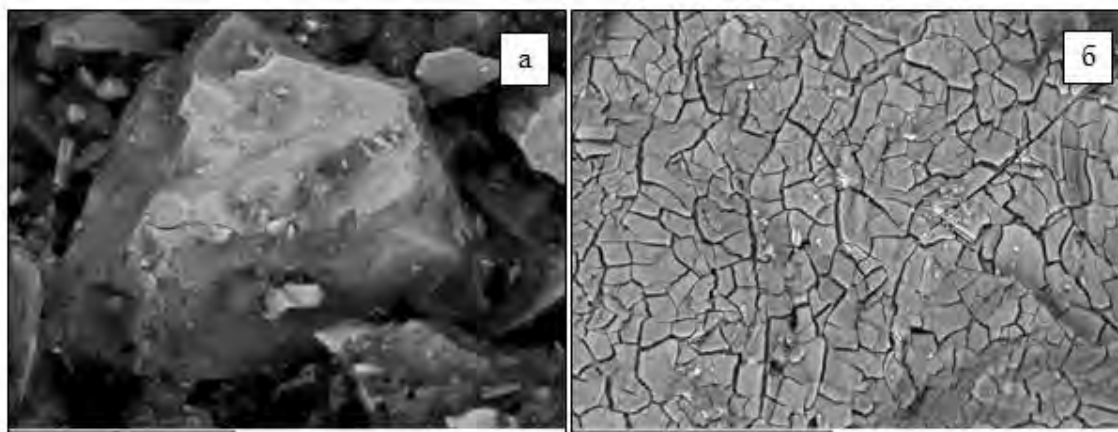


Рисунок 1 – Поверхность концентрата после выщелачивания

В результате проведенных экспериментов установлены рациональные параметры электрохимической обработки в процессе выщелачивания золота: концентрация соли NaCl – 250 г/дм³ и плотность тока на электродах – 150 А/м². Повышение плотности тока на электродах более 150 А/м² приводит к резкому увеличению энергетических затрат на

переработку 1 т концентрата, что экономически нецелесообразно. Анализ кинетики выщелачивания выявил снижение скорости растворения золота после 2-4 часов, увеличение продолжительности до 10 часов приводит к повышению извлечения золота всего на 10-12%, с 32-36% до 46%.

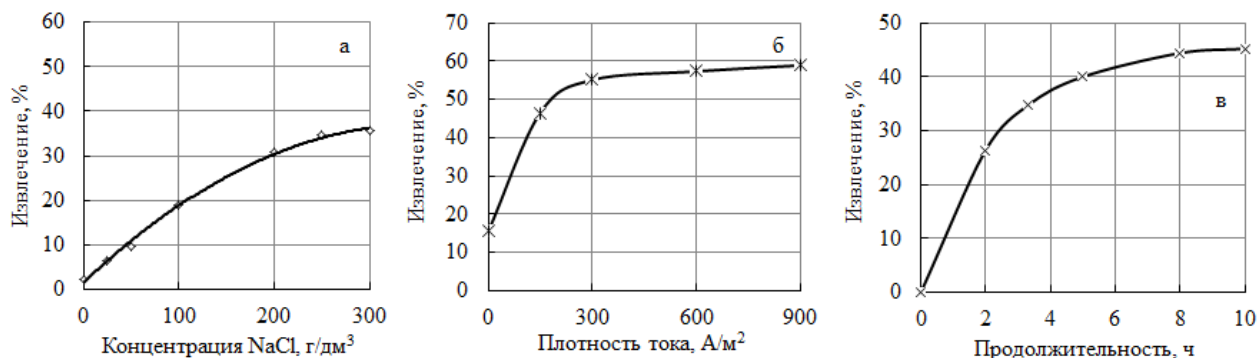


Рисунок 2 – Влияние параметров электрохимической обработки на эффективность выщелачивания

Одной из причин снижения скорости извлечения золота при выщелачивании может являться высокая концентрация сульфат-ионов (SO_4^{2-}), образующихся в результате окисления сульфидов и переходящих в растворитель (рис.3, а). Авторы [11], используя диаграмм Eh - рН соотношения устойчивости окислов и сульфидов железа в воде, установили, что снижение суммарной активности растворенной серы приводит к заметному сокращению размеров поля устойчивости сульфидов. Для снижения концентрации сульфат-ионов предложена периодическая очистка растворителя с использованием хлорида бария [12], образующийся осадок сульфата бария может быть регенерирован хлоркальциевым способом [13]. На (рис. 3, б) представлены результаты исследования кинетики извлечения золота в процессе химико-электрохимического выщелачивания по стандартной схеме и с периодической очисткой раствора от сульфат-ионов. Установлено, что увеличение продолжительности выщелачивания с периодической очисткой растворов от сульфат-ионов позволяет повысить извлечение золота в продуктивный раствор до 87,6 %.

Предварительные оценки свидетельствуют о возможности снижения удельных энергозатрат более чем в 5 раз – с 2,75 до 0,46 кВт·ч на грамм извлекаемого золота при выщелачивании золотосодержащих упорных концентратов за счет реализации периодичности электрохимической обработки пульпы.

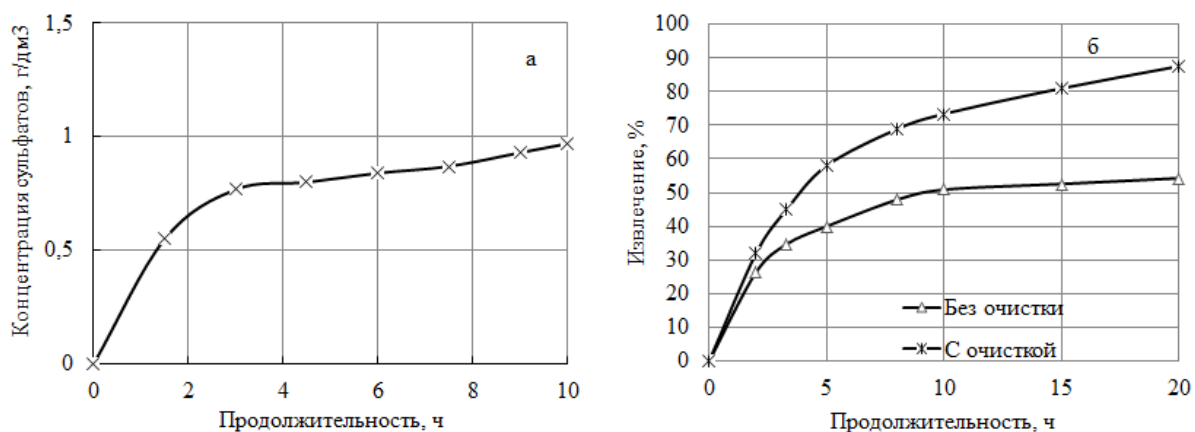


Рисунок 3 – Влияние сульфат-ионов на эффективность выщелачивания

На основе комплекса современных методов анализа минерального вещества получены новые научные данные о механизме взаимодействия модифицированных хлорсодержащих растворов с золотосодержащими сульфидами и установлено, что электрохимическая обработка приводит к интенсивному растворению, структурным и фазовым изменениям сульфидов за счет образования активных форм хлора. Определен основной, ограничивающий скорость растворения золота, фактор – высокая концентрация в растворе сульфат-ионов, образующихся в результате окисления сульфидов. Периодическое удаление из растворителя сульфатов приводит к повышению извлечения золота в продуктивный раствор до 87,6 %.

Список литературы

1. Максимов В. И. Электрохлоринация как метод комплексного извлечения металлов. – М.: «Металлургия», – 1955. – 160 с.
2. Hasab M.G., Raygan S., Rashchi F. Chloride–hypochlorite leaching of gold from a mechanically activated refractory sulfide concentrate. Hydrometallurgy. 138 (2013), pp. 59–64.
3. Zhu P., Zhang X., Li K., Qian, G. Zhou, M. Kinetics of leaching refractory gold ores by ultrasonic-assisted electro-chlorination. International Journal of Minerals, Metallurgy and Materials. V. 19(6), 2012, pp. 473-477.
4. Морозов Ю.П., Евграфова Е.Л., Киселёв М.Ю. Закономерности растворения сульфидных минералов и золота при электрохимической хлоринации. Материалы VII Конгресса обогатителей стран СНГ. – Москва, 2009. – С. 243-245.
5. Самусев А.Л., Миненко В.Г. Об эффективности химико-электрохимического выщелачивания золота из упорного минерального сырья. Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2014. № 1. С. 171-175.
6. Киселёв М.Ю. Исследование закономерностей и разработка технологии извлечения золота электрохимической хлоринацией из золотосодержащих сульфидных продуктов: дис. ... канд. техн. наук: 25.00.13 / Киселёв Михаил Юрьевич. – Екатеринбург, 2012. – 144 с.
7. Морозов Ю.П., Фризен В.Г., Битимбаев М.Ж. Перспективы технологии шахтной гидрометаллургической добычи цветных и благородных металлов методом электрохимической хлоринации. Материалы XXII Международной научно-

технической конференции «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья». 2017. – С. 7-12.

8. Теут А.О., Куимов Д.В., Косьянов Э.А. Извлечение золота из упорных сульфидных руд методом электрохлоринации // Материалы международного совещания «Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья». – 2011. –С. 513-516.

9. Самусев А.Л., Томская Е.С. Современные методы интенсификации процесса выщелачивания золота из упорного минерального сырья // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2015. № 8. С. 100-105.

10. Самусев А.Л., Миненко В.Г. Влияние параметров химикоэлектрохимического выщелачивания на извлечение золота из упорного минерального сырья // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2016. № 5. С. 301-308.

11. Гаррелс Р.М., Крайст Ч.Л. Растворы, минералы, равновесия. – М.: «МИР», – 1968. – 368 с.

12. Самусев А.Л., Миненко В.Г. Исследование влияния сульфат-ионов на эффективность химикоэлектрохимического выщелачивания золота из упорного минерального сырья // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2016. № 10. С. 276-282.

13. Позин М.Е. Технология минеральных солей. – Изд-во «Химия». – 1970. – 792 с.

УДК 622.07

КОМПЛЕКСНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ЛЕЖАЛЫХ ХВОСТОВ АКШАТАУСКОГО ВОЛЬФРАМ-МОЛИБДЕНОВОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

**Прокопьев С.А.¹, Иванова К.К.¹, Манучарянц А.Б.², Петкевич-Сочнов Д.Г.³,
Пономарёва А.М.¹, Шульгина М.Е.¹, Прокопьев Е.С.¹, Чикишева Т.А.^{1,4,5}**

¹ООО ПК «Спирит», г. Иркутск, Россия; ²ООО «Рудная компания», г. Москва, Россия

³ООО «ГеоСолюшинс», г. Москва, Россия; ⁴Институт земной коры СО РАН, г. Иркутск;

⁵Иркутский государственный университет, г. Иркутск, Россия

Концепции рационального недропользования и комплексного извлечения полезных ископаемых, разрабатываемые еще в XX веке М.И. Агошковым, Н.В. Мельниковым, Б. Н. Ласкориным, В.И. Ревнивцевым и другими учеными, так и не получили должного развития [1-4] по целому ряду причин. Во многом это связано с тем, что сложившиеся за десятилетия принципы формирования месторождений "по отраслевому признаку" (руды черных, цветных, редких металлов, сырье для строительной индустрии и т.п.), не предусматривают комплексного использования ресурсов.

В условиях истощения минерально-сырьевой базы действующих предприятий вовлечение в переработку техногенного сырья приобретает актуальное значение.

Техногенные минеральные образования характеризуются сложным внутренним строением, различаются по плотности, крупности обломков, вещественному составу, содержанию полезных компонентов и технологическим свойствам, что усложняет процесс обогащения данного типа сырья.

Объектом исследований в данной работе являлась технологическая проба лежалых хвостов Акшатауского вольфрам-молибденового месторождения (Казахстан), исследования проведены в лаборатории ООО ПК «Спирит» (г. Иркутск). Хвостохранилище Акшатауского вольфрам-молибденового месторождения находится в Карагандинской области, Шетском районе. Хвостохранилище эксплуатировалось до 1994 года и характеризуется следующими параметрами: ширина 0,72 км, длина около 1 км, площадь - 0,6 км², количество материала 9397,8 тыс.т., влажность 5,8%.

На Акшатауской обогатительной фабрике (ОФ) использовалась сложная технология обогащения руд, включающая флотационную сортировку и флотационное обогащение. До консервации месторождения из руд извлекались WO₃ и Mo. Бериллиевая секция из-за низких содержаний и извлечения была приостановлена ранее - в 1968 г. Выпуск молибденового продукта прекращен в 1993 г.

Целью работы являлось формирование технологической схемы обогащения лежалых хвостов с комплексным использованием техногенного сырья.

Материал пробы лежалых хвостов представлен широким диапазоном крупности:

- классы крупности от -40 мм до +1 мм при выходе 4,59 %, массовой доле WO₃ 0,022 % и распределении 0,91% в основной своей массе сложены обломками породы и могут быть изучены на возможность их использования в качестве щебня или гравийно-песчаной смеси;

- в классе крупности -1+0,5 мм при выходе 5,32%, массовой доле WO₃ 0,031% и распределении 1,48 % в единичных зернах присутствуют бедные сростки;

- основная масса материала пробы представлена фракцией крупностью менее 0,5 мм с выходом 90,09 %, где минералы, слагающие её, можно считать полностью раскрытыми.

Фракция менее 0,5 мм рассматривается как перспективный объект для технологических исследований.

В результате проведения минералогического анализа установлено, что основную массу пробы составляют: кварц, калиевые полевые шпаты, топаз, пирит, слюды и обломки пород.

Вещественный состав лежалых хвостов флотации Акшатауского ГОКа характеризует его как бедное по содержанию ценных компонентов и труднообогащаемое сырье.

Анализ элементного состава пробы позволяет определить в ней триоксид вольфрама как основной ценный компонент (содержание WO_3 в исходной пробе составляет 0,11 %).

Информация, полученная после изучения химического и минерального состава, позволяет выделить потенциальные попутные продукты, которые могут быть выделены в процессе получения вольфрамового концентрата: пирит, магнетит, кварц-полевошпатовые продукты.

Ввиду того, что Акшатауская ОФ занималась получением вольфрам- и молибденсодержащих концентратов, получение данных продуктов являлось первостепенной задачей. Однако, ввиду низкого содержания Мо в исходной пробе (0,008%), получение молибденсодержащего концентрата было признано экономически нецелесообразным.

Минералом-носителем вольфрама является вольфрамит, методом рентгенофазового анализа выявлены следы шеелита. Вольфрамит обнаружен в пробе в количестве 0,14 %. Преобладающий размер выделений вольфрамита – менее 0,071 мм.

В класс крупности менее 0,04 мм при выходе 21,52 % распределяется 52,15 % WO_3 , что является следствием концентрации металла в классе - 0,04 мм более чем в 2,5 раза в сравнении с содержанием в исходной пробе. Данный фактор свидетельствует о том, что на действующей ранее ОФ потери вольфрама были связаны, в основном, со шламистым материалом крупностью менее 0,04 мм.

Седиментационный анализ класса -0,04 мм (таблица 1) показал, что:

- 77% этого класса составляют минеральные зерна крупностью менее 20 мкм, из них 55,02 % приходится на зерна крупностью менее 10 мкм;

- с классом менее 0,01 мм связано 41,23 % WO_3 от класса -0,04 мм или 21,50% от исходной пробы, что на современном уровне развития техники и технологии можно считать неизбежными потерями при обогащении;

- к неизбежным потерям для лежалых хвостов можно отнести и труднообогатимый материал фракции -0,02+0,01 мм. Суммарно неизбежные потери из исходной пробы лежалых хвостов могут составить 31,39 % WO_3 , т.е. лишь 68,61 % WO_3 в данном материале находится в извлекаемой форме.

Отличительной особенностью переработки практически любых лежалых хвостов обогащения, характеризующихся низким содержанием ценных компонентов в исходном материале, является применение предварительной их концентрации с целью сокращения количества материала, поступающего на доводку.

Установленные особенности вещественного состава исследуемой пробы лежалых хвостов позволили в качестве основного обогатительного процесса для предварительной концентрации вольфрама рекомендовать

винтовую сепарацию, т.к. наиболее контрастными для разделяемых минералов пробы являются гравитационные свойства.

Таблица 1 – Седиментационный анализ класса -0,04 мм

Классы крупности, мм	Выход, %		Массовая доля, %	WO ₃	
	от исх.	от кл. 0,04 мм		Распределение, %	
				от исх.	от кл. 0,04 мм
-0,04+0,03	1,29	5,99	0,959	11,14	21,36
-0,03+0,02	3,66	17,01	0,292	9,62	18,45
-0,02+0,01	4,73	21,98	0,232	9,89	18,96
-0,01+0,00	11,84	55,02	0,202	21,50	41,23
∑ Кл. -0,02+0,00	16,57	77,00	0,210	31,39	60,19
Итого:	21,52	100,00	0,270	52,15	100,00

Предварительная концентрация вольфрама проведена по технологии винтовой сепарации с использованием винтовых аппаратов ООО ПК «Спирит», правомерность их применения доказана в процессе лабораторных исследований. Преобладающий размер зерен вольфрамита предопределил для его извлечения применение шламowego винтового сепаратора, конструкция которого позволяет эффективно извлекать минеральные зерна крупностью от 0,5 мм до 20 мкм [5,6].

На рисунке 1 представлена технологическая схема предварительной концентрации ценных компонентов.

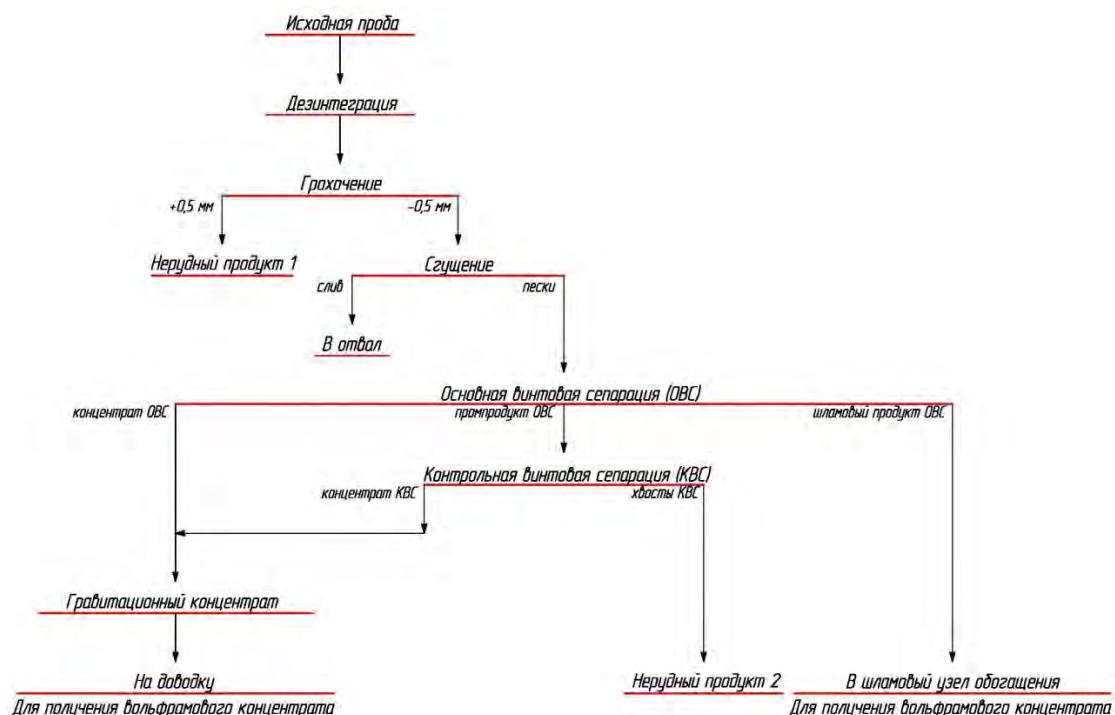


Рисунок 1 – Технологическая схема предварительной концентрации ценных компонентов из пробы лежалых хвостов Акштатауского ГОКа

Баланс по продуктам предварительной концентрации ценных компонентов приведен в таблице 2.

Таблица 2 – Баланс по продуктам предварительной концентрации ценных компонентов из пробы лежалых хвостов Акшатауского ГОКа

Наименование продукта	Выход, %	Массовая доля WO ₃ , %	Извлечение WO ₃ , %
Гравитационный концентрат (конц. ОВС+конц. КВС)	10,21	0,400	37,13
Нерудный продукт 1 (Класс +0,5 мм)	9,64	0,026	2,25
Отвал (слив)	7,11	0,300	19,39
Нерудный продукт 2 (хвосты КВС)	57,15	0,052	27,22
Шламный продукт ОВС	15,89	0,097	14,01
Исходная проба	100,00	0,110	100,00

Доводочные операции заключались в последовательном удалении минералов, разубоживающих вольфрамовый гравитационный концентрат: флотация – для удаления сульфидов (пирита), концентрация на столе – для выведения нерудных минералов, магнитная сепарация магнетита и электромагнитная сепарация – для получения вольфрамового концентрата.

Полученные технологические показатели доводки гравитационного концентрата лежалых хвостов Акшатауского ГОКа приведены в таблице 3.

Следующим этапом технологических исследований лежалых хвостов Акшатауского ГОКа является проведение укрупненных испытаний, в ходе которых вольфрамовый концентрат, а также выявленные и возможные попутные продукты будут изучены на соответствие требованиям их реализации (характеристика по гранулометрическому, минеральному и химическому составу по основным и лимитируемым примесям).

По результатам проделанной работы получены следующие продукты:

1. Вольфрамовый концентрат с выходом 0,05% при содержании WO₃ 59,36% и извлечении 26,98%.

2. Пиритный концентрат. Содержание S_{сул.} в коллективном сульфидном концентрате составило 50,20%. Данный продукт будет проверен на возможность реализации как «Колчедан серный флотационный».

3. Железосодержащий концентрат. Массовая доля Fe_{общ.} составила 69,60%.

4. Нерудный продукт 1 - щебёночно-гравийная смесь (первичный отсев класса 0,5 мм).

5. Нерудный продукт 2 представляет собой смесь кварца с полевым шпатом. Данный продукт будет проверен на пригодность к использованию в качестве сырья для строительного производства.

**Таблица 3 – Баланс по продуктам доводки гравитационного концентрата
лежалых хвостов Акшатауского ГОКа**

Наименование продукта	Выход, %	Массовая доля WO ₃ , %	Извлечение WO ₃ , %
Пиритный концентрат	3,01	0,026	0,71
Вольфрамовый концентрат	0,05	59,36	26,98
Магнетитовый концентрат	0,075	1,254	0,855
Промпродукт перечистной операции на столе	1,87	0,102	1,735
Хвосты концентрационного стола	5,07	0,082	3,77
Неэлектромагнитная фракция	0,135	2,510	3,08
Гравитационный концентрат	10,21	0,400	37,13

Полученные показатели позволяют сделать вывод о возможности и целесообразности комплексной переработки лежалых хвостов Акшатауского ГОКа.

Список литературы

1. Безотходные технологии горного производства // Горный журнал, 2001. №4-5. С. 169-190.
2. Ласкорин Б.Н. Безотходная технология минерального сырья. Системный анализ / Б.Н. Ласкорин, Л.А. Барский, В.З. Персии - М.: Недра, 1984. – 320 с.
3. Азбель Е.И. Подготовка минерального сырья к обогащению и переработке / Е.И. Азбель, Е.Г. Баранов, В.М. Изойтко, М.И. Крапивский, Е.П.Леман, А.С. Петров, В.И. Ревнивцев - М.: Недра, 1987. – 307 с.
4. Чантурия В.А. Ресурсосберегающие технологии переработки минерального сырья и охраны окружающей среды / В.А. Чантурия, Н.Н. Чаплыгин, В.Е. Вигдергауз // Горный журнал, 2007. №2. С. 91-96.
5. Иванов В.Д. Винтовые аппараты для обогащения руд и россыпей в России / В.Д. Иванов, С.А. Прокопьев. – М.: Дакси, 2000. - 239 с.
6. Аникин М.Ф. Винтовые аппараты для обогащения руд / М.Ф. Аникин, В.Д. Иванов, М.Л.Певзнер. – М.: Недра, 1970 г.

УДК 622.7.017.24

**ПРИМЕНЕНИЕ ВИНТОВЫХ АППАРАТОВ В ЦИКЛЕ
ГРАВИТАЦИИ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ ОЛОВСОДЕРЖАЩЕЙ
РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ «ПРАВОУРМИЙСКОЕ»**

Прокопьев С.А.¹, Шульгина М.Е.¹, Калинин И.А.¹, Колесов Е.А.², Килин В.И.²
¹ООО ПК «Спирит», г. Иркутск, Россия; ² ПАО «Русолово», г. Москва, Россия

Правоурмийское оловорудное месторождение, содержащее примерно 6,3 % запасов России, по своим качественным и географо-экономическим показателям на сегодняшний день является лучшим в России и, пожалуй, единственным, которое может конкурировать при определенных условиях с месторождениями, разрабатываемыми в других странах.

При переработке оловянных руд гравитационное обогащение получило широкое распространение в качестве основной технологии переработки.

В лаборатории обогащения ООО ПК «Спирит» проводились технологические исследования по изучению вещественного состава и технологических свойств руды месторождения «Правоурмийское».

Объектом исследований явились технологические пробы оловянной руды месторождения «Правоурмийское» (лабораторный шифр ТП-1, ТП-2, ТП-4 и БТ/2).

Определяющим промышленную ценность руды данного месторождения является олово.

Содержание ценного компонента для пробы ТП-1 составило 0,66 %, в пробе ТП-2 – 3,21 % олова. Содержание олова в пробе БТ/2 составило 0,42 %, а по пробе ТП-4 – 1,70 %.

Мышьяк, который является вредной примесью для исследуемых проб руды, присутствует в них в разных количествах. Пробы БТ/2 и ТП-4 характеризовались повышенным содержанием вредной примеси мышьяка, его содержание по пробам составило 8,31 % и 4,41 % соответственно. В пробах ТП-1 и ТП-2 содержание вредной примеси мышьяка составило 1,30 % и 1,54 % по пробам.

Технологические испытания проводились по схеме, включающей первичную концентрацию олова с применением винтовых аппаратов производства ООО ПК «Спирит».

Традиционно получение оловянных концентратов проводится в два этапа:

1 этап – стадийная гравитация руды с последовательным выделением оловосодержащих сростков по мере их раскрытия в черновой гравико-концентрат;

2 этап – доводка чернового концентрата с получением кондиционных концентратов.

Способы доводки черновых концентратов базируются на выявленных особенностях вещественного состава руд, и проводится различными методами в зависимости от контрастных свойств минералов, слагающих черновой концентрат.

В данной статье представлены результаты лабораторных испытаний стадийного выделения чернового оловянного концентрата, с последующей его доводкой методами флотогравитации и флотации.

Основные положения технологии переработки проб руды определены на основании проведенных минералогических и технологических исследований [1, 2].

По данным минералогического анализа:

1. Руды Правоурмийского месторождения относятся к олово-грейзеновому жильно-штокверковому промышленному типу.

2. В пробах руды главный рудный минерал олова – касситерит. В подчинённом количестве установлены сульфостаннаты железа и меди – станнин, станноидит, моусонит.

3. Касситерит отмечается как в виде свободных зёрен, так и в сростках различного качества, которые представлены на рисунке 1.

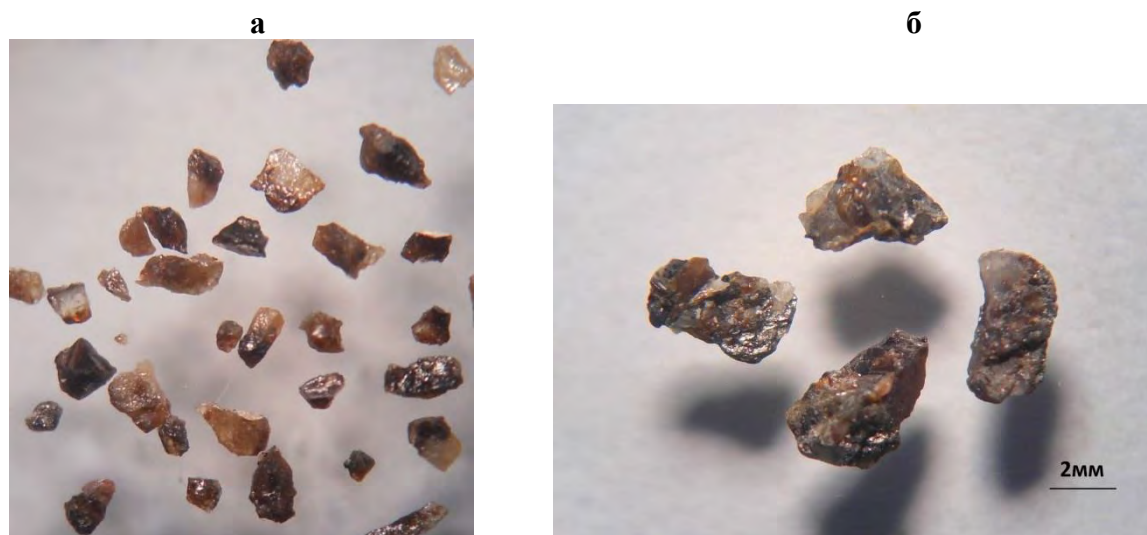


Рисунок 1 – Зерна касситерита: а – свободные зерна касситерита; б – полиминеральные сростки касситерита с топазом и минералами мышьяка

Размер зерен касситерита варьирует от 0,01 до 1–2 мм, с преобладанием в интервале 0,1–0,5 мм для пробы руды ТП-4, 0,05–0,5 мм для пробы руды БТ/2 и 1,0–2,0 мм для проб руды ТП-1 и ТП-2.

Классификация исследуемых проб руды по вкрапленности выполнена в соответствии с методическими рекомендациями по применению классификации запасов месторождений и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых для оловянных руд и представлена в таблице 1 [3].

Таблица 1 – Классификации руд по размерам вкрапленности

По содержанию олова %			
Богатые	Среднего качества	Бедные	Весьма бедные
более 1,00	0,40-1,00	0,20-0,40	0,10-0,20
По крупности зёрен касситерита, мм			
Тонковкрапленные	Мелковкрапленные	Среднекрупные	Крупновкрапленные
до 0,10	до 0,20	до 1,00	от 1,00 и более
По содержанию сульфидных минералов, %			
Малосульфидные		Сульфидные	
менее 10,00		более 10,00	

Согласно классификации руд, по размерам вкрапленности, участки месторождения, характеризующие исследованные пробы, можно отнести к средне – крупновкрапленному типу оловянных руд.

4. Попутным ценным компонентом в исследуемых пробах руды является вольфрам, который в основной массе содержится в вольфрамите.

5. Рудная минерализация представлена минералами мышьяка (арсениопирит, лёллингит), являющиеся вредной примесью, и сульфидами меди (халькопирит, борнит, халькозин), которые могут рассматриваться как попутные ценный минералы. Особое место при технологической оценке изучаемых проб руды занимает изучение контрастности свойств минералов.

Касситерит и вольфрамит, которые являются ценными компонентами изучаемых проб, имеют значительно более высокую степень контрастности гравитационных свойств. Присутствие ценных, к сожалению, как и вредных минералов, в одной группе тяжелых минералов позволяет для первичной концентрации касситерита и вольфрамита использовать гравитационные методы обогащения.

При первичной концентрации группы минералов с высокой плотностью ($7,5-5,9$ г/см³) представляют собой коллективный концентрат, как с ценными, так и с вредными минералами, содержащими лимитируемые примеси кондиционных оловянных концентратов.

Гранулометрическим анализом установлена четкая закономерность распределения олова по классам крупности: для пробы БТ/2 характерно увеличение распределения олова в классы менее 0,5 мм, а для пробы ТП-4, наоборот, увеличение распределения олова в крупных классах.

Для проб ТП-1 и ТП-2 характерно увеличение распределения олова в классах крупнее 0,25 мм, при этом полное раскрытие касситерита в пробе ТП-1 наблюдается в классах менее 0,25 мм, а для пробы ТП-2 в менее 0,5 мм. Приведенная закономерность распределения олова по классам крупности соответствует преобладающему размеру выделений касситерита на изученных участках месторождения.

Применение гравитации в технологии обогащения данных проб руды, безусловно, оправдано и обусловлено приведенной характеристикой вещественного состава руды. Главное назначение ее направлено на стадийное выведение из руды свободного олова, в черновой концентрат в процессе раскрытия сростков тем самым, снижая ошламование касситерита.

Для получения чернового оловянного концентрата принята технология винтовой сепарации.

В целях повышения эффективности разделительных процессов при винтовой сепарации измельченные пробы руды подвергались предварительной классификации на классы крупности. Классификация исходного материала проведена на классы $-2+0,5$ мм и $-0,5$ мм в соответствии коэффициентом равнопадаемости для изучаемых проб равном 3,6.

Для обогащения руды класса $-2+0,5$ мм применялись промышленные винтовые сепараторы марки СВм-750, менее 0,5 мм винтовые сепараторы марки СВш-750.

Хвосты винтовой сепарации класса $-2+0,5$ мм с целью дораскрытия касситерита подвергались измельчению до крупности менее 0,5 мм и обогащались совместно с классом менее 0,5 мм исходного материала.

В зависимости от установленной при минералогических исследованиях крупности полного раскрытия касситерита получение черного гравитационного концентрата на пробе ТП-2 завершено при крупности измельчения руды – 0,5 мм; на пробах ТП-1 и ТП-4 – 0,25 мм и пробе БТ/2 – 0,125 мм.

В результате обогащения по технологии винтовой сепарации в цикле первичной концентрации касситерита извлечение олова в оловянный концентрат составило:

– при выходе в черновой гравиоконцентрат 22,51 % и 31,22 % по пробам ТП-1 и ТП-2 высокое и составило 89,75 % и 93,86 %;

– при выходе в черновой гравиоконцентрат 16,62 % и 21,58 % по пробам БТ/2 и ТП-4 составило 73,38 % и 86,29 % соответственно.

Основным осложняющим фактором доводки черновых оловянных концентратов стало высокое содержание сульфидов (арсенопирит, борнит, халькопирит и т. д.) и минералов пустой породы.

Последовательность доводочных операций заключалась в следующем:

– все зернистые концентраты подвергали флотогравитации на концентрационных столах с получением товарных оловянных концентратов, сульфидных хвостов и промежуточных продуктов;

– шламистые первичные концентраты направляли на флотацию с последующей концентрацией на столе камерного продукта флотации до получения кондиционного концентрата.

В результате обогащения исследуемых проб руды получены оловянные концентраты высокого качества. Показатели получения оловянных концентратов приведены в таблице 2.

Полученные технологические показатели обогащения в цикле первичной концентрации касситерита изученных проб руды, свидетельствуют об успешном применении технологии винтовой сепарации с использованием винтовых аппаратов фирмы ООО ПК «Спирит». Технология винтовой сепарации показала возможность высокого извлечения олова в черновой концентрат для всех проб руды, отличающихся разной конечной крупностью раскрытия касситерита. Анализ совокупности результатов проведенных исследований на пробах руды позволяет применить технологию винтовой сепарации для руд Правоурмийского месторождения.

Таблица 2 – Сводные показатели получения оловянного концентрата на пробах руды Правоурмийского месторождения

Лабораторный шифр	Массовая доля Sn в исходной пробе, %	Выход концентрата, %		Массовая доля Sn, %		Извлечение, %	
		черновой	товарный	черновой	товарный	черновой	товарный
ТП-1	0,66	22,51	0,79	2,64	61,72	89,75	73,63
ТП-2	3,21	31,22	4,63	10,86	61,92	93,86	79,33
БТ/2	0,42	16,62	0,45	1,85	61,68	73,38	66,25
ТП-4	1,70	21,58	2,16	6,8	64,49	86,29	82,23

Список литературы

3. Разработка технологии обогащения исходной оловосодержащей руды Правоурмийского месторождения: Отчет о НИР / Болотин М.Л., Прокопьев С.А., Шульгина М.Е. – Иркутск: ООО ПК «Спирит», 2018. – 134 с.

4. Технологические исследования на пробах руды Правоурмийского месторождения по изучению возможности получения извлечения олова не менее 65% с учетом внедрения в технологическую линию флотационной схемы шламового узла: Отчет о НИР / Болотин М.Л., Прокопьев С.А., Шульгина М.Е. – Иркутск: ООО ПК «Спирит», 2018. – 132 с.

5. Методические рекомендации по применению классификации запасов месторождений и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых. Оловянные руды: Разработаны ФГУ ГКЗ: Утв. распоряжением МПР России от 05.06.2007 г. – 37 с.

УДК 622.73/74

**АНАЛИЗ РЕЗУЛЬТАТОВ ОПРЕДЕЛЕНИЯ КРУПНОСТИ ЧАСТИЦ
РАЗЛИЧНЫМИ МЕТОДАМИ**

Яковлева Т. А.

ФГБОУ ВО «Санкт-Петербургский горный университет», г. Санкт-Петербург, Россия

В настоящее время в практике обогащения используются различные методы определения гранулометрических характеристик: это методы лазерной дифракции, фотооптический метод, центробежная классификация, а так же сухой и мокрый ситовой анализ. Указанные методы применяются в различных диапазонах крупности и часто дают несовпадающие результаты. В данной работе рассматривается анализ гранулометрического состава минерального сырья выполненного на лазерном дифракционном анализаторе размера частиц и при помощи метода мокрого ситового анализа.

Для исследования была взята проба мономинерального сырья, представленная минералом кварц. В дальнейшем проба подверглась измельчению в мельнице объемом 20 литров с получением продукта крупностью 100% менее 75 мкм.

Далее проба была подвержена гидравлической классификации на лабораторной установке гидроклассификации AKW Laborant ZLF 50-CH компании AKW Apparate und Verfahren GMBH (Германия) (рисунок 1) с получением двух продуктов слива и песков (рисунок 2). Параметры разделения представлены в таблице 1[1].



Рисунок 1 – Лабораторная установка гидроклассификации AKW Laborant ZLF 50-CH компании AKW Apparate und Verfahren GMBH (Германия)

Таблица 1 - Параметры разделения на гидроциклонной установке

Диаметр песковой насадки, мм	Диаметр сливной насадки, мм	Температура, °С	Давление на входе в гидроциклон, бар	Диаметр питающего патрубка, мм
7	8	21,6	2,5	6

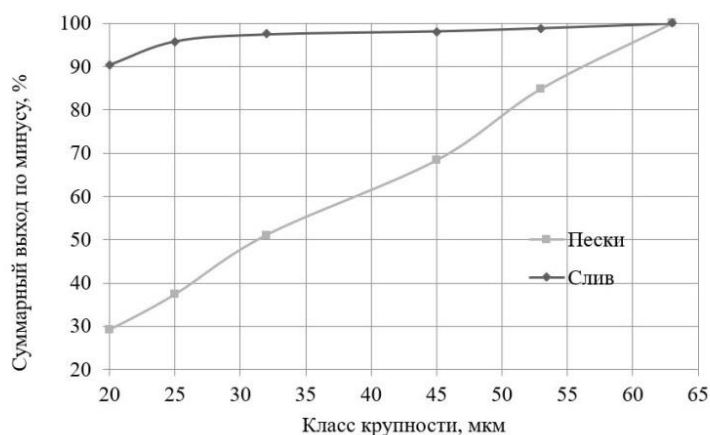


Рисунок 2 – Сводный график продуктов разделения на лабораторной установке гидроклассификации AKW Laborant ZLF 50-CH

Продукты классификации были проанализированы двумя методами: мокрым ситовым анализом и на лазерном дифракционном анализаторе. Данные гранулометрического анализа представлены в соответствии с рисунков 3 и 4.

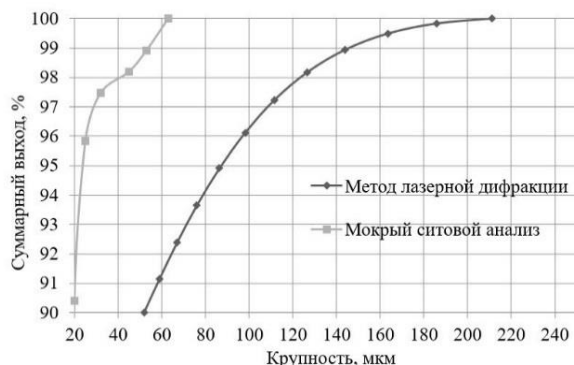


Рисунок 3 – Сводный график результатов гранулометрического анализа пробы слива полученных при помощи мокрого ситового анализа и лазерной дифракции

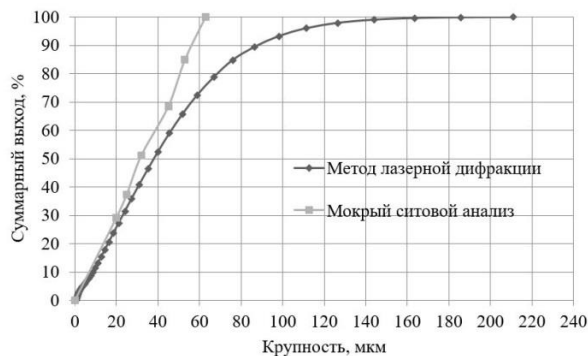


Рисунок 4 – Сводный график результатов гранулометрического анализа пробы песков полученных при помощи мокрого ситового анализа и лазерной дифракции

Мокрый ситовой анализ и лазерная дифракция проводились на ситовом анализаторе компании Kroosh Technologies (Израиль) модель Ultimate Screener MSA-W/D-200 и лазерном дифракционном анализаторе размера частиц Mastersizer 2000 компании Malvern Panalytical Ltd (Англия), представленных на рисунках 5 и 6 соответственно.



Рисунок 5 – Kroosh Technologies (Израиль) модель Ultimate Screener MSA-W/D-200



Рисунок 6 – Лазерный дифракционный анализатор размера частиц Mastersizer 2000

Мокрый ситовой анализ производился на наборе сит с квадратными отверстиями: 63; 53; 45; 32; 25; 20 мкм с расходом промывной воды 3 л/мин [2,3].

Оптические свойства при анализе проб песков и слива на лазерном дифракционном анализаторе размеров частиц Mastersizer 2000 подобраны для минерала кварц из базы данных программного обеспечения данного прибора (SiO_2 - 1.45/0.01). Применение ультразвука не привнесло качественного изменения в гранулометрические характеристики [4].

Анализ гранулометрических составов представленных на рисунках 3 и 4, показывают, что в графиках полученных на лазерном дифракционном анализаторе присутствуют классы крупности превышающие 75 мкм. Для анализа причин присутствия данных классов крупности, была исследована форма и размер частиц при помощи платформы Morphologi G3 компании Malvern Panalytical Ltd (Англия), в котором реализуется метод анализа статических изображений. Прибор проводит измерение размеров частиц в диапазоне от 0,5 до 1000 мкм. Частицы автоматически измеряются, анализируются и классифицируются [5].

В соответствии рисунков 7 и 8 представлены результаты анализа формы и размера частиц, из которых видно, что в пробе песков находятся нехарактерные по крупности частицы (предположительно частицы железа попавшие в пробу при измельчении в шаровой мельнице стальной измельчающей средой), а в пробе слива, наблюдаются агрегатные состояния, состоящие из нескольких частиц слипшихся между собой.

Для корректировки гранулометрических характеристик полученных на лазерном дифракционном анализаторе был предложен фактор конверсии формы. Величина фактора конверсии формы находится экспериментально. Для этого необходимо рассчитать отношение d_1 и d_2 для ряда суммарных выходов и усреднить полученные результаты согласно следующей зависимости:

$$D = \frac{d_1}{d_2}$$

здесь d_1 и d_2 - крупность частиц, определенная по методу мокрого ситового анализа и при помощи лазерного дифракционного анализатора размера частиц соответственно [6,7].

Для корректировки данных гранулометрического состава полученного на лазерном дифракционном анализаторе, необходимо умножить их на фактор конверсии формы для проб слива $D=0,953$ и песков $D = 0,941$.

Полученные гранулометрические характеристики представлены на рисунках 9 и 10 соответственно. Анализ сводных гранулометрических характеристик показал, что после корректировки графики становятся подобными [8].

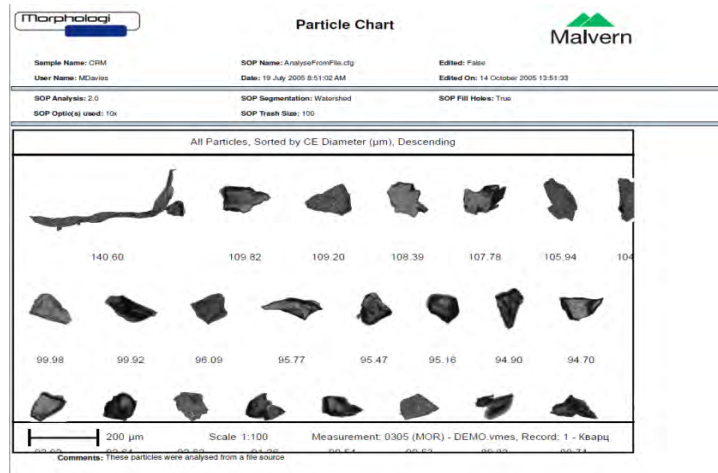


Рисунок 7 – Анализ формы и размера частиц пробы песков с помощью платформы MORPHOLOGI G3 компании Malvern Panalytical Ltd (Англия)

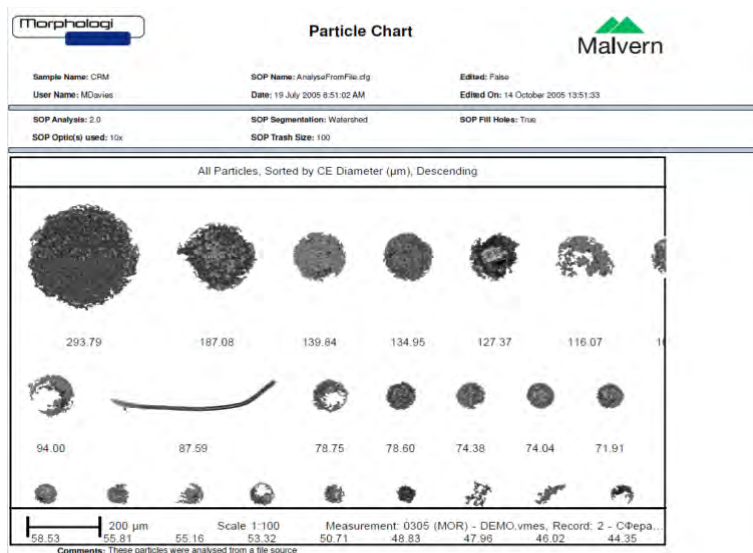


Рисунок 8 – Анализ формы и размера частиц пробы слива с помощью платформы MORPHOLOGI G3 компании KDSI компании Malvern Panalytical Ltd (Англия)

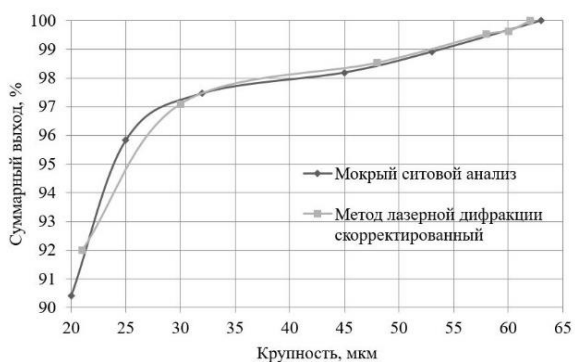


Рисунок 9 – Гранулометрические характеристики пробы слива

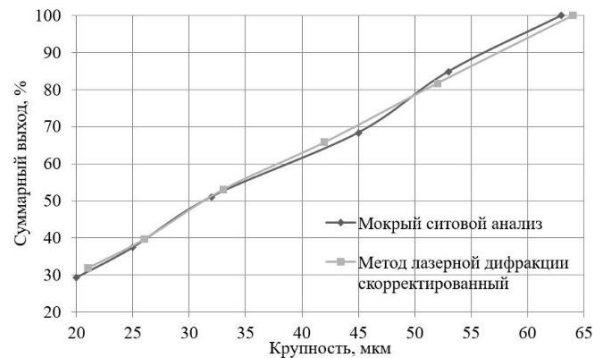


Рисунок 10 – Гранулометрические характеристики пробы песков

Вывод

В данной работе был произведен опыт гидравлической классификации для пробы кварца представленной классом 100% менее 75 мкм, с получением двух продуктов. Гранулометрический состав данных продуктов был проанализирован с помощью мокрого ситового анализа и лазерного дифракционного анализатора размера частиц. При анализе полученных гранулометрических характеристик было выявлено присутствие классов крупности более 75 мкм на гранулометрических характеристиках полученных на лазерном дифракционном анализаторе. Произведен анализ формы и размера частиц данных гранулометрических составов на платформе Morphologi G3, который показал причины наличия классов крупности более 75 мкм. Для согласования гранулометрических характеристик был предложен фактор конверсии формы частиц для проб слива $D = 0,953$ и песков $D = 0,941$. После введения фактора конверсии графики гранулометрических характеристик слива и песков полученные на лазерном дифракционном анализаторе размера частиц и графики полученные при помощи мокрого ситового анализа показали высокую сходимость. Применение фактора конверсии позволяет оперативно определять гранулометрические характеристики для проб кварца при классификации с помощью метода лазерной дифракции.

Список литературы

1. Андреев Е.Е., Тихонов О.Н. Дробление, измельчение и подготовка сырья к обогащению: учебник. СПб.: Издательство СПбГУ, 2007. – 439 с, с.156-182.
2. ГОСТ 24598-81. Руды и концентраты цветных металлов. Ситовый и седиментационный методы определения гранулометрического состава (с Изменением N 1)
3. ISO 9276-1:1998 Гранулометрический анализ. Представление результатов. Часть 1. Графическое представление
4. URL: <https://www.malvernpanalytical.com/ru/products/product-range/mastersizer-range/mastersizer-3000/index.html> (дата обращения 17.03.2019)
5. URL: <https://www.malvernpanalytical.com/ru/products/product-range> (дата обращения 17.09.2019)
6. SME Mineral Processing Handbook. Edited by N.L. Weiss. New York: AIME, 1985
7. Gupta A., Yan D.S. Mineral Processing Design and Operation: An Introduction. Amsterdam: Elsevier Science Ltd, 2006
8. Андреев Е.Е., Львов В.В., Тихонов О.Н. Анализ результатов определения крупности частиц различными методами // Обогащение руд, 2011, №6, с. 30-33

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ЦИКЛОВ ЗАМОРАЖИВАНИЯ-ОТТАИВАНИЯ НА ПРОЦЕСС ДЕЗИНТЕГРАЦИИ ГЛИНИСТЫХ ПЕСКОВ

Ширман Г.В.

ФГБУН Институт горного дела Севера им. Н.В. Черского СО РАН,
Республика Саха (Якутия), г. Якутск, Россия

В связи с сокращением доли легкообогатимых россыпных месторождений практически всех полезных ископаемых, в том числе, таких как алмазы и драгоценные металлы, возникает необходимость ввода в эксплуатацию сложного, трудноперерабатываемого сырья, особенностью которого, зачастую, является высокое содержание глины в песках, осложняющее извлечение полезного компонента.

Существующие системы дезинтеграции с применением традиционного промывочного оборудования для переработки такого сырья не обеспечивает эффективную степень дезинтеграции, достаточной для высвобождения ценных компонентов, что как следствие, приводит к их потерям не только на стадии дезинтеграции, но и на последующих этапах обогащения.

Одним из способов разупрочнения песков перед дезинтеграцией является криогенная обработка. Как установлено отечественными и зарубежными исследователями, в результате воздействия циклов замораживания-оттаивания в материале происходят физико-химические, физико-механические и теплофизические процессы, которые существенно влияют на структуры и текстуры такого дисперсного материала как высокоглинистые пески [1, 2, 3, 4]. Природные условия Крайнего Севера позволяют ввести предварительную обработку материала замораживанием в естественных условиях отрицательных температур без больших финансовых затрат.

Экспериментальные работы посвящены изучению воздействия циклов замораживания-оттаивания глиносодержащих песков при исходной влажности ограниченной от 15% до 25% (область пластичного состояния высокоглинистых материалов) на процесс их дезинтеграции в промывочном барабане.

Исследования проводились на лабораторной модели промывочного барабана, состоящей из глухого барабана 1 с герметичной крышкой 2, установленного на опорные ролики 3, смонтированных на раме 4 с редуктором 5 и электродвигателем 6. Количество оборотов до 24 об/мин, барабан длиной 0,7 м, диаметром 0,4 м с возможностью изменения угла наклона. Схема и общий вид модели представлены на рисунке 1.

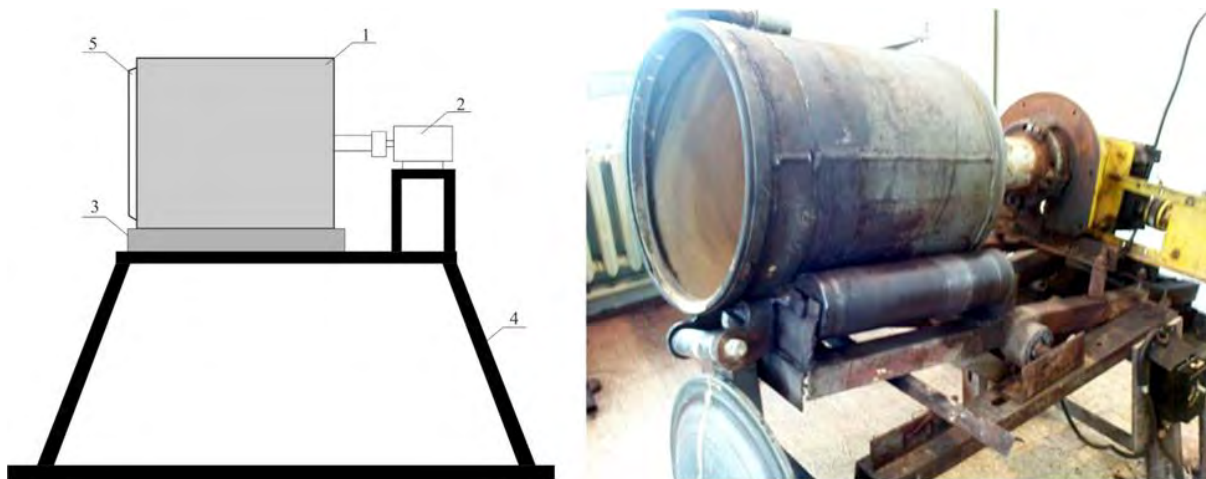


Рисунок 1 – Схема лабораторной модели глухого промывочного барабана

В качестве исходного сырья в экспериментах применялись пески с месторождения р. Б.Куранах (Алданский район, Республика Саха (Якутия), из которого в ручную изготавливались комки сферической формы определенной влажности и гранулометрического состава. Затем образцы загружались в герметичные контейнеры и подвергались циклическому замораживанию в холодильной камере при температуре 253 К и оттаиванию в лабораторном помещении при 273 К. Количество циклов от 1 до 6, время выдержки на промерзание и оттаивание составляло 12-15 часов на каждый этап. Наряду с криогеннообработанными образцами испытанию подвергались образцы в воздушносухом и во влажном состоянии, но не подвергнутыми проморозке.

Исходный образец загружался в лабораторную модель глухого промывочного барабана, в которой предварительно создавалась промывочная среда, состоящая из песчано-глинистой смеси (-5+1 мм 1 кг, глина 1 кг) и с влажностью 50%. Смысл эксперимента заключался в том, исходные пески в процессе вращения барабана могли за счет своих адгезионных свойств при накатывании набирать из промывочной среды материал и затем постепенно терять его. Запускался промывочный барабан и через каждую минуту работы останавливался для выгрузки образца (комка) и его взвешивания. В последующем комок помещался обратно в барабан для продолжения испытаний.

Экспериментальными исследованиями влияния циклов замораживания-оттаивания влагосодержащих глинистых агрегатов на их дезинтеграцию в промывочных машинах барабанного типа было установлено, что в песках, содержащих 50% глинистых примесей при начальной влажности 15% после проморозки-оттайки (достаточно одного цикла) в диапазоне температур от 253 К до 293 К усиливаются адгезионные свойства, которые надолго сохраняются по времени, что препятствует размоканию и разрушению.

В тоже время, в образцах с меньшим содержанием глины 25% и при наличии более грубой фракции -2 мм, после 1 цикла замораживания-оттаивания наблюдается максимальный уровень адгезионных свойств с последующей существенной потерей их в зависимости от количества циклов. Например, если комки прошедшие 1 цикл разрушались к 40 минуте, при этом усиливались их адгезионные свойства, выражающиеся в 30% наборе массы от исходного веса, то после 4 циклов они размокали в течении 2 минут, что исключает формирование плотного окатыша и способствует увеличению эффективности промывки.

На рисунке 2 представлены обобщенные результаты исследований и показано количество циклов необходимых для полного разрушения глинистых комков в зависимости от содержания глины и исходной влажности.

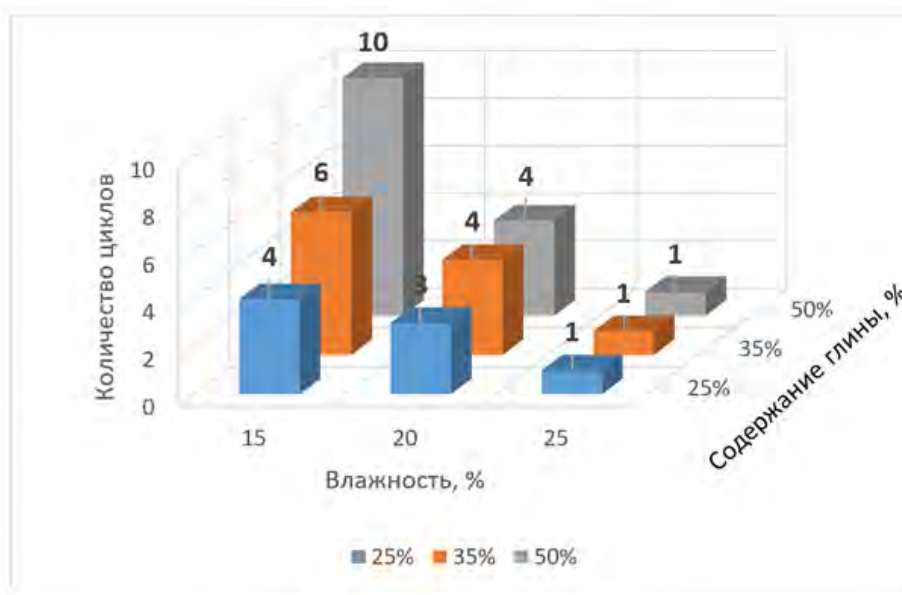


Рисунок 2 – Количество циклов замораживания-оттаивания, необходимых для растворения комка, в зависимости от исходной влажности и содержания глины в песках

Результаты экспериментальных работ показали, что циклические знакопеременные воздействия на глинистые агрегаты оказывают существенное влияние на адгезионные свойства материал при его промывке, увеличение количества циклов сокращает время диспергации и уменьшает интенсивность набора массы комков, что исключает образование в процессе промывки окатышей, и сокращает потери ценных компонентов.

Список литературы

1. Балясников, Г. Г. Исследование размокаемости мерзлого грунта при его оттаивании. / Г. Г. Балясников - Проблемы северного строительства, Красноярск, 1973. - С.163-171

2. Курилко, А. С. Экспериментальные исследования влияния циклов замораживания-оттаивания на физико-механические свойства горных пород. / А. С. Курилко. - Якутск: ЯФ ГУ «Изд-во СО РАН», 2004 - 154 с.

3. Yıldız, M. Effect of freezing and thawing on strength and permeability of lime-stabilized clays // M. Yıldız, A. S. Soğancı - Scientia Iranica. 2012. Vol. 19, Is. 4. - pp. 1013–1017.

4. Zhen-Dong Cui. Mechanical properties of a silty clay subjected to freezing–thawing./ Cui Zhen-Dong, Peng-Peng He, Wei-Hao Yang. - Cold Regions Science and Technology. 2014. Vol. 98. - pp. 26–34.

УДК. 622.767.55

ПНЕВМАТИЧЕСКОЕ ОБОГАЩЕНИЕ ГЕОМАТЕРИАЛОВ В ДВУХВИТКОВОМ ВИНТОВОМ ПНЕВМОСЕПАРАТОРЕ

Лебедев И.Ф., Гаврильев Д.М.

ФГБУН Институт горного дела Севера им. Н.В. Черского СО РАН,
Республика Саха (Якутия), г. Якутск, Россия

Месторождения золота не всегда расположены там, где есть вода, золото есть также в засушливых и пустынных районах. Для крупных месторождений золота задача водоснабжения решается путем прокладки мощных водоводов. Для мелких месторождений, в том числе россыпей это экономически не целесообразно, поэтому добыча золота в безводных районах ведется в основном непромышленным способом. Множество оригинальных устройств для переработки песков без воды были разработаны, но только очень не многие из них были рентабельны и прибыльны при эксплуатации [1,2].

Пневматическое обогащение широко используется при обогащении минерального сырья с низкой плотностью, такого как асбест, уголь, слюда и т.п. [3-6]. Применительно к обогащению тяжелых минералов (золото, платина, касситерит) область пневматического обогащения весьма ограничена. Существующие модели малопроизводительны и используются только при малых объемах переработки.

Таким образом, актуальность работы заключается в разработке простых и эффективных аппаратов с сухих методом обогащения полезных ископаемых высокой и средней плотности.

На основе анализа результатов проведенных нами экспериментальных работ и теоретических исследований возможности пневматического обогащения геоматериалов различной крупности и плотности разработан и изготовлен опытный образец полупромышленного винтового пневмосепаратора на заводе ОАО «Спирит» г. Иркутск (рисунок 1 а) [7-10].

Техническая характеристика полупромышленного винтового пневмосепаратора: высота 2105 мм; наружный диаметр рабочего органа

500 мм; количество витков 3; шаг витка 576 мм; производительность 0,5 т/ч; вес 0,05 т.



а)



б)

Рисунок 1 - Полупромышленный винтовой пневмосепаратор:
а) – трехвитковой; б) – двухвитковой

Проведенные ранние исследования на изготовленном трехвитковом винтовом пневмосепараторе показали относительно низкую степень сокращения измельченного материала. Проанализировав все проведенные экспериментальные исследования, выявили, что воздушно – песчаная смесь не может преодолевать путь разделения в три витка, и крупные легкие частички попадают в концентрат, в связи, с чем уменьшается сокращение. Было принято решение сократить количество витков до двух.

При испытании двухвиткового винтового пневмосепаратора (рисунок 1 б) использовалась смесь измельченной руды и в качестве имитаторов минеральных частиц различной плотностью (вольфрам, чугун, свинец), класс крупности обеих материалов -1,6+1 мм. Испытания проводились при различных скоростях подаваемого воздушного потока, для определения степени извлечения различных минералов в зависимости от скорости воздушного потока. Результаты исследований приведены в таблицах 1-8.

Таблица 1 – Извлечение вольфрама при скорости воздушного потока 12,6 м/с

продукт	выход		Содержание %	Извлечение	
	г	%		г	%
конц	107	12,68	16,82	18	100,00
хв	737	87,32	0,00	0	0,00
Итого	844	100	2,13	18	100

Таблица 2 – Извлечение вольфрама при скорости воздушного потока 14 м/с

продукт	выход		Содержание %	Извлечение	
	г	%		г	%
конц	489	60,15	3,07	15	100,00
хв	324	39,85	0,00	0	0,00
Итого	813	100	1,85	15	100

Таблица 3 – Извлечение вольфрама при скорости воздушного потока 11,6 м/с

продукт	выход		Содержание %	Извлечение	
	г	%		г	%
конц	47	6,81	21,28	10	100,00
хв	643	93,19	0,00	0	0,00
Итого	690	100	1,45	10	100

Таблица 4 – Извлечение чугуна при скорости воздушного потока 12,6 м/с

продукт	выход		Содержание %	Извлечение	
	г	%		г	%
конц	145	25,44	11,03	16	53,33
хв	425	74,56	3,29	14	46,67
Итого	570	100	5,26	30	100

Таблица 5 – Извлечение чугуна при скорости воздушного потока 11,6 м/с

продукт	выход		Содержание %	Извлечение	
	г	%		г	%
конц	460	50,00	20,65	95	86,36
хв	460	50,00	3,26	15	13,64
Итого	920	100	11,96	110	100

Таблица 6 – Извлечение чугуна при скорости воздушного потока 14 м/с

продукт	выход		Содержание %	Извлечение	
	г	%		г	%
конц	350	31,82	8,57	30	30,00
хв	750	68,18	9,33	70	70,00
Итого	1100	100	9,09	100	100

Таблица 7 – Извлечение свинца при скорости воздушного потока 14 м/с

продукт	выход		Содержание %	Извлечение	
	г	%		г	%
конц	135	14,84	7,26	9,8	98,00
хв	775	85,16	0,03	0,2	2,00
Итого	910	100	1,10	10	100

Таблица 8 – Извлечение свинца при скорости воздушного потока 12,6 м/с

продукт	выход		Содержание	Извлечение	
	г	%	%	г	%
конц	140	14,00	7,01	9,82	98,20
хв	860	86,00	0,02	0,18	1,80
Итого	1000	100	1,00	10	100

Таблица 9 – Извлечение свинца при скорости воздушного потока 11,6 м/с

продукт	выход		Содержание	Извлечение	
	г	%	%	г	%
конц	155	16,15	6,45	10	100,00
хв	805	83,85	0,00	0	0,00
Итого	960	100	1,04	10	100

Полученные результаты исследований подтверждают, что разработанный винтовой пневматический сепаратор обеспечивает высокую степень извлечения полезного компонента, возможность сухого обогащения широкого круга полезных минеральных компонентов и может быть рекомендован как для основных процессов обогащения, так и для доводочного цикла.

Так же проведены экспериментальные исследования в измененном двухвитковом винтовом пневмосепараторе на эффективность извлечения и сокращения при различных влажностях материала. Наиболее высокое извлечение достигнуто при скорости воздушного потока 11 м/с.

Результаты исследований представлены на рисунке 2.

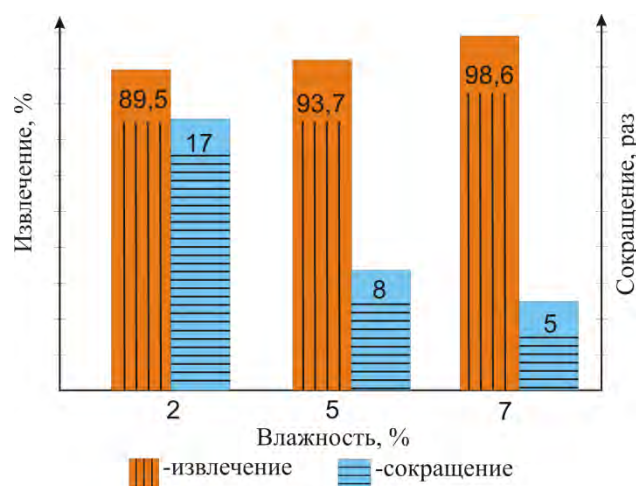


Рисунок 2 – Гистограмма извлечения и сокращения свинца в зависимости от влажности

Из рисунка видно, что при влажности 7% извлечение повышается, но при этом сокращение материала существенно снижается до 5 раз. Высокая

степень извлечения 89,5% и сокращение 17 раз достигнута при влажности материала 2%.

Полученные результаты исследований позволяют сделать вывод, что винтовой пневмосепаратор возможно изготавливать как в трехвитковом варианте, так и в двухвитковом.

Список литературы

1. Валиев Н. Г., Кутенев А. А. Технология сухого обогащения кварц-полевошпатовой руды // Изв. вузов. Горный журнал. – 2011. – № 2. – С. 103–105.
2. Меринов Н. Ф. Особенности пневматических методов обогащения // Изв. вузов. Горный журнал. – 2011. – № 4. – С. 99–109.
3. Kökkılıç O., Langlois R., Kristian E. A design of experiments investigation into dry separation using a Knelson Concentrator // Minerals Engineering. 2015. Vol. 72. pp. 73–86.
4. Kleiv R. Value enhancement of olivine process dust through air classification // International Journal of Minerals, Metallurgy, and Materials. 2012. Vol. 19. Iss. 3. pp. 185–191.
5. Felk A. Fine-Milling and Air Classification of Ceramic Materials by the Dry Method // Glass and Ceramics. 2014. Vol. 71. Iss. 3. pp. 92–95.
6. Firdaus M., O'shea J., Oshitani J., Franks G. Beneficiation of coarse coal ore in an air fluidized bed dry dense-medium separator // Int. J. Coal Prep. Util. 2012. Vol. 32, pp. 276–289.
7. Патент РФ № 2194581, 20.12.2002. Филиппов В.Е., Лебедев И.Ф., Матвеев А.И., Григорьев А.Н. Винтовой пневмосепаратор. 2002. Бюл. №35.
8. Лебедев И. Ф., Гаврильев Д. М. Исследования возможности пневматического обогащения алмазосодержащего сырья в винтовом пневмосепараторе // ГИАБ. – 2016. – №2. – С. 225 – 230.
9. Лебедев И. Ф., Гаврильев Д. М. Исследования эффективности классификации геоматериалов в зависимости от крупности и плотности в опытной конструкции пневматического винтового сепаратора // Изд-во СМИК-Мастер. - Полиграфия. 2015.– С. 66–68.
10. Матвеев А. И., Лебедев И. Ф., Никифорова Л. В., Яковлев Б. В. Моделирование движения частиц в винтовом пневмосепараторе // ГИАБ – 2014. – №10. – С. 172 – 178.

УДК 658.567:669.71+669.054.8

ПОЛУЧЕНИЕ ФТОРИДНЫХ И СУЛЬФАТНЫХ ПРОДУКТОВ ИЗ ВТОРИЧНОГО СЫРЬЯ АЛЮМИНИЕВОГО ПРОИЗВОДСТВА

Шепелев И. И.¹, Головных Н. В.², Чудненко К. В.²

¹НИО ООО «ЭКО-Инжиниринг», г. Ачинск, Россия

²ФГБУН Институт геохимии им. А.П. Виноградова СО РАН, г. Иркутск, Россия

В электролизном производстве алюминия, в отличие от «сухих» методов, улавливающих соединения фтора с помощью глинозема [1], системы «мокрой» газоочистки способны служить источником попутного извлечения сульфатов. В скруббере, орошаемом содовыми растворами, уловленные компоненты конверсируются под действием карбоната натрия в растворимые соединения, которые можно выделять и перерабатывать в полезные продукты. Практика показывает, что при получении фторидных

и сульфатных продуктов растворы газоочистки должны иметь следующий усредненный состав (г/л): Na_2SO_4 - 83,4; NaF - 27,3; Na_2CO_3 - 4,2; NaHCO_3 - 26,1; KF - 2,3; Na_2SiO_3 - 1,1; $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ - 0,5; $\text{Al}_2(\text{SO}_4)_3$ - 0,2 (сухой остаток - 146,0 г/л, pH - 9,65). Существующая проблема заключается в производственной схеме, согласно которой на первой стадии газоочистного цикла производится отделение шламов и синтез вторичного высокомолекулярного криолита. При этом часть ценных веществ может теряться с удаляемыми в отвалы шламами и отложениями. На второй стадии предполагается вымораживание сульфатов в виде мирабилита с последующим возвратом обессоленных растворов в процесс «мокрой» газоочистки. Для перекристаллизации мирабилита в товарный сульфат натрия требуются дорогостоящие установки и значительные расходы на создание «искусственного» холода [2]. При отказе от выпуска сульфата натрия избыток сульфатов удаляется на шламовые карты, где он в результате осветления оборотных растворов превращается вместе с хвостами технологии в дополнительные экологические неликвиды. Проблема получения продуктов из вторичного сырья усугубляется тем, что регенерационный криолит, выделяемый при обработке газоочистных растворов алюминатом натрия, отличается завышенным криолитовым отношением ($\text{KO} = \text{NaF}/\text{AlF}_3 \geq 2,8$), что предопределяет дополнительный расход фторида алюминия при использовании засульфаченного криолита, а также нежелательный рециклинг и потери Na_2SO_4 в электролизерах.

Поиск наиболее эффективных методов получения фторидных и сульфатных продуктов был произведен на основе изучения поведения компонентов в системе газоочистного гидрохимического цикла. Для обоснования физико-химических условий, необходимых для предлагаемой технологии, проводилось компьютерное моделирование процессов переработки отходов газоочистки. Формы и стабильность исследуемых соединений тестировались методом минимизации свободной энергии в термодинамической системе [3]. Распределение компонентов между раствором и твердыми фазами при изучении процессов кристаллизации продуктов уточнялось на основании сопоставления данных моделирования, физических опытов и производственной практики. Порядок экспериментальных исследований, включающий применение спектральных, структурных и гранулометрических методов анализа, соответствовал методике, опубликованной в работе [4].

В ходе технологических исследований установлено, что методом вакуумной кристаллизации [5] из растворов газоочистки может быть выделен концентрат в виде фторидно-сульфатной фазы или двойной соли $\text{NaF} \cdot \text{Na}_2\text{SO}_4$, % масс.: $\text{Na} = 32,8-34,3$; $\text{Al} = 0,3-1,1$; $\text{SO}_4^{2-} = 42,6-45,7$; $\text{F} = 9,3-10,0$; $\text{CO}_2 = 3,2-4,5$; ппп = 4,6-5,2 (по данным РФА в составе двойной соли диагностируются: $\text{NaF} \cdot \text{Na}_2\text{SO}_4$, NaF , $\alpha\text{-Na}_2\text{SO}_4$, $\text{Na}_2\text{CO}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$, Na_2KAlF_6 , $\text{NaF} \cdot \text{Na}_2\text{SO}_4$, $\alpha\text{-Na}_2\text{SO}_4$, NaF , Na_2CO_3). Наиболее эффективным реагентом

для химической конверсии фторидно-сульфатной фазы (условно NaF-Na₂SO₄) служит фторалюминиевая кислота H₂AlF₅, полученная путем растворения навески Al₂O₃ в водном растворе HF (плавиковой кислоте). В суспензию NaF-Na₂SO₄ наряду с раствором H₂AlF₅, добавляется избыток HF, а также сульфат алюминия (до 5%), что позволяет растворить фторидно-сульфатную фазу в водном растворе. При перемешивании и подогреве суспензии был получен фторидно-сульфатный раствор, из которого в процессе кристаллизации выделялись кристаллы фторалюминатов натрия и других соединений. Структура и состав фторалюминатов зависят от соотношения компонентов H₂AlF₅/(NaF-Na₂SO₄), а также соблюдения в растворе значения pH. В процессе конверсии и кристаллизации происходит частичная регенерация плавиковой кислоты за счет реакции обмена с образованием низкомолекулярного хиолита Na₅Al₃F₁₄. Расход реагента - H₂AlF₅ восполняется за счет взаимодействия компонентов - глинозема и HF, а также соединений фтора, выделяемых при переработке отходов алюминиевого производства, в том числе отходов газоочистки, отходов футеровки электролизеров, отходов шламовых полей. Результаты опытов показали, что переработку фторидно-сульфатного раствора с получением полезных продуктов целесообразно проводить в две технологические стадии. При использовании шламов газоочистки (содержат до 45% фторалюминатов натрия, ~ 25% Al₂O₃, остальное – углерод и примеси) в качестве добавки в процесс переработки фторидно-сульфатных растворов достигается эффект регенерации фторалюминиевой кислоты, а также выщелачивание и накопление в растворе ионов алюминия.

Выделение низкомолекулярных фторалюминатов натрия. Данный процесс возможен благодаря тому, что в результате взаимодействия ионов F, Na и Al происходит синтез фторалюминатов натрия, обладающих наиболее низким произведением растворимости (ПР) в исследуемой системе [6]. В ходе исследований установлено, что поддержание кислотной среды в пределах pH ~ 3,8-4,3 позволяет выделить из фторидно-сульфатного раствора при его подогреве до 85-95°C (также необходим ~ 20-30% избыток реагентов) смесь низкомолекулярных фторалюминатов натрия, в которой преобладает хиолит Na₅Al₃F₁₄. По результатам моделирования и лабораторных опытов (табл. 1) установлено, что оптимальным молярным соотношением H₂AlF₅/(NaF-Na₂SO₄) являются значения не ниже, чем (1,5-1,3)/(0,7-0,9). Получаемый осадок имеет низкие значения КО (1,7–2,2), и в отличие от высокомолекулярного криолита Na₃AlF₆ (КО = 3) не содержит избытка натрия, что является его преимуществом при корректировке состава электролитов.

Таблица 1 – Степень изменения рН, содержания компонентов в растворе и твердых фаз в зависимости от мольных соотношений фторалюминиевой кислоты и двойной соли

H ₂ AlF ₅ / NaF·Na ₂ SO ₄ , моль/кг H ₂ O	рН	содержание в растворе, г/ кг H ₂ O				компоненты твердых фаз, г		
		Al	F	Na	SO ₄ ²⁻	AlF ₃	Na ₅ Al ₃ F ₁₄	Na ₃ AlF ₆
1,5 / 0,7	3,07	2,58	7,78	0,27	53,86	5,45	173,28	0,23
1,4 / 0,8	4,12	1,41	4,09	0,31	60,69	2,67	171,27	2,62
1,3 / 0,9	4,67	0,89	2,63	0,34	67,82	1,87	108,51	64,78
1,2 / 1,0	5,23	0,52	1,42	0,42	82,12	0,76	79,33	85,4
1,1 / 1,1	6,89	0,23	0,57	0,5	98,97	0,19	4,91	123,77
1,0 / 1,2	8,53	0,11	0,03	0,56	111,88	0,09	2,03	133,38

Согласно данным табл. 1, взаимодействие фторалюминиевой кислоты с фторидно-сульфатной фазой сопровождается ростом концентрации ионов SO₄²⁻ от 54 до 112 г/кг H₂O. В зависимости от мольных соотношений реагентов происходит изменение рН от 3 до 9,5. По мере увеличения дозировки фторалюминиевой кислоты и снижения рН, избыток реагентов приводит к изменению состава и количества фторалюминиевых ионов, от AlF₆³⁻ до AlF₅²⁻ и AlF₄⁻ (рис. 1а). При соотношениях H₂AlF₅/(NaF·Na₂SO₄) в пределах (1,4-1,2)/(0,8-1,0) создаются условия для полного отделения твердой фазы и осветления раствора. В составе выделяемых фторалюминатов (рис. 1б) снижается содержание криолита и примеси сульфата, в то время как содержание хиолита и фторида алюминия возрастает. При этом мольное соотношение NaF/AlF₃ в твердой фазе варьируется от 3:1 до (2,3-1,6):1 (в среднем КО ~ 2,0).

Нейтрализация технологического раствора и отделение сульфата алюминия. Чтобы обеспечить выделение сульфата алюминия, в обесфторенном растворе требуется накопить избыток ионов алюминия, а также устранить избыточную кислотность. Для создания требуемых соотношений ионов алюминия и сульфат-ионов в растворы первой стадии добавляется шлам газоочистки, а также другие отходы алюминиевого производства, содержащие фторалюминаты, глинозем и сульфаты. В ходе нейтрализации кислого раствора происходит выщелачивание алюминия из твердых отходов. Расход шлама составляет в пределах мольных соотношений Al₂O₃/SO₄ от 0,25:1,0 до 0,5:1,0, а контролируемая плотность пульпы при добавках шлама изменяется от 7,95 до 3,8 ед. Ж:Т.

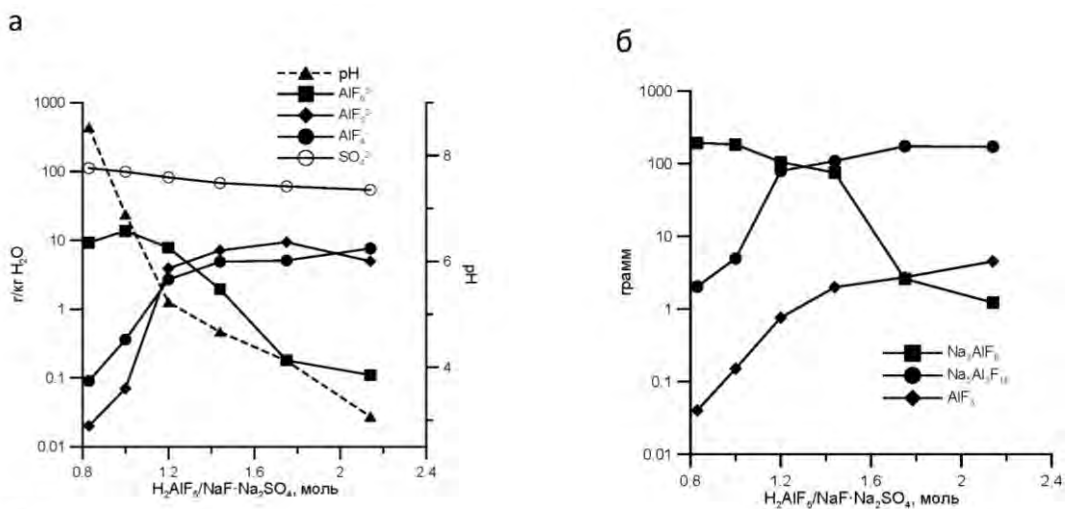


Рисунок 1 – Содержание ионизированных компонентов и твердых фаз в зависимости от мольного соотношения фторалюминиевой кислоты и двойной соли при выделении фторалюминатов из фторидно-сульфатного раствора:
а) Ионы в растворе: левая шкала – SO_4^{2-} , AlF_6^{3-} , AlF_5^{2-} , AlF_4^- , правая шкала – pH
б) Твердые фазы: крупномасштабная шкала – Na_3AlF_6 , $Na_5Al_3F_{14}$, мелкомасштабная шкала – AlF_3

Согласно закономерностям, показанным на рис. 1а, при добавках шлама в растворе существенно возрастает содержание ионов алюминия. При этом повышается значение pH и падает содержание фтора в растворе. В ходе нейтрализации суспензии структуры криолита и алюмината натрия в отходах газоочистки подвергаются перекристаллизации с переходом в низкомолекулярные фторалюминаты натрия ($KO = 1,8-2,2$). Остаточные ионы натрия выделяются в виде дополнительных фторидов (рис. 1б). В результате образования и роста новых фаз наблюдается укрупнение частиц (> 30 мкм), а также расслоение их по физико-химическому составу, что позволяет разделить частицы фтористого и углеродистого осадков и выделить их в отдельные продукты во флотационной ячейке [7].

После удаления осадков отфильтрованный раствор имеет слабо кислую реакцию (pH $\sim 4,8-5,7$) и содержал избыток сульфат-ионов и ионов алюминия. При упаривании раствора происходит концентрирование и взаимодействие ионов с образованием гелеобразного соединения, который сгущается и отделяется от раствора. При последующей кристаллизации в мешалке выделяется осадок водного сульфата алюминия $Al_2(SO_4)_3 \cdot nH_2O$, отвечающий технологии, применяемой в системах водоочистки [6, 8]. Анализ осветленных растворов после отделения осадков и кристаллизации сульфата алюминия показал возможность их повторного использования.

Таким образом, в предлагаемой технологии осуществляются рециклинг отходов алюминиевого производства, содержащих соединения F, Na, Al, а также Na_2SO_4 . В ходе переработки данные отходы последовательно конверсируются в полезные продукты - низкомолекулярные фторалюминаты

(необходимы для электролиза) и сульфат алюминия (ценный коагулянт). Исходным реагентом для конверсии отходов служит приготовленная или регенерируемая из фторсодержащих отходов фторалюминиевая кислота. Добавки шламов газоочистки, содержащих Al_2O_3 , позволяют нейтрализовать остаточный сульфатный раствор, отделить частицы углерода (побочный продукт) и получить $Al_2(SO_4)_2 \cdot nH_2O$. После кристаллизации и выделения продуктов маточные растворы могут быть возвращены в процессы газоочистки и утилизации отходов. Внедрение данной технологии позволяет оптимизировать схему переработки газоочистных растворов и отходов (включая отработанную футеровку и шламы), что повышает экологическую безопасность и снижает потери ценных компонентов в алюминиевом производстве.

Список литературы

1. Nordheim E. Environmental regulations and performance for European smelters // Light Metals 2005. Kvande H., editor. TMS, 2005. P. 275-277.
2. Куликов Б.П., Истомин С.П. Переработка отходов алюминиевого производства. С.-Петербург: Изд. МАНЭБ. 2004.
3. Головных Н.В., Бычинский В.А., Мухетдинова А.В., Шепелев И.И., Чудненко К.В. Использование метода компьютерного физико-химического моделирования при исследовании технологических процессов и систем // Сборник докладов Третьего Международного Конгресса «Цветные металлы-2011». Красноярск, ООО «Версо», 2011. С. 203-210.
4. Головных Н.В., Бычинский В.А., Филимонова Л.М., Чудненко К.В., Шепелев И.И. Повышение эффективности систем газоочистки в алюминиевом производстве. - Известия высших учебных заведений. Цветная металлургия. 2017. № 3. С. 45-55.
5. Решение о выдаче патента по заявке № 2018110201/05(015824) от 22.03.2018. Способ кристаллизации сульфата натрия из растворов газоочистки производства алюминия / Алгебраистова Н.К., Головных Н.В., Шепелев И.И. Заявитель - «СФУ».
6. Шепелев И.И., Головных Н.В., Чудненко К.В., Жижаев А.М. Регенерация сырьевых продуктов из технологического цикла газоочистки алюминиевого производства. В сборнике: Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья. Материалы XXII Международной научно-технической конференции. 2017. С. 239-244.
7. Головных Н.В. Технология комплексной переработки и утилизации углеродсодержащих отходов. - Цветная металлургия, 2009, № 6. - С. 29-37.
8. Гашкова В.И., Воротников А.В., Шафрай В.В., Тимохин В.Е., Савиных М.В. ОАО «Полевской криолитовый завод»: Комплексная переработка флюоритового концентрата. - Екатеринбург, УрО РАН, 2002. – 256 с.

ПРИМЕНЕНИЕ ТЕХНОГЕННЫХ МАТЕРИАЛОВ ДЛЯ СОЗДАНИЯ ПОТЕНЦИАЛЬНО-ПЛОДОРОДНОГО СЛОЯ СУБСТРАТА НА ТЕРРИТОРИИ ШЛАМОВЫХ КАРТ АО «РУСАЛ АЧИНСК»

Шепелев И. И.,¹ Еськова Е. Н.², Немеров А. М.², Орлегова Н. В.², Книга Ю. А.¹

¹НИО ООО «ЭКО-Инжиниринг», г. Ачинск, Россия

²Красноярский государственный аграрный университет, г. Красноярск, Россия

Развитие металлургического промышленного производства связано с формированием больших объемов отходов, накапливающихся в шламонакопителях и приводящих к загрязнению окружающей среды. В последние десятилетия в России и за рубежом активно обсуждаются возможности использования техногенных материалов в качестве компонентов субстратов для рекультивации и восстановления нарушенных земель. Промышленным отходом глиноземного производства в АО «РУСАЛ Ачинск» являются иловые отложения пруда-отстойника сбросных вод теплоэлектроцентрали комбината, которые могут быть рассмотрены в качестве одного из компонентов субстрата при рекультивации поверхности шламовых карт [1]. Илы из пруда-отстойника сбросных вод ТЭЦ содержат значительное количество кремния, кальция и магния. Однако, кроме элементов питания, для нормального роста и развития культурных растений необходимы оптимальные физические условия, обеспечивающие запасы воды и воздуха в субстрате. В агропочвоведении в последнее время считается, что именно физические свойства почв являются лимитирующим фактором не только для развития сельскохозяйственных культур, но и для успешного применения агрохимических, мелиоративных и других почвоулучшающих мероприятий [2]. В качестве почвоулучшающих компонентов субстрата считалось целесообразным рассмотреть применение сапропелевых отложений. Для территории России характерен интенсивный процесс образования сапропелевых отложений. Россия занимает одно из ведущих мест по запасам сапропелей -100млрд.тонн (при 60% влажности). Запасы сапропеля в Сибири изучены слабо. Вместе с тем в Сибири насчитывается десятки тысяч озер и в них выявлено и разведано более 746 месторождений сапропеля (более 12% от всех месторождений в РФ). Запасы сапропеля в Красноярском крае весьма значительны. В Ачинском районе имеется озеро Большое, на дне которого имеются значительные количества донных иловых отложений, содержащих сапропель. Сапропель образуется в особых условиях и отличается уникальным составом. На 40-80% сапропель состоит из органики, а вот остальную его часть составляют такие микроэлементы, как: Co, Mn, Cu, B, Br, Mo, V, Cr, Be, Ni, Ag, Sn, Pb, As, Ba, Sr, Ti, столь необходимые для хорошего развития растений [3]. Состав сапропеля может отличаться в зависимости от типа водоема и условий, его окружающих. Сапропель богато лингиновым гумусом, каратиноидами, фермента-

ми. Кроме того, есть и химические соединения, и элементы, благодаря которым растения хорошо развиваются: Добавление сапропеля в почву заметно улучшает ее как физические, так и химические свойства [4]. Частицы сапропеля в почвосмеси отлично удерживают влагу, поэтому грунт высыхает медленнее и становится возможным более редкий полив. Одновременно с этим немного увеличивается воздухопроницаемость почвы, так как влага в ней концентрируется в илистых комках. Сапропель содержит большое количество соединений кальция (в первую очередь это панцири мелких рачков). В связи с тем, что сапропель является биологически активным материалом, он препятствует развитию болезнетворных бактерий. Таким образом, основными преимуществами применения сапропеля по сравнению с другими компонентами почвы:

- улучшает физических и химических свойств почвы;
- повышает урожайность;
- помогает удерживать влагу в почву;
- очищает почву от бактерий и грибков;
- способствует развитию крепкой и здоровой корневой системы;
- является природным и экологическим продуктом.

Очистка озер от сапропелей одновременно решает проблему их сохранности. Некоторые, особенно бессточные, озера находятся в критическом состоянии и нуждаются в полной или частичной очистке от отложений сапропеля. В этих случаях добыча сапропеля приводит к улучшению экологической обстановки - углублению озерных котловин, а следовательно, улучшает гидрологический, гидрохимический и биологический режим озер.

В настоящее время в АО «РУСАЛ Ачинск» заполнены и выведены из эксплуатации две шламовых карты и требуются реализация проекта их рекультивации. Рекультивация проводится с природоохранной целью, с созданием на участке нарушенных земель устойчивого ландшафта, сопрягающегося с окружающим рельефом, с проведением противоэрозионных мероприятий под посадку растений и деревьев и посевом многолетних трав; засыпки выемок глиной, инертными техногенными грунтами с созданием задернованной поверхности.

В настоящей работе в качестве объекта исследований были приняты ил со дна пруда-охладителя сбросных вод ТЭЦ, сапропель со дна озера Большое Ачинского района и вскрышная порода добычи песка в пойме реки Чулым.

Целью работы являлась разработка технологии приготовления потенциально плодородного субстрата с вовлечением техногенных материалов и местных грунтов для использования при рекультивации шламовой карты АО «РУСАЛ Ачинск».

В проекте консервации шламовой карты АО «Сиб ВАМИ» предусмотрено использование в качестве основного рекультивационного мате-

риала ил со дна пруда-охладителя сбросных вод ТЭЦ АО «РУСАЛ Ачинск». Но необходимо учитывать, что для нормального развития культурных растений необходимы оптимальные физические условия, обеспечивающие запасы воды и воздуха в субстрате. Структура почвы в большой степени зависит от плотности элементарных почвенных частиц, слагающих почву, и от соотношения различных фракций гранулометрического состава [5]. Ил со дна пруда-охладителя сбросных вод ТЭЦ в чистом виде отличается господством глыбистых отдельностей > 10 мм (73%). На долю агрегатов от 10 до 0,25 мм приходится до 11 %. Исследованиями установлена неудовлетворительная оструктуренность иловых донных отложений с пруда –отстойника ТЭЦ . Содержание агрономически ценных фракций в таких илах составляет 27-36% и обусловлена их повышенной глыбистостью.

Химический состав отходов (табл. 1) указывает на то, что ил со дна пруда охладителя сбросных вод ТЭЦ имеет щелочную реакцию среды, очень низкое содержание органического вещества и нитратного азота, высокое количество подвижного фосфора и обменного калия, среднее – марганца.

Таблица 1 – Химический состав ила со дна пруда – охладителя сбросных вод ТЭЦ и вскрышной породы добычи песка

Компонент	рН водной вытяжки	Органическое вещество, %	Фосфор подвижный	Калий подвижный	Mn	N-NO ₃
Ил со дна пруда-охладителя сбросных вод ТЭЦ	8,6	<1,0	72,0	1498,0	237,8	<2,8
Вскрышная порода добычи песка	7,8	<1,0	106,0	81,0	-	<2,8

Вскрышная порода добычи песка в пойме реки Чулым по своим агрохимическим показателям считается наиболее соответствующим нормативным требованиям и может быть применена в качестве компонента субстратов при рекультивации шламовых карт АО «РУСАЛ Ачинск». По своей характеристике вскрышная порода добычи песка близка к илу со дна пруда охладителя сбросных вод ТЭЦ, но отличается менее щелочной реакцией среды, сравнительно низким содержанием форм подвижного калия и отсутствием марганца.

Учитывая выше приведенные характеристики техногенных продуктов, считалось целесообразным рассмотреть возможным применение их смесей с сапропелевыми отложениями в качестве компонентов субстратов для рекультивации шламовых карт.

Отобранные со дна озера Большое пробы сапропеля декантировали, высушивали и затем эти пробы ссыпали на полиэтиленовую пленку, тщательно перемешивали, квартовали, разравнивали на полиэтиленовой пленке в виде квадрата, делили на четыре части, две противоположные части отбрасывали, две оставшиеся части перемешивали и использовали для исследований и анализа. Пробы ила и вскрышной породы готовили аналогично. После квартования подготовленные пробы сапропеля, ила и вскрышной породы использовали для биотестирования.

Анализы проб показали преимущество проб сапропеля над илом со дна пруда-отстойника сбросных вод ТЭЦ по величине водородного показателя и содержанию органического вещества. Исходный сапропель имел рН водной вытяжки 7,7-7,9ед.рН. Ил со дна пруда-охладителя, складированный на шламовой карте №1 имел рН водной вытяжки = 8,6ед.рН. Вскрышная порода добычи песка имела рН водной вытяжки 8,0ед.рН. Учитывая, что по ГОСТ 17.5.1.03-86 норматив рН водной вытяжки в почвогрунте не должен превышать 8,2ед.рН, проводили смешение ила с сапропелем и вскрышной породой добычи песка по различным опытным вариантам.

При химико-токсикологическом анализе сапропеля и предлагаемых смесей на его основе не установлено превышение ПДК по кадмию, свинцу, магнию, меди, марганцу и фтору. Концентрация в изучаемых образцах проб субстратов гораздо ниже установленных нормативов (М-МВИ-80-2008).

Следует отметить в пробе сапропеля очень высокое содержание органического вещества (31,9 %). Высокое содержание органического вещества отмечено также в пробах субстратов сапропеля с вскрышной породой (9,75 %) и смеси сапропеля с илом с пруда-отстойника сбросных вод ТЭЦ в соотношении 9:1 содержание органического вещества находилось на уровне 11,1 %.

Для уточнения результатов анализов субстратов на основе сапропеля были приготовлены 4 пробы :

- образец № 1 – проба сапропеля со дна оз.Большое
- образец № 2 – смесь сапропеля и ила со дна пруда-отстойника в соотношении 9:1
- образец № 3 – проба вскрышной породы добычи песка
- образец № 4- смесь сапропеля и вскрышной породы добычи песка в соотношении 0,25:0,75.

Результаты лабораторных исследований представлены в табл. 2.

Оценивая результаты проведенных исследований почвенных образцов субстратов на основе сапропеля (опыты № 1 – 4) на агрохимические показатели установлено, что практически во всех опытах испытываемых субстратов отмечено высокое содержание органического вещества.

Таблица 2 – Результаты лабораторных исследований проб сапропеля и его смеси с илом и вскрышной породой

Наименование показателя	Ед. изм.	Образцы, результат исследований			
		№1	№2	№3	№4
рН водн. вытяжки	Ед. рН	7,7	7,7	8,0	7,8
Органическое в-во	мг/кг	31,9	11,1	6,94	9,75
Ион бикарбоната в водной вытяжке	Ммоль/100 г	0,33	0,32	0,38	0,33
Ион карбонатов в водной вытяжке	Ммоль/100 г	0	0	0	0
Натрий обменный	Ммоль/100 г	26,1	40,0	27,1	24,9
Хлорид-ион (водорастворимая форма)	Ммоль/100 г	0,73	0,84	0,80	0,66
Сульфаты	Ммоль/100 г	15,0	13,2	1,8	3,7

В пробах субстратов опытов № 1 – 4 рН водной вытяжки соответствует рН практически нейтральной среды.

Данная среда является благоприятной и считается оптимальной, так как основные питательные вещества находятся в доступной форме для растений и для развития микроорганизмов, обогащающих почву азотом. По содержанию питательных веществ и органического вещества по зонам Красноярского края исследуемые пробы почвы №№1-4 характеризуются высоким уровнем плодородия.

Таким образом, данные агрохимического и химико-токсикологического анализа свидетельствует о пригодности для использования в качестве рекультивационного материала для шламовых карт АО «РУСАЛ Ачинск» сапропеля и его смеси с илом со дна пруда-отстойника сбросных вод ТЭЦ. В качестве плодородного слоя рекультивационного материала шламовых карт может быть также использован субстрат сапропеля со дна озера Большое и вскрышной породы добычи песка поймы реки Чулым.

Список литературы

1. Шепелев, И.И. Разработка комплексных мероприятий по фитосанации для восстановления агроэкосистем в промышленном регионе /И.И.Шепелев, Е.Н.Еськова, А.М.Немеров, И.С.Стыглиц, Р.В.Кочетков // Вестник КрасГАУ.-2018. - №5.-С.285-290.
2. Копысов, И.Я. Физическое состояние дерново-подзолистых почв Чепецко-кильмезского водораздела/ А.В. Тюлькин, А.В.Семёнов –М.: Почвоведение. 2009. № 6. – С. 696-700.
3. Батюцкий, Н.П. Микроэлементы и растение. Учебное пособие. - СПб.Издательство Санкт-Петербургского университета. 199.-232с.
4. Семенов, В.М. Почвенное органическое вещество / В.М. Семенов, Когут Б.М. – М.: ГЕОС, 2015. 233 с.
5. Методические рекомендации по анализу факторов, определяющих урожай сельскохозяйственных культур. – М.: ФГНУ «Росинформагротех», 2011. – 312 с.

ЭКОЛОГИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА ТЕХНОГЕННЫХ МАТЕРИАЛОВ ГЛИНОЗЕМНОГО ПРОИЗВОДСТВА ПРИ ИСПОЛЬЗОВАНИИ ИХ В ДОРОЖНОМ СТРОИТЕЛЬСТВЕ

**Шепелев И. И.¹, Еськова Е. Н.², Потапова С. О.², Бочков Н. Н.¹, Немеров А. М.²,
Головных Н. В.³**

¹НИО ООО «ЭКО-Инжиниринг», г. Ачинск, Россия

²Красноярский государственный аграрный университет, г. Красноярск, Россия

³Институт геохимии СО РАН, г. Иркутск, Россия

В последние годы в нашей стране и за рубежом все больше в качестве строительных материалов применяют отходы промышленных предприятий. К качеству используемых техногенных строительных материалов предъявляются определенные требования по прочности и долговечности. Кроме того, применяемые строительные материалы не должны оказывать вредного токсичного действия на окружающую природную среду и человека [1].

В качестве объекта исследований были взяты пробы нефелинового шлама АО «РУСАЛ Ачинск» и его смеси с вскрышными породами Мазульского известнякового рудника. Технология производства глинозема в АО «РУСАЛ Ачинск» основана на комплексной переработке нефелиновой руды Кия-Шалтырского месторождения по способу спекания с известняком и оборотной содой. В процессе переработки нефелиновой руды образуется нефелиновый (белитовый) шлам, который является «хвостовым» продуктом переработки [2]. Ежегодно при производстве глинозема и содопродуктов на Ачинском глиноземном комбинате образуется 6,5 – 6,8 млн.тонн нефелинового шлама. Использование образуемого на комбинате нефелинового шлама в настоящее время ведется очень ограниченными объемами (в пределах 450 тыс.тонн/год) и требует разработки и реализации технических предложений по максимальной утилизации нефелинового шлама, в том числе для дорожного строительства. В последние годы изыскания и исследования в практике дорожного строительства направлены на поиск местных вяжущих техногенных материалов - отходов металлургических производств. Вопросы использования нефелинового шлама в дорожном строительстве приобретают особую актуальность в связи с намеченным на ближайшие годы большим объемом работ по строительству, расширению и реконструкции автомобильной дороги Федерального значения Новосибирск-Иркутск, трасса которой проходит через г. Ачинск и г. Красноярск. ООО «ДПМК Ачинская», работая с нефелиновым шламом, уже довольно давно разработала свою технологию устройства слоев основания с применением данного вида вяжущего. Автомобильные дороги, построенные по описанной технологии, служат значительно дольше, что сокращает затраты на межремонтные сроки.

Проведенные исследования [3] показали, что данным РФА нефелиновый шлак представлен в основном ларнитом (β - Ca_2SiO_4 , $d=2,78$; $2,74$; $2,19$ Å, JCPDS, 29-371) с небольшой примесью ранкинита ($\text{Ca}_3\text{Si}_2\text{O}_7$, $d=5,48$; $3,82$; $3,04$ Å, JCPDS, 23-124). Минеральный состав размещаемого на шламовом поле нефелинового шлама представлен в основном двухкальциевым силикатом (более 80%), в качестве следов до 5% в отвальном шламе присутствуют: алюминаты натрия $\text{Na}_2\text{O}\times\text{Al}_2\text{O}_3$, кальций магниевые силикаты $\text{CaO}\times\text{MgO}\times\text{SiO}_2$, натрокальциевые силикаты $\text{Na}_2\text{O}\times\text{CaO}\times\text{SiO}_2$, гидрогранаты кальция. $3\text{CaO}\times\text{Al}_2\text{O}_3\times\text{SiO}_2\times(6-x)\text{H}_2\text{O}$, кальциевые алюминаты $\text{CaO}\times\text{Al}_2\text{O}_3$ (табл.1).

Таблица 1 – Минералогический состав нефелинового шлама

№ п/п	Наименование компонента	Содержание, %
1	Двухкальциевый силикат	80-85,0
2	Алюминаты	3,5-4,0
3	Оксиды железа	4,0
4	Щелочи	2,2-2,8
5	Магний	1,5

Важную роль при подборе компонентов вяжущих играет изучение гранулометрического состава, который показывает относительное содержание в них частиц с различными размерами [4]. Гранулометрический состав нефелинового шлама представлен в табл.2.

Таблица 2 – Гранулометрический состав нефелинового шлама

Размер фракции, мм	менее 0,01	0,01-0,05	0,05-0,1	0,1-0,25	0,25-0,5	0,5-1,0	1,0-2,0	более 2,0
Содержание фракции, %	1,2	5,7	8,1	20	26	26,6	11,1	1,3

Санитарно-эпидемиологической экспертизой нефелинового шлама по показателям радиационной безопасности, проведенной ФГУЗ «Центр гигиены и эпидемиологии в Красноярском крае», сделано заключение, что удельная активность естественных радионуклидов, содержащихся в нефелиновом шламе, не превышает гигиенический норматив, установленный для отходов промышленного производства, используемых при изготовлении строительных материалов 1 класса и соответственно равна 66,9 Бк/кг при нормативе 370 Бк/кг.

Для приготовления дорожной смеси использовали щебеночную смесь фракции 0-40 мм, которую смешивали с нефелиновым шламом с добавлением активных добавок. По данным РФА щебень представлен в ос-

новном кальцитом (CaCO_3 , $d=3,86$; $3,03$; $1,912 \text{ \AA}$, JCPDS, 47-1743). В подчиненных количествах (до 10% от основной фазы) присутствуют кварц (SiO_2 , $d=4,26$; $3,34$; $1,818 \text{ \AA}$, JCPDS, 5-490), доломит ($\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2$, $d=2,89$; $2,20$; $2,01 \text{ \AA}$, JCPDS, 36-426) и каолин ($\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_5(\text{OH})_4$, $d=7,19$; $3,59$; $1,47 \text{ \AA}$, JCPDS, 6-201). Возможно наличие небольших количеств клинохлора ($(\text{Mg,Al})_6(\text{Si,Al})_4\text{O}_{10}(\text{OH})_8$, JCPDS, 16-351) и гриналита ($\text{Fe}_3(\text{Si}_2\text{O}_5)(\text{OH})_4$, JCPDS, 39-337).

При уплотнении во влажном состоянии нефелиновый шлам текущего производства и щебеночно-песчаная смесь обладают способностью преобразовываться в монолитный водостойкий материал и дальнейшему набору прочности во времени [5]. Исследование прочностных свойств образцов, приготовленных из данных смесей, показали, что при этом дорожная смесь с нефелиновым шламом обеспечивает высокую прочность образцов по срокам твердения: соответственно, для 7 суток – $4,1 \text{ МПа}$, 14 суток – $7,8 \text{ МПа}$, 28 суток твердения – $9,7 \text{ МПа}$.

Вместе с тем, считалось целесообразным изучить влияние нефелинового шлама и его смеси со щебнем на окружающую среду придорожной полосы при использовании их в качестве компонента дорожных одежд.

В основу определения класса токсичности используемых материалов, добавок, промышленных отходов и загрязняющих веществ, образующихся в результате производства дорожно-строительных материалов, положено понятие класса токсичности материала, который определяется расчетным или экспериментальными методами. Оценка токсичных свойств и определение класса опасности нефелинового шлама первоначально была проведена расчетным методом в соответствии с «Критериями отнесения опасных отходов к классу опасности для окружающей природной среды», утверждёнными приказом Министерства природных ресурсов РФ от 15.06.01г. №511. Согласно Заклчению ФГУ «ЦЭКА» по определению класса опасности отходов АГК нефелиновый шлам отнесен к 5 классу опасности (не опасные отходы). В дальнейшем аккредитованной лабораторией АНО «Экспертно-аналитическим центром по проблемам окружающей среды «ЭКОТЕРРА» г.Москва экспериментальным методом биотестирования изучался состав нефелинового шлама на предмет установления его токсичных свойств и определения класса опасности для окружающей природной среды и было подтверждено отнесение нефелинового шлама также к 5-му классу опасности. Изучение химического состава влажного нефелинового шлама, размещаемого на шламохранилище проводилось с привлечением аккредитованной лаборатории ЦИЛ АО «РУСАЛ Ачинск». В контрольный период с мая - по август 2017г., были отобраны пробы нефелинового шлама с карты №2 шламохранилища и проведен его химический анализ. Результаты химического анализа нефелинового шлама приведены в табл.3.

**Таблица 3 – Химический состав нефелинового шлама.
Среднее содержание компонентов в шламе (% мас.)**

Контрольный период, месяц 2018г.	ппп	SiO ₂	CaO	MgO	Fe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	R ₂ O	Na ₂ O	K ₂ O
Май	3,57	29,54	53,72	1,64	3,96	3,51	2,71	2,05	1,00
Июнь	3,39	29,51	53,73	1,61	4,07	3,84	2,56	1,93	0,95
Июль	3,61	29,30	53,67	1,68	4,11	3,98	2,57	2,00	0,87
Август	3,54	29,28	53,55	1,85	4,20	3,90	2,62	2,03	0,81
Среднее значение	3,52	29,40	53,67	1,69	4,08	3,81	2,61	2,00	0,91

Как показал химический анализ нефелинового шлама, проведенного в контрольный летний период 2017 года по составу, он практически идентичен шламу, отобранному в 2008г. аккредитованной лабораторией АНО «ЭКОТЕРРА». Тяжелые металлы в пробах нефелинового шлама не отмечены.

В лаборатории Красноярского ГАУ экспериментальным методом по результатам определения токсического действия водной вытяжки из отходов изучался состав нефелинового шлама и его смеси со щебнем на предмет установления их токсичных свойств. Результаты исследований показали, что содержание алюминия в водной вытяжке шлама находилось на уровне 54 мг/дм³, а в водной вытяжке его смеси со щебнем снижалось до 18,5мг/дм³. Аналогичная картина наблюдалась и по содержанию в данных пробах калия и натрия, содержание которых снижалось в 1,5-2 раза соответственно. Перманганатная окисляемость проб смеси нефелинового шлама со щебнем находилась на уровне 31 мг/дм³, в то время как для водной вытяжки пробы нефелинового шлама была выше 100мг/дм³. Учитывая, что в западных районах Красноярского края в основном присутствуют кислые почвы, при вводе в них нефелинового шлама обеспечивается поглощение катионами почвы кальцийсодержащих соединений, что способствует их раскислению и снижению образования вредных растений [6]. Вместе с тем, из результатов анализа видно, что значения рН водной вытяжки шлама находятся на очень высоком щелочном уровне и являются критическими, поэтому изучение влияние данного параметра на экосистемы прилегающих территорий, в дальнейших исследованиях следует продолжить.

Таким образом, проведенные исследования показали, что нефелиновый шлак является нетоксичным отходом и отнесен к 5-му классу опасности (неопасные отходы) для окружающей природной среды. Это подтверждает заключение аккредитованной лаборатории. Удельная активность естественных радионуклидов, содержащихся в нефелиновом шламе, не превышает гигиенический норматив, установленный для отходов промышленного производства, и поэтому он может быть использован при из-

готовлении строительных материалов. Содержание алюминия, калия и натрия в водных вытяжках дорожных смесей значительно снижалось по сравнению с пробами одного нефелинового шлама.

Учитывая, что в последние десятилетия в российской и зарубежной научной литературе [7] активно обсуждаются возможности использования техногенных материалов и отходов промышленного производства в качестве компонентов дорожных одежд, данная работа является актуальной для таких металлургических предприятий, как АО «РУСАЛ Ачинск», имеющих большие объемы размещения нефелинового шлама.

Список литературы

1. Обзорная информация о передовых отечественных и зарубежных технологиях и дорожно-строительных материалах / М-во трансп. Российской Федерации, Федер. дор. агентство (Росавтодор). - М., 2005. - 95 с.

2. Сахачев, А.Ю. Перспективные направления обеспечения ОАО «РУСАЛ Ачинск» глиноземсодержащим сырьем / Сахачев А.Ю., Шепелев И.И., Дашкевич Р.Я., Кожевников В.А. // Сборник докладов VI Междун. Конгресса «Цветные металлы и минералы -2014»- 16-19 сентября 2014г.-Красноярск, 2014-с.278-283.

3. Shepelev, I. Technology of underway clothing building with using of alumina industrial waste/ I.Shepelev, N.Bochkov, A. Zhyzhaev //Journal of Siberian University: Engineering and Technologies.-2015.-№8.-Р.1070-1082.

4. Бескровный В.М. Применение нефелинового шлама для строительства оснований автомобильных дорог в условиях Сибири. – дисс. канд.техн.наук. – Омск, 1983. – 122 с.

5. Шепелев, И.И. Применение отходов промышленных предприятий в дорожно-строительных технологиях / И.И. Шепелев, А.Н. Анушенков, Р.Я. Дашкевич, В.А.Кожевников //Сборник научных трудов «Современные технологии освоения минеральных ресурсов» – Красноярск, Сибирский Федеральный университет, Издательский центр библиографического издательского комплекса СФУ, 2013, выпуск 11, 344 с. - С.292-297.

6. Шепелев, И.И. Использование нефелинового шлама в качестве мелиоранта на кислых почвах / И.И.Шепелев, Е.Н.Еськова, И.С.Коротченко // Успехи современной науки.-2016, №7,-т.2.-С.96-99.

7. Обзорная информация о передовых отечественных и зарубежных технологиях и дорожно-строительных материалах / М-во трансп. Российской Федерации, Федер. дор. агентство (Росавтодор). - М. 2005. – 95 с.

УДК669.2

К ВОПРОСУ О КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКЕ ЭВДИАЛИТОВОГО СЫРЬЯ

Балашова О. М.

ФГАОУ ВО Национальный исследовательский технологический университет
«МИСиС», г. Москва, Россия

Важным условием модернизации промышленного комплекса России в настоящее время является создание конкурентоспособных предприятий по производству редких и редкоземельных металлов. Большое потребле-

ние редких и редкоземельных металлов связано с развитием таких отраслей промышленности, как телекоммуникации, компьютерные технологии, крекинг нефти, катализаторы и постоянные магниты, полупроводники и наноматериалы, сверхпроводники и специальные сплавы, оборонная промышленность и атомная энергетика, медицина и химическая промышленность и много другое.

Область применения редкоземельных металлов (далее РЗМ) и редких металлов постоянно расширяется. Перспективный прогнозируемый мировой рост потребления РЗМ составляет 8–11% в год.

В России производство редких металлов было сосредоточено на Кольском полуострове – Ковдорское месторождение бадделеита (циркониевый концентрат), Ловозерское месторождение лопарита-апатитовых руд (Мурманская область). В Томской области – Туганское месторождение циркон-ильменитовых песков, которые кроме циркония, гафния и титана содержат скандий, тантал, лантан, церий, самарий, ниодим. В последнее время в Томской области введен в эксплуатацию горно-обоганительный комбинат по производству ильменитового, цирконового и рутилового концентратов. В Тамбовской области – месторождение «Центральное» ильменит-рутил-циркониевых песков самое большое в России. Это новое месторождение, по нему разработано технико-экономическое обоснование проекта, проводятся мероприятия по организации опытно-промышленных испытаний технологии переработки титан-циркониевых песков. /1, 2/.

Наращивание производства редких и редкоземельных металлов является важным условием модернизации промышленности и повышения эффективности экономики.

Для этого необходимо не только начинать разрабатывать новые месторождения, но и осваивать переработку новых видов сырья, внедрять комплексные технологии

Эвдиалитовые руды Ловозерского массива являют собой практически неограниченные запасы циркония, ниобия, титана, РЗМ, марганца. Содержание РЗМ в эвдиалите превышает их содержание в лопарите и апатите. Суммарное содержание РЗМ в эвдиалите может достигать 4,0 %.

Эвдиалит – сложный натриево-кальциевый цирконосиликат, основные составляющие которого образуют трехмерный каркас, химическую формулу которого можно представить следующей формулой:



Эвдиалит – хрупкий, немагнитный, оптически анизотропный, легкоплавкий минерал. Твердость эвдиалита по Моосу 5-5,5; плотность минерала 2,8 – 3,0 г/см³. Температура плавления составляет 950–1000°C. Основные сопутствующие минералы: эгирин, нефелин, полевые шпаты, лампрофиллит (или астрофиллит). Обогащение таких пород можно проводить с помощью электромагнитной сепарации. Попутно можно получать эгири-

новый и нефелин-полевошпатовый концентраты, которые находят применение в промышленности.

В результате проведенной электромагнитной сепарацией эвдиалитовой руды Ловозерского массива получен эвдиалитовый концентрат (далее концентрат) состав, которого представлен в таблице 1 в расчете на оксиды указанных элементов.

Таблица 1 – Состав эвдиалитового концентрата

Zr общ	Zr к.р.	Al	Ca	Ti	Fe	PЗМ	Nb	Si	K, Na	Mn	Прочие
8,25	8,1	4,68	9,9	0,68	6,8	2,1	0,88	46,8	16,5	2,0	1,41

Результаты химического анализа показали, что содержание диоксида циркония, способного растворяться в кислоте составляет 98,2%, что соответствует и литературным данным /3/.

Минералогический состав концентрата представлен в таблице 2.

Таблица 2 – Минералогический состав концентрата

Минерал	Формула	Содержание, %
Эвдиалит	$\text{Na}_4(\text{Ca,Ce})_2(\text{Fe,Mn,Y})(\text{Zr,Nb})_2[\text{Si}_3\text{O}_9][\text{Si}_9(\text{O,OH})_{27}]\text{Cl}$	79,9
Эгирин	$\text{NaFe}(\text{Si}_2\text{O}_6)$	6,8
Нефелин	$\text{Na}_2\text{O}\cdot\text{Al}_2\text{O}_3\cdot 2\text{SiO}_2$	5,1
Полевые шпаты		4,4
Лампрофиллит	$\text{NaSr}_2\text{Ti}_3(\text{O,OH,F}_2)_2(\text{SiO}_4)_4$	3,6
Прочие		0,2

Известно, что эвдиалит легко разлагается кислотами. Целью ранее проводимых исследований было извлечение циркония /4/, позднее – извлечение и других ценных компонентов /5/.

Целью настоящих исследований было изучение влияния концентрации серной кислоты и добавки сульфата аммония на извлечение и распределение ценных компонентов эвдиалита (Zr, Nb, Mn, PЗМ и др.) между раствором и осадком.

Концентрация серной кислоты изучали в интервале 10-94%, при соотношении 120% от стехиометрического для образования сульфатов калия, натрия, алюминия, кальция, PЗМ, циркония и титана. Навеску концентрата смешивали с расчетным количеством серной кислоты заданной концентрации и перемешивали при комнатной температуре в течение 60 минут. Затем раствор отфильтровывали с помощью вакуумного насоса. Осадок дважды промывали небольшим количеством воды. Промывные воды смешивали с фильтратом и анализировали. При концентрациях кислоты 40 – 60% происходил сильный разогрев реакционной массы и ее полное обезвоживание с образованием рассыпчатого сульфатного продукта. При этом

температура реакционной массы поднималась до 120 – 150°C. Полученные сульфаты выщелачивали водой при т:ж=1:2 в течение часа. Раствор отфильтровывали и промывали.

На рисунке 1 представлены зависимости извлечения в раствор Zr, Nb PЗМ и Si при различной концентрации серной кислоты.

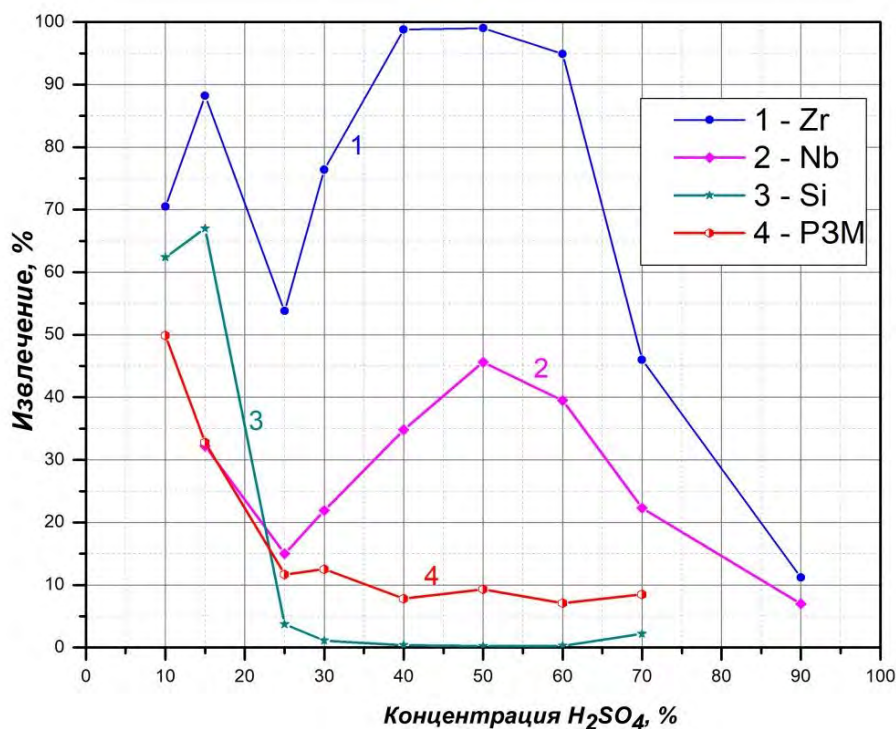


Рисунок 1 – Влияние концентрации серной кислоты на извлечение Zr, Nb, PЗМ и Si

Как видно, при концентрации кислоты 10 – 20% извлечение компонентов неполное. А при концентрации кислоты 25% наблюдается минимум извлечения вследствие образования объемного многоводного геля, который, обволакивая частицы концентрата, препятствует их разложению. Максимальное извлечение циркония и ниобия в раствор достигается при концентрациях кислоты 40 – 60%. При этом меняется характер реакционной массы. Анализ раствора после водного выщелачивания и промывки осадка показал, что извлечение Zr составляет 95-97%, Nb – 35 – 45% . При этом наблюдается практически полное отделение кремния. Редкоземельные элементы на 7 – 9% переходят в раствор, остальные PЗМ остаются в осадке.

При более высокой концентрации серной кислоты ее реакционная способность падает, что объясняет снижение извлечения циркония и ниобия в раствор.

Влияние сульфата аммония изучали в надежде повышения извлечения ниобия в раствор в виде двойных солей с аммонием при сульфатизации концентрата 50% раствором серной кислоты. Известно, что при пере-

работке лопаритового концентрата добавление сульфата аммония приводит к образованию хорошо растворимых двойных сульфатов ниобия. /6/. Выбор сульфата аммония объясняется тем, что кремний, составляющий около 50% эвдиалитового концентрата, не образует с сульфатом аммония устойчивых солей, в отличие от натрия или калия.

Эксперимент проводили следующим образом: навеску концентрата помещали в корундовый тигель, добавляли раствор сульфата аммония, затем вводили концентрированную серную кислоту в количестве 120% от стехиометрического. Количество воды для приготовления раствора сульфата аммония брали из расчета получения 50%-ной концентрации серной кислоты при сульфатизации. Реакционную массу перемешивали 5 минут до загустевания и помещали в муфельную печь, разогретую до 230°C на 4 часа. После охлаждения сульфатный продукт выщелачивали водой при т:ж =1:2 в течение 30 минут при перемешивании. Раствор отфильтровывали, дважды репульпировали при том же соотношении Т:Ж. Промывки смешивали с раствором и анализировали.

Влияние сульфата аммония в количестве от 15 до 70% от массы концентрата показано на рисунке 2.

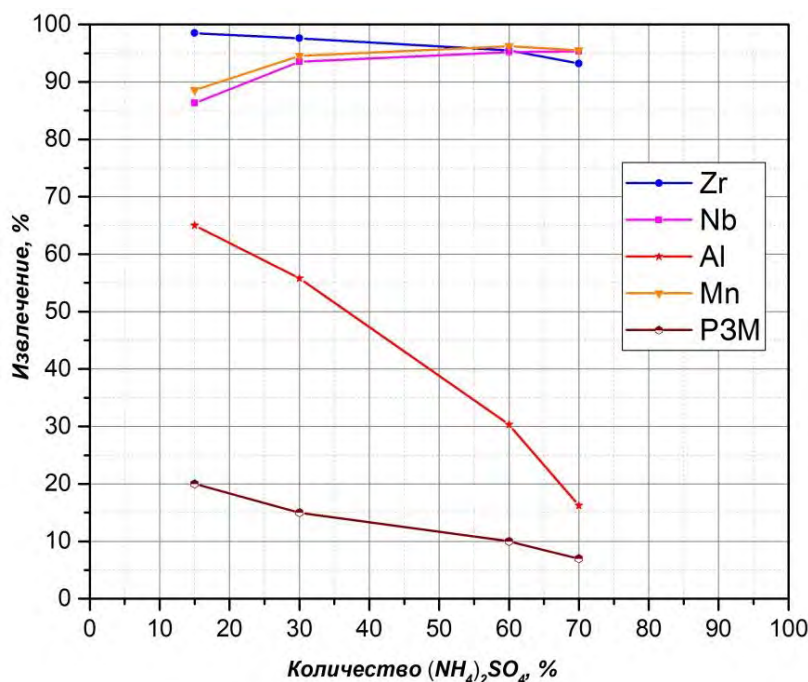


Рисунок 2 – Влияние количества сульфата аммония на извлечение Zr, Nb, PЗМ, Al и Mn

Как видно из рисунка добавление 60% сульфата аммония от массы концентрата повышает извлечение ниобия до 95,2%, марганца – до 96%, при этом извлечение циркония составляет 95,5%.

Добавление сульфата аммония приводит к значительной очистке раствора от примеси алюминия, что связано с небольшой растворимостью двойного сульфата алюминия и аммония.

Таким образом, добавление сульфата аммония при сульфатизации позволяет практически полностью извлечь цирконий, ниобий и марганец в раствор, сконцентрировать РЗМ в осадке и далее извлекать отдельно металлы из раствора и осадка.

Выводы

1. Проведено обогащение эвдиалитовой руды Ловозерского месторождения с получением концентрата, содержащего 8,25% циркония, 2,1% РЗМ, 0,88% ниобия, 0,68% титана.

2. Изучено влияние концентрации серной кислоты на извлечение циркония, ниобия, РЗМ и кремния в раствор. Установлено, что наиболее рациональным является применение серной кислоты с концентрацией 40–60% с получением обезвоженного сульфатного продукта. После водного выщелачивания сульфатного продукта достигается полное извлечение циркония в раствор и его очистка от кремния. Основная масса РЗМ при этом концентрируется в осадке.

3. Изучено влияние количества сульфата аммония на повышение извлечения ниобия и марганца в раствор и его значительная очистка от алюминия. Установлено, что извлечение циркония, ниобия и марганца составляет соответственно 95,5%, 92,6% и 95,2% при сульфатизации концентрата 50%-ной серной кислотой добавление 60% сульфата аммония от массы концентрата. Полученный раствор полностью очищен от примеси кремния и значительно от алюминия и может быть использован для отдельного извлечения марганца, циркония и ниобия.

4. Установленный режим сульфатизации эвдиалитового концентрата позволяет 90% РЗМ сконцентрировать в кремнеземистом осадке с последующим их извлечением.

Список литературы

1. А.Е. Самонов, Сырьевые приоритеты скорейшего возрождения и устойчивого развития редкоземельной промышленности в России, Цветные металлы, 2012, № 3, с. 24–27.

2. Никишина Е.Е., Дробот Д.В., Лебедева Е.Н. Ниобий и тантал: состояние мирового рынка, области применения, сырьевые источники. Часть 2. Известия вузов. Цветная металлургия, 2014;(1): 29 – 41.

3. Захаров В.И., Майоров Д.В., Алишкин А.Р., Матвеев В.А. О причинах недоизвлечения циркония при кислотной переработке Ловозерского эвдиалитового концентрата. Известия вузов. Цветная металлургия, 2011, №5, с. 26 – 31.

4. Лебедев В. Н. Сернокислотная технология эвдиалитового концентрата // Журн. прикл. химии. 2003. Т. 76, № 10. С. 1601–1605.

5. Захаров В. И., Скиба Г. С., Соловьев А. В., Лебедев В. Н., Майоров Д. В. Некоторые аспекты кислотной переработки эвдиалита, Цветные металлы, 2011, № 11, с. 47–51.

6. Зеликман А.Н., Коршунов Б.Г. Металлургия редких металлов, 2-е изд., перераб. и доп. — М.: Металлургия, 1991. — 432 с.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ТИТАНОМАГНЕТИТОВОЙ РУДЫ ГУСЕВОГОРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ФИЗИЧЕСКИМ МЕТОДОМ

Бузмаков В. Н., Володина Ю. В.

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

Качканарский горно-обогатительный комбинат разрабатывает Гусевогорское месторождение (ГГМ) титаномагнетитовых малотитанистых ванадийсодержащих руд, которое является составной частью одноименного пироксенитового массива, в свою очередь входящему в Качканарский габбро-пироксенитовый комплекс. [1]. Руда месторождения представляет собой совокупность минералов в тесном срастании друг с другом, образовавшиеся в результате застывания ультраосновной магмы и последующих метасоматических процессов. Рудные минералы – магнетит, титаномагнетит и ильменит. Нерудные минералы – моноклинный пироксен (диаллаг), амфибол, оливин, плагиоклаз. Вторичные минералы – серпентинит, хлорит, цоизит, пренит, эпидот, вторичный магнетит.

Текстура титаномагнетитовых руд не однородна по размеру зерен рудного минерала. Абсолютные размеры вкрапленников титаномагнетита колеблются в широких диапазонах от 0,001 мм в дисперсно-вкрапленных рудах, до 10,0 мм во крупновкрапленных. Большое разнообразие гранулометрического состава руд определяется непостоянством магнитных свойств магнетитов, слагающих рудную фазу. Содержание железа в руде составляет всего 15-17%. Поэтому, чтобы получить концентрат, содержащий 60-62% железа, его предварительно обогащают методом магнитной сепарации [2].

Для оптимальной работы магнитообогатительной фабрики, кроме содержания железа в руде используются так же данные о её технологических свойствах, так называемый «Показатель обогатимости» (ПО). Данный показатель информирует о содержании железа в магнитной фракции руды, измельченной до крупности 85% класса -0,071мм. Проводится на трубчатом анализаторе типа 25Т-СЭМ («трубка Дэвиса»). Для производства важным показателем является доля железа в производимом концентрате, которая определяется техническими условиями на выпускаемый концентрат. Получая своевременную информацию о технологических свойствах руды, обогатительная фабрика может регулировать долю железа в выпускаемом концентрате путем изменения нагрузок на стержневые мельницы. Механизм следующий. При высоком значении ПО нагрузки увеличиваются, что снижает время нахождения сырья в мельнице, крупность продукта возрастает, сохраняя долю магнетита в концентрате. При снижении ПО уменьшаются нагрузки, время размола увеличивается, ситовка уменьшается, и доля магнетита остается в соответствии с требованиями СТО.

Время обработки пробы и проведения магнитного анализа, а также последующего химического анализа магнитной фракции составляет более 3 часов. Так как проба перед магнитным анализом измельчается, просеивается через сито, а после магнитного анализа транспортируется в химическую лабораторию и анализируется. Руда за это время проходит полностью цикл обогатительного передела, и повлиять на технологию обогащения уже практически невозможно. Изменение технологических режимов производится с запозданием [3].

Для решения данной задачи (определения ПО) быстрее, авторы предлагают использовать измерение остаточной намагниченности ферромагнетиков. Суть данного явления заключается в том, что под действием магнитного поля ферромагнитные материалы намагничиваются и после снятия магнитного поля сохраняют остаточную намагниченность, которую можно измерить различными способами [4].

Титаномагнетит, обладающий ферромагнитными свойствами способен намагничиваться и сохранять намагниченность в течение длительного времени. При кристаллизации титаномагнетита в магматическом очаге и снижения его температуры ниже точки Кюри, он под действием магнитного поля Земли получает определённые магнитные свойства, в том числе он обладает остаточной намагниченностью [5]. Если же вновь воздействовать на титаномагнетит сильным магнитным полем, то его магнитные свойства снова изменятся.

На этом принципе и основан данный метод. Измеряем намагниченность руды (J_1). При воздействии сильного магнитного поля (до 1,5 тесла) намагниченность руды изменяется (J_2). Полученная остаточная намагниченность (J_{2-1}) выше на какую-то величину, которая зависит от коэрцитивной силы. При уменьшении крупности частиц ферромагнетиков коэрцитивная сила возрастает, соответственно изменяется остаточная намагниченность. Измеряя намагниченность вещества до намагничивания и после, мы получаем, эту величину, которая зависит от крупности частиц вещества, в данном случае зерен титаномагнетита [5].

Для этого был использован прибор ПСМ (прибор Белявского Ю.В.), который используется для определения содержания магнитного железа в исходной руде. Этот прибор состоит из четырех катушек, собранных в мостовую измерительную схему. Для замеров используется датчик из двух катушек (соленоидов) длина которых в несколько раз больше диаметра, создавая внутри однородное поле. При этом измеряемый образец в кювете из немагнитного материала помещается в центр, в той части катушки, где силовые линии параллельны. Кроме того, в схему включен компенсационный датчик из двух катушек. Благодаря этому устраняются погрешности измерения от температуры, наведенных Э.Д.С. и т.д. Для намагничивания использована группа постоянных магнитов высокой напряженности ($H = 1,5 \text{ Тл}$).

Практическими измерениями установлено, что ПО, определенный с помощью «трубки Дэвиса» прямо зависит от некоей расчетной величины; определяемой как доля железа, которая может войти в магнитную фракцию. То есть практически тот же показатель обогатимости (ПО_ф), рассчитанный по данным остаточной намагниченности руды (рис.1).



Рисунок 1 – Зависимость ПО, определённого ПСМ, от ПО определённого магнитным анализом

Так как на величину остаточной намагниченности влияет так же величина первоначальной намагниченности (т.е. доля железа магнетита Fe_{mg}), то уравнение расчета ПО_ф для руд Гусевогорского месторождения имеет вид

$$ПО_{ф} = 3,037(J_{2-1} / J_1) * Fe_{mg} + 62,509$$

Расчет можно производить и без коэффициентов, но в таком виде информация будет сложно восприниматься технологами цеха обогащения, привыкшими к определенным показателям.

На работу прибора оказывают влияние масса пробы, её крупность. Экспериментальным путем установлено, что масса пробы на Гусевогорском месторождении титаномагнетитовых руд должна быть не менее 1,5 кг, при крупности 0,1-10 мм. При использовании данного метода на других месторождениях уравнения могут быть другими, так как на магнитные свойства руд оказывают влияние такие факторы как состав примесей, условия кристаллизации и т.д.

Список литературы

1. Бузмаков В.Н., Володина Ю.В. Влияния массовой доли ильменита в руде Гусевогорского месторождения на качество производимого концентрата. //Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: материалы XXIII МНТК, прово-

димой в рамках XVI Уральской горнопромышленной декады. – Екатеринбург: Изд-во «Форт Диалог-Исеть», 2018. С. 174-177.

2. Макушев С.Ю. и др. Дробильно-обогащительная фабрика ОАО «ЕВРАЗ КГОК»//Горный журнал № 9/1 2013 г. 13-16 с.

3. Козин, В. З. Контроль технологических процессов обогащения. - Екатеринбург: Изд-во. УГГУ, 2005.- 302 с.

4. Нагата Т. Магнетизм горных пород. – М., Недра. 1965. – 345 с.

5. Фоминых В.Г. и др. Петрология и рудогенезис Качканарского массива. – Свердловск: УНЦ АН СССР, 1987. 184 с.

6. Кифер И. И., Испытания ферромагнитных материалов, 3 изд., М.: Энергия, 1969 360 с.: ил.

УДК 622.765.061

ВЛИЯНИЕ РАСТИТЕЛЬНОГО МОДИФИКАТОРА НА ФОРМИРОВАНИЕ АДСОРБЦИОННОГО СЛОЯ ДИТИОКАРБАМАТА НА СТИБНИТЕ ПРИ ФЛОТАЦИИ ЗОЛОТО-СУРЬМЯНЫХ РУД

Матвеева Т. Н., Громова Н. К.

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

Сурьма принадлежит к малораспространенным элементам. Кларк сурьмы для земной коры $(2-5) \times 10^{-5}$ %. Главным сурьмяным минералом, имеющим промышленное значение, является сульфид сурьмы - стибнит (антимонит) Sb_2S_3 , присутствующий почти во всех генетических типах сурьмяных месторождений. Кроме традиционных сульфидных антимонитовых, антимонит-золото-бертьеритовых сурьмяных руд, интерес представляет попутная сурьма золотоносных руд (Олимпиадинское, Ключюс, Россия) [1-3]. Схема переработки золото-сурьмяных руд определяется характером связи золота с рудными и породообразующими минералами. В том случае, когда золото непосредственно связано с минералами сурьмы, схема обогащения руды предусматривает получение коллективного золото-сурьмяного концентрата. Возросший спрос на сурьму делает проблему получения высококачественных сурьмяных концентратов из комплексных золотосодержащих руд еще более актуальной.

В практике флотации золото-сурьмяных руд, обычно применяются собиратели – ксантогенаты, дитиофосфаты, иногда в сочетании с тионокарбаматами, активатор - сульфат меди, для подавления флотации арсенопирита, пирита, пирротина – известь [4]. Разработанные и апробированные в ИПКОН РАН новые собиратели, в частности, модифицированный дитилдитиокарбамат и растительные модификаторы показали эффективность их применения для повышения извлечения благородных и цветных металлов из труднообогатимых золотосодержащих руд [5-6]. Для селекции пирита от арсенопирита был разработан способ с использованием экстрак-

та коры дуба (ЭКД) в сочетании с ксантогенатом и оксипропиловым эфиром диэтилдитиокарбаминовой кислоты ОПДТК (Патент РФ 2397025), который способен обеспечить получение золотопиритного концентрата с содержанием мышьяка менее 2% [7].

Цель работы – исследование влияния реагента-модификатора таннина, входящего в состав большинства растительных экстрактов, на адсорбционный слой собирателя на поверхности стибнита в условиях флотации золото-сурьмяных руд с применением методов сканирующей лазерной и электронной микроскопии.

Исследования выполнены на аншлифах и измельченных фракциях стибнита Олимпиадинского месторождения. Химический состав стибнита, %: Fe - 0,3; S - 18,26; As - 0,027; Cu - 0,017; Sb - 48,52; прочие – 33.

В качестве растительного модификатора использован раствор таннина. Собиратель – модифицированный диэтилдитиокарбамат натрия (ДЭДТКм). Модифицированный диэтилдитиокарбамат натрия выбран в качестве селективного по отношению к золотосодержащим сульфидам собирателя, благодаря комплексообразующим свойствам входящих в его состав компонентов – ДЭДТК и ОПДТК [5-6].

Методы исследования — оптическая, конфокальная лазерная, аналитическая электронная, сканирующая зондовая микроскопия, УФ-спектрофотометрия. Сканирующий лазерный микроскоп KEYENCE с модулем анализа поверхности VK-9700 позволяет производить бесконтактное измерение рельефа поверхности минералов и размеров адсорбированных фаз реагентов. На электронном микроскоп LEO-1420 VP INCA-350 определены элементный состав микро- и нанофаз реагентов на поверхности минералов.

Таннин имеет характеристические полосы поглощения в УФ-области при 275 нм и 212 нм. По разнице исходной и остаточной концентрации реагента в растворе в соответствии с законом Буггера–Ламберта–Бера определена величина адсорбции таннина и ДЭДТК на минерале.

При контакте 1г стибнита (-0,1+0,063 мм) с раствором таннина (20 мг/л) в течение 10 мин на минерале адсорбировалось реагента - 0,06 мг/г. Адсорбция ДЭДТК из водного раствора с концентрацией 4,84 мг/л на стибните составила 96,87 мкг/г (100 % от исходного).

При предварительной обработке минеральной суспензии активатором флотации сульфатом меди (CuSO_4) и последующим кондиционировании с реагентом ДЭДТК в спектре жидкой фазы суспензии не обнаружен характеристический максимум светопоглощения ДЭДТК при длинах волн 282 и 257 нм, т.е. ДЭДТК полностью адсорбировался на стибните (рисунок 1а, спектр 5). Последующее добавление таннина показало, что таннин частично адсорбируется на стибните, а оставшийся в жидкой фазе таннин образует комплексное соединение с медью, о чем свидетельствует полоса светопоглощения 317-320 нм ($D=0,192$), характерная для танната меди, при

этом образование ДЭДТК-Cu (261 нм) не наблюдается (рисунке 1б, спектр 5).

Методами сканирующей лазерной и аналитической электронной микроскопии адсорбционный слой реагентов исследован на микро- и наноуровне. В результате были получены изображения адсорбированных фаз ДЭДТКм и таннина на поверхности стибнита и арсенопирита.

С применением оригинальной методики анализа изображений поверхности минералов сканирующей лазерной микроскопией с использованием программного обеспечения VK-Analyzer определена площадь поверхности минерала, покрытой реагентами [6].

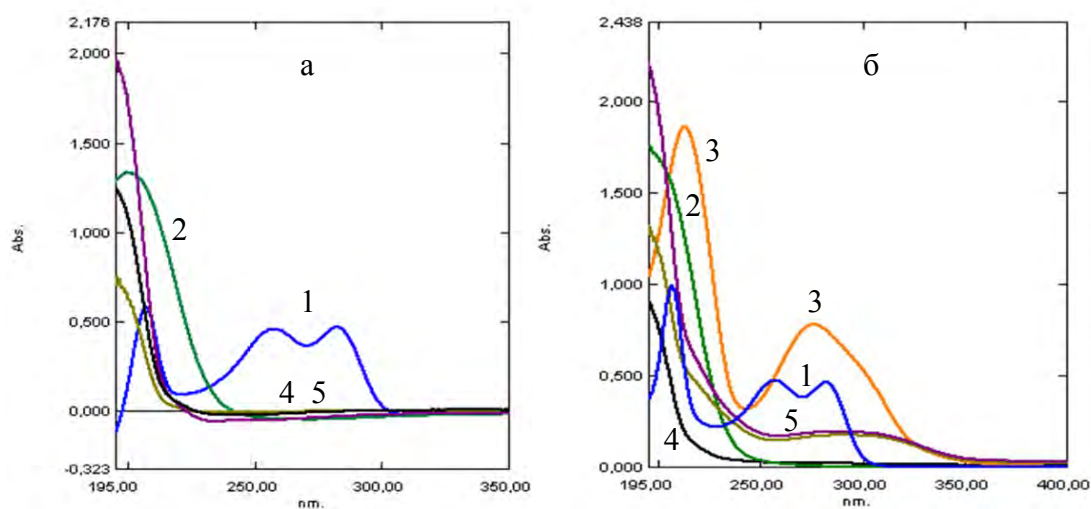


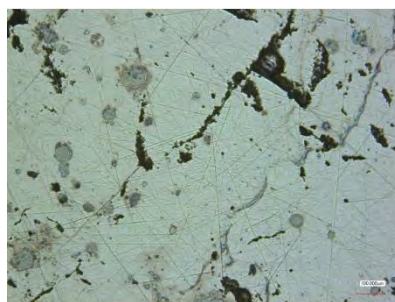
Рисунок 1 – УФ спектры жидкой фазы суспензии стибнита после обработки сульфатом меди и ДЭДТК (а) и последующей обработки таннином (б)
1 – ДЭДТК; 2 – CuSO₄; 3 – таннин; 4 – фон; 5 – жидкая фаза суспензии

Степень покрытия реагентами поверхности стибнита, последовательно обработанного ДЭДТКм и таннином, составила 5,3% (рисунок 2). Таннин не образует плотное покрытие на стибните и не десорбирует дитиокарбамат с поверхности минерала, что обеспечивает активную флотацию сульфида сурьмы.

Предварительная обработка аншлифа стибнита сульфатом меди, а затем реагентом-собирателем ДЭДТКм приводит к образованию на его поверхности новой фазы в виде дендритов светло-коричневого цвета (рисунок 3), что является результатом взаимодействия диэтилдитиокарбамата с медью, адсорбировавшейся на стибните.

Аншлифы минералов исследовались также с помощью растрового электронного микроскопа LEO 1420VP с энергодисперсионным анализатором INCA OXFORD ENERGY 350, позволяющим проводить элементный микроанализ различных участков аншлифа, в том числе фаз реагентов, адсорбированных на поверхности.

Изображение аншлифа
стибнита



Минерал	Площадь поверхности, мкм ²		Степень покрытия реагентом, %
	минерала	покрытой реагентом	
Стибнит	4988706	266373	5,3

Рисунок 2 – Площади поверхности стибнита, покрытой реагентами ДЭДТКм и таннином. Лазерный микроскоп KEYENCE VK-9700. Увеличение 10X

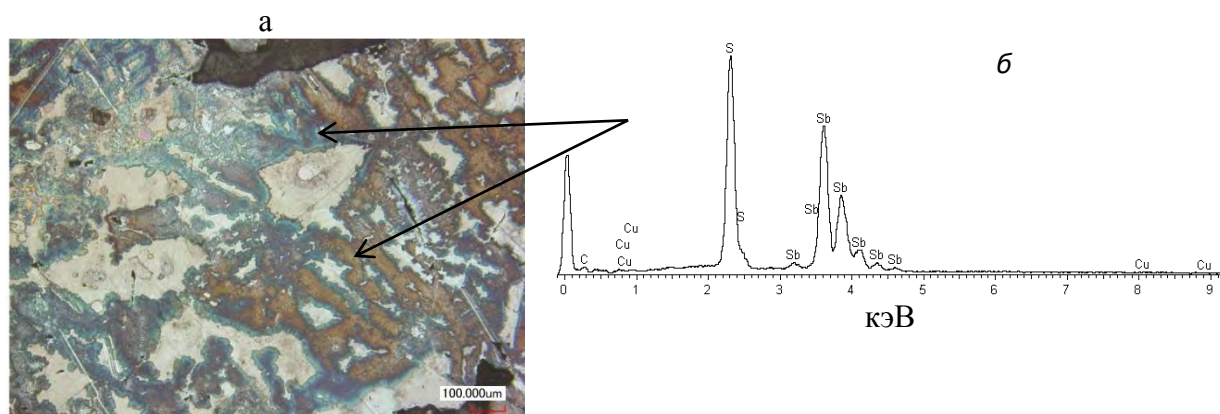


Рисунок 3 – Изображение аншлифа стибнита (а) после взаимодействия с сульфатом меди и реагентом ДЭДТКм (лазерный микроскоп KEYENCE VK-9700) и рентгеновский спектр (б)

На микрофотографиях аншлифов стибнита после последовательной обработки сульфатом меди и реагентом ДЭДТКм видны участки, покрытые вновь образованной фазой дендритов, рентгеновские спектры которых содержат пики сурьмы, серы и меди (рисунок 3, б), а на участках темных округлых пятен рентгеновские спектры характеризуются повышенным содержанием углерода С и серы S, что свидетельствует об адсорбции углерод- и серосодержащего органического реагента с образованием диэтилдитиокарбамата меди.

Последующая обработка стибнита таннином не десорбирует дитиокарбамат меди, поверхность минерала по-прежнему покрыта пленкой дендритов светло-коричневого цвета. Микрофотография и рентгеновский

спектр стибнита после взаимодействия с таннином аналогичны приведенным на рисунке 3.

Выводы

В результате выполненного исследования установлено, что таннин не взаимодействует с сурьмой, не адсорбируется на поверхности стибнита и, вследствие этого, не снижает его флотуемость диэтилдитиокарбаматом, что может благоприятно сказаться на отделении стибнита от арсенопирита при флотационном разделении коллективного золото-сурьмяного концентрата при обогащении комплексных золото-сурьмяных руд. На стибните зафиксированы лишь частичные адсорбированные фазы таннина, занимающие до 5 % поверхности и исчезающие при отмывке водой и не препятствующие его извлечению в концентрат. В то же время таннин подавляет флотацию арсенопирита и обеспечивает эффективное отделение его от стибнита при селекции коллективного золото-сульфидного концентрата.

Список литературы

1. Об утверждении методических рекомендаций по применению классификации запасов месторождений и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых // Министерство природных ресурсов Российской Федерации / Распоряжение от 5 июня 2007 г. N 37-р.
2. Курков А.В., Соложенкин П.М., Щербакова С.Н. Комплексная переработка золото-сурьмяных руд месторождения Кючус, республика Саха (Якутия) // Цветные металлы. 2013. № 4 (844). С. 18-22.
3. Саломатова С.И., Матвеев А.И. Результаты технологических исследований золото-сурьмяной руды месторождения "Сентачан" // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2009. № S15. С. 84-91.
4. Соложенкин П.М. Развитие принципов выбора реагентов для флотации минералов сурьмы и висмута // Доклады Академии наук. 2016. Т. 466. № 5. С. 559.
5. Матвеева Т.Н., Громова Н.К., Ланцова Л.Б. Исследование адсорбции таннинсодержащих органических реагентов на стибните, арсенопирите и халькопирите при флотации комплексных золотосодержащих руд // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2016. – № 3. – С.134-142.
6. Матвеева Т.Н., Громова Н.К., Минаев В.А. Количественная оценка адсорбционного слоя комбинированного диэтилдитиокарбамата на халькопирите и арсенопирите методом измерения параметров рельефа поверхности // Цветные металлы. – 2018. – № 7. – С.27-32.
7. Патент РФ № 2397025. Способ разделения пирита и арсенопирита / В. А. Чантурия, Т. А. Иванова, Т. Н. Матвеева, Н. К. Громова, Л. Б. Ланцова // Опубл. в БИ. — 2010. — № 23.

ПОВЫШЕНИЕ КОНТРАСТНОСТИ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИХ И ФЛОТАЦИОННЫХ СВОЙСТВ ПИРРОТИНА И ПЕНТЛАНДИТА ПРИ ВОЗДЕЙСТВИИ ВЫСОКОВОЛЬТНЫХ НАНОСЕКУНДНЫХ ИМПУЛЬСОВ

Хабарова И.А., Бунин И.Ж.

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

Для повышения селективности раскрытия минеральных комплексов и контрастности технологических свойств минералов используются различные виды энергетических воздействий на минералы и минеральные суспензии: электрохимическая, СВЧ-, электроимпульсная, магнитно-импульсная обработка, воздействие ускоренными электронами, мощными наносекундными электромагнитными импульсами (МЭМИ) и другие виды воздействий [1]. Изучение механизмов изменения структурно-химических свойств геоматериалов при воздействии электромагнитных импульсных полей высокой напряженности с целью обоснования возможности и эффективности применения МЭМИ для повышения контрастности физико-химических и флотационных свойств сульфидных минералов является важной научно-технической задачей. Применительно к сульфидным медно-никелевым рудам Норильского промышленного района (НПР) представляется перспективным использование МЭМИ в качестве предварительной операции для подготовки минерального сырья к последующему процессу флотации.

В работе представлены экспериментальные данные о структурно-химических преобразованиях поверхности пирротина ($Fe_{1-x}S$) и пентландита ($(Fe,Ni)_9S_8$) при воздействии МЭМИ, а также влиянии электроимпульсной обработки на технологические показатели флотации при обогащении медно-никелевой руды месторождения Талнахское (НПР).

Электромагнитную импульсную обработку минералов проводили на лабораторной установке (ИПКОН РАН; НПФ ФОН, Рязань). Длительность (видео-)импульсов не превышала 10 нс; напряженность электрического поля $\sim 10^7$ В/м; энергия в импульсе – 0,1 Дж; частота повторения импульсов – 100 Гц; время обработки минеральных проб изменялось в интервале $t_{обр.} = 5-100$ с для различных образцов ($N_{имп.} = 5 \cdot 10^2$ до 10^4 импульсов).

МЭМИ вызывают изменение структурного состояния, химического и фазового состава поверхности, сорбционных и флотационных свойств пирротина и пентландита [2]. При импульсном воздействии одновременно с процессами дезинтеграции и вскрытия тонкодисперсных минеральных комплексов происходит последовательное окисление поверхности сульфидов с образованием тонкой окисной пленки, покрывающей новообразования с различной сложной морфологией [1, 2]. Физико-химическими мето-

дами диагностируется появление элементарной серы, сульфатов и оксидов двух- и трехвалентного железа [1-3]. В [2, 3] установлены рациональные параметры и условия предварительной импульсной обработки сульфидов, при которых происходит повышение эффективности флотационного разделения пирротина и пентландита.

На рисунке 1 представлены экспериментальные данные о влиянии МЭМИ на электрохимические свойства (электродный потенциал) сульфидных минералов, согласно которым электродный потенциал пирротина при кратковременной импульсной обработке $t_{обр.} = 10$ с ($N_{имп.} = 10^3$) сдвигался в направлении отрицательных значений (рисунок 1а). Максимальная разница значений электродного потенциала до и после обработки ($\Delta\varphi_{max}$) составила 73 мВ и достигалась в щелочной среде при рН 10. Электродный потенциал пентландита при обработке $t_{обр.} = 10$ с сдвигался в сторону повышения положительных значений при рН 5,5÷8,7 (рисунок 1б). В диапазоне значений рН от 8,7 до 11 потенциал поверхности пентландита после обработки МЭМИ снижался на ~10 мВ.

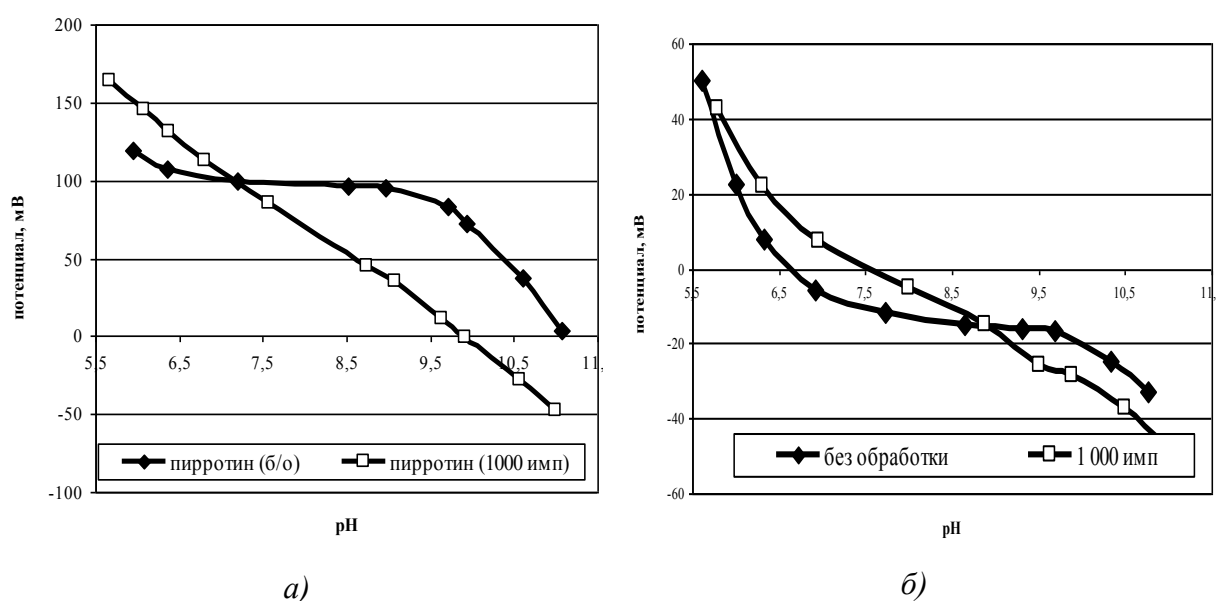


Рисунок 1 – Влияние МЭМИ на электродный потенциал пирротина (а) и пентландита (б): белые точки – обработка МЭМИ; черные – без обработки

Поскольку электродный потенциал поверхности минерала в значительной степени определяет энергетическое состояние поверхности, а значит и ее сорбционные свойства, изучали эффект влияния МЭМИ на сорбцию бутилового ксантогената калия (БКс) на поверхности исследуемых минералов. Минимальная сорбция реагента БКс (снижение на 17 %) на поверхности пирротина обнаружена при кратковременном режиме импульсного воздействия $t_{обр.} = 10$ с (рисунок 2а), что согласуется с данными по

влиянию МЭМИ на электродный потенциал минерала: резкий сдвиг электрохимического потенциала пирротина в область отрицательных значений (рисунок 1а) вызывал снижение сорбции анионного собирателя на минерале. Максимум сорбции БКс на пентландите обнаружен при режиме воздействия $t_{обр.} = 10$ с (рисунок 2б).

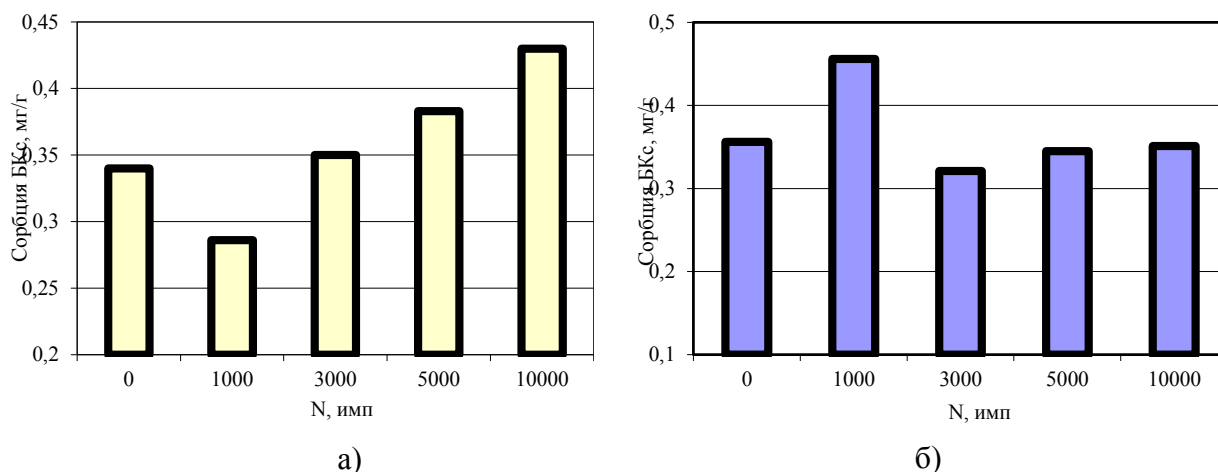


Рисунок 2 – Влияние МЭМИ-обработки на сорбцию БКс на пирротине (а) и пентландите (б)

В результате электромагнитной импульсной обработки минералов электродный потенциал пирротина вследствие образования оксидов (гидроксидов) и сульфатов железа сдвигался в сторону отрицательных значений, что вызывало снижение сорбции ксантогената и, как следствие, уменьшение флотационного извлечения минерала (рисунок 3), тогда как электродный потенциал пентландита приобретал более положительные значения за счет дополнительного образования элементной серы, что вызывало увеличение сорбции БКс и, как следствие, повышение извлечения сульфида никеля.

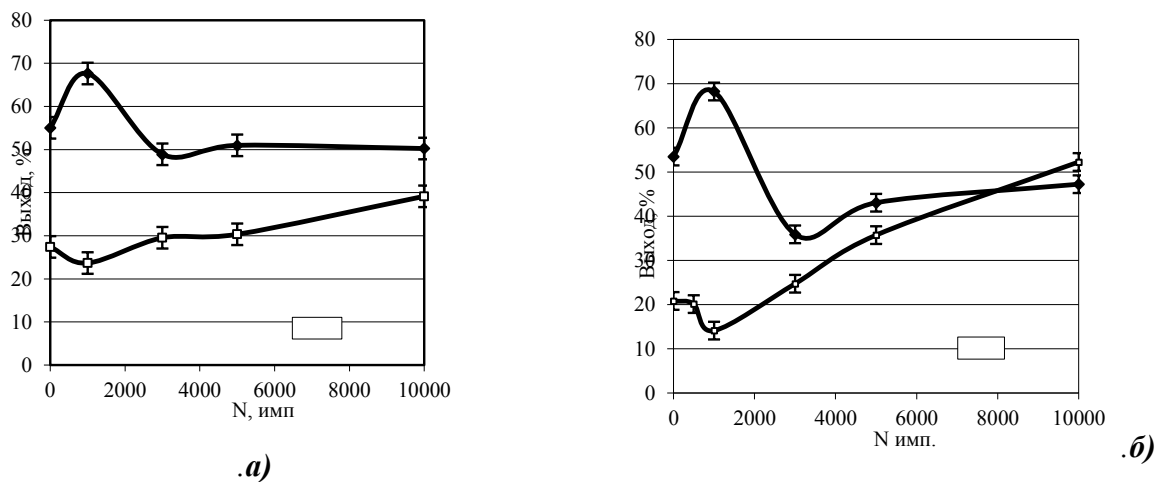


Рисунок 3 – Влияние воздействия МЭМИ на флотуемость пентландита и пирротина при pH 10,5 в присутствии БКс (а) и его сочетания с ДМДК (б)

Максимум снижения флотуемости пирротина наблюдался при обработке МЭМИ в течение 10 с; далее с увеличением $t_{обр.}$ флотуемость пирротина увеличивалась, по-видимому, вследствие роста количества элементарной серы на поверхности. Для пентландита максимальный выход минерала в пенный продукт флотации достигался при $t_{обр.} = 10$ с (рисунок 3а) вследствие роста количества элементарной серы на поверхности и повышения электродного потенциала сульфида. Электромагнитная импульсная обработка пирротина и пентландита и введение при флотации диметилдитиокарбамата натрия (ДМДК) вызывали повышение селективности флотационного разделения минералов ($\Delta\varepsilon = 35\%$ без обработки МЭМИ; $\Delta\varepsilon = 55\%$ при $t_{обр.} = 10$ с) (рисунок 3б).

Для проведения экспериментов по рудной флотации использовали пробу пирротинсодержащей медно-никелевой руды Талнахского месторождения. По данным минералогического анализа руда на 80–85% состояла из сульфидов. Технологическая схема исследования и реагентный режим флотации богатой медно-никелевой руды приведены на рисунке 4.

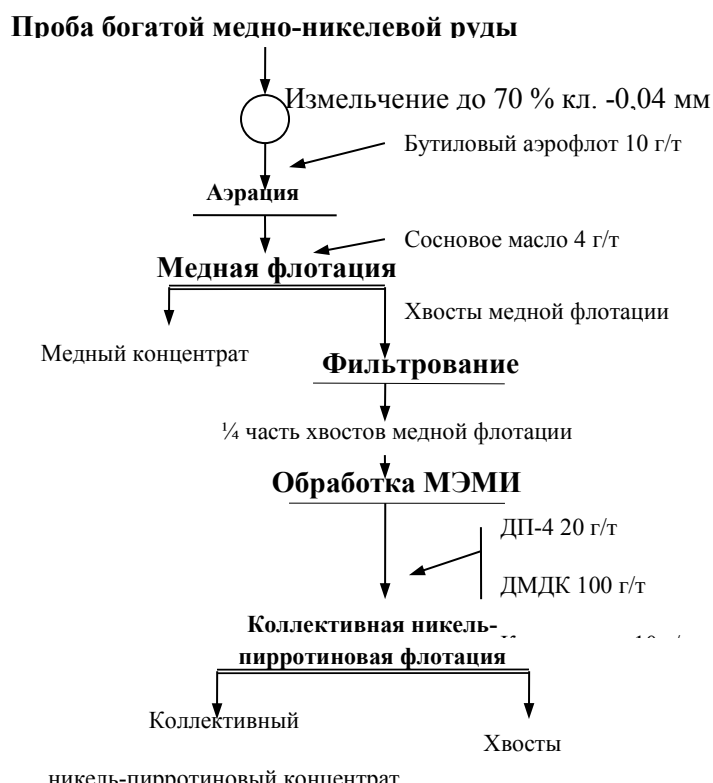


Рисунок 4 – Схема проведения исследования влияния МЭМИ на флотацию богатой медно-никелевой руды

Для исследования влияния МЭМИ на технологические показатели флотации руды выбирали режимы электроимпульсной обработки $t_{обр.} = 5$ и 10 с ($N_{имп.} = 5 \cdot 10^2$ и 10^3), при которых в экспериментах по мономинераль-

ной флотации максимально проявлялся эффект разделения пирротина и пентландита [2, 3]. Для сравнения проводили флотационные опыты по реагентному режиму, приближенному к фабричному, но без электроимпульсной обработки хвостов медной флотации (базовый опыт).

Анализ технологических показателей (таблица 1) показал, что обработка МЭМИ хвостов медной флотации богатой медно-никелевой руды приводила к увеличению извлечения никеля в никель-пирротиновый концентрат при улучшении его качества по никелю по сравнению с базовым опытом: содержание никеля в концентрате увеличивалось на 0,39%, а извлечение никеля – на 2,08% ($N_{имп.} = 5 \cdot 10^2$). При воздействии МЭМИ при $N_{имп.} = 10^3$ извлечение никеля в концентрат увеличивалось на 3,29% при улучшении качества (на 0,26%) по сравнению с базовыми опытами. Полученные экспериментальные данные свидетельствуют об эффективности МЭМИ-обработки медно-никелевой руды Талнахского месторождения в процессе флотационного обогащения.

Таблица 1 – Технологические показатели флотации богатой медно-никелевой руды до и после обработки МЭМИ

Наименование продукта	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
		Ni	Cu	Ni	Cu
Си концентрат	42,72	1,79	12,93	26,16	87,72
Без обработки МЭМИ					
Никель-пирротиновый концентрат	41,1	6,81	2,27	75,40	69,40
Хвосты	58,9	1,55	0,70	24,60	30,60
Исходное питание	100	3,70	1,34	100	100
$N_{имп.} = 5 \cdot 10^2$					
Никель-пирротиновый концентрат	40,57	7,20	2,28	77,48	68,04
Хвосты	59,43	1,45	0,70	22,52	31,96
Исходное питание	100	3,70	1,32	100	100
$N_{имп.} = 10^3$					
Никель-пирротиновый концентрат	41,17	7,07	2,34	78,69	72,55
Хвосты	58,83	1,34	0,62	21,31	27,45
Исходное питание	100	3,70	1,33	100	100

Список литературы

1. 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.
2. 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.
3. Иванова Т.А., Бунин И.Ж., Хабарова И.А. Химическое модифицирование поверхности сульфидов при воздействии мощными электромагнитными импульсами // ГИАБ. – М.: Изд-во МГГУ «Горная книга». – 2008. – № 5. – С. 342-350.

ВЗАИМОДЕЙСТВИЕ МНОГОАТОМНЫХ СПИРТОВ И ГИДРОКСИДОВ МЕТАЛЛОВ С ГИДРОКСИДОМ СУРЬМЫ

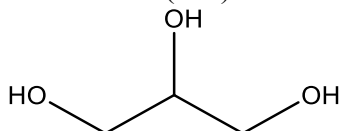
Соложенкин П.М.

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

Щелочные растворы многоатомных спиртов (этиленгликоль, глицерин, ксилит, сорбит, маннит) служат хорошим растворителями и электролитами при переработке окисленных материалов, промпродуктов сурьмы и свинца. Физико-химическими методами выявлен механизм комплексообразования сурьмы и свинца с многоатомными спиртами в щелочной среде. Электролитическое выделение сурьмы и свинца из щелочно-водно-органических электролитов протекает без побочных процессов, поэтому выход металла по току близок к теоретическому.

Сурьма образует с многоатомными спиртами устойчивые анионные комплексы, как в кислой, так и щелочной среде.

Глицерин: $\text{HOCH}_2\text{CH}(\text{OH})\text{CH}_2\text{OH} - \text{C}_3\text{H}_8\text{O}_3$

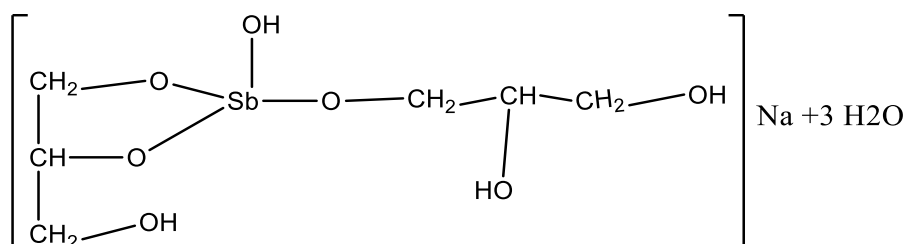


Молекулярный вес: 92,1; Элементный анализ: С-39,1; Н-8,76; О-52,12

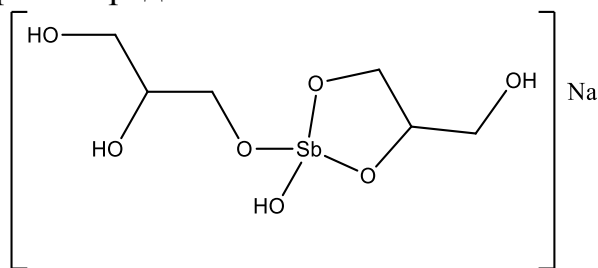
В ряде работ рассмотрен механизм реакции взаимодействия гидроксида сурьмы с некоторыми многоатомными спиртами в водных растворах гидроксида натрия[1]. Выделены и проанализированы продукты этих реакции комплексные соединения сурьмы (III) с этиленгликолем, глицерином, ксилитом и маннитом составов $\text{NaSbC}_4\text{H}_{10}\text{O}_5$, $\text{NaSbC}_4\text{H}_{14}\text{O}_8$, $\text{NaSbC}_5\text{H}_{10}\text{O}_6$, $\text{NaSbC}_6\text{H}_{13}\text{O}_4$.

Разработан высокоэффективный способ получения металлического свинца из пылей свинцового завода с применением щелочных растворов с добавлением ксилита в качестве растворителя и электролита. Известен глицератный способ переработки свинцового сырья и способ получения сурьмы.

Байбородов П.П. основную реакцию представляет в виде[2]:

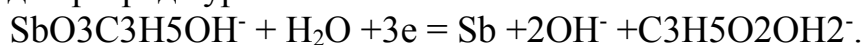


Комплекс сурьмы представлен в степени окисления(IV):



Также приводится основная реакция образования комплекса в виде:
 $Sb_2O_3 + 2 NaOH + 2 C_3H_8O_3 = 2 NaOSb O_2C_3H_5 OH (C_3H_6 NaO_4Sb) + 3 H_2O$.

При электролизе щелочных водно-глицериновых растворов на катоде происходит разряд сурьмы из комплексного аниона:



Ниже показаны различные модели комплексов сурьмы (рисунок 1).

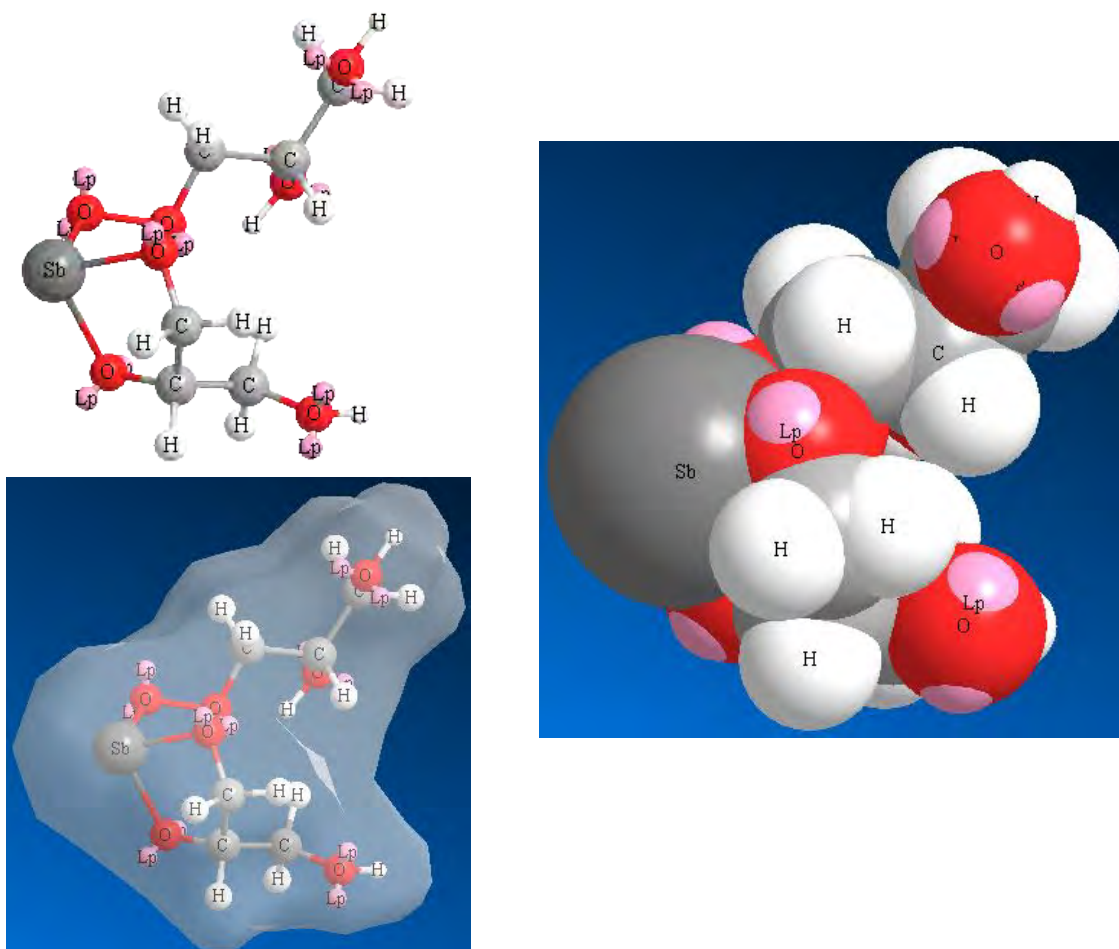


Рисунок 1 – Некоторые 3D модели комплексов сурьмы

На рисунке 2 представлены комплексы сурьма в степени окисления (IV).

Модели комплексов сурьмы с многоатомными спиртами и гидроксидом натрия и их изучение компьютерным моделированием.

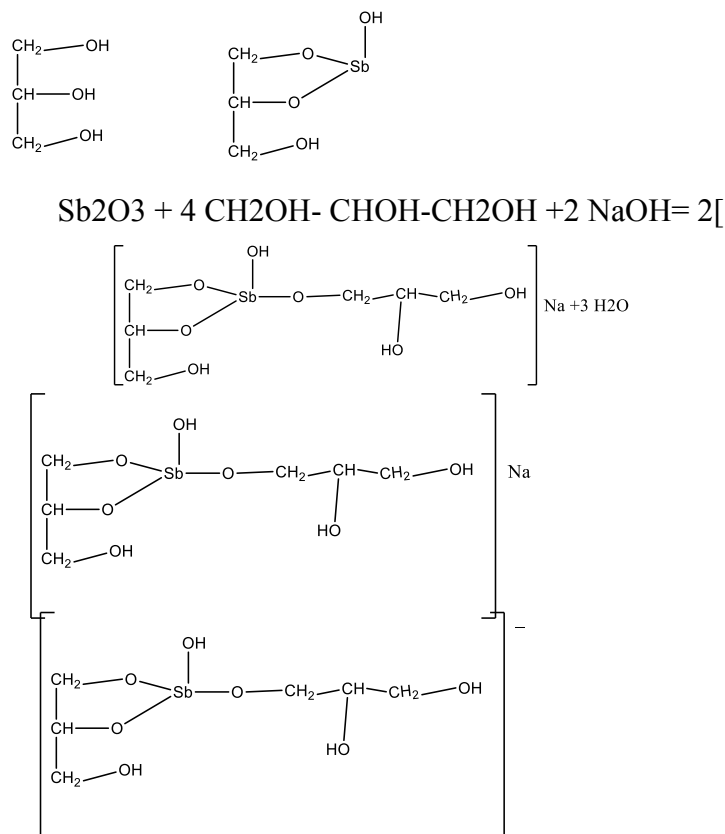


Рисунок 2 – Комплексы сурьма в степени окисления(IV)

На рисунке 3 показана модель Na комплекса сурьмы(IV) с тремя молекулами глицерина.

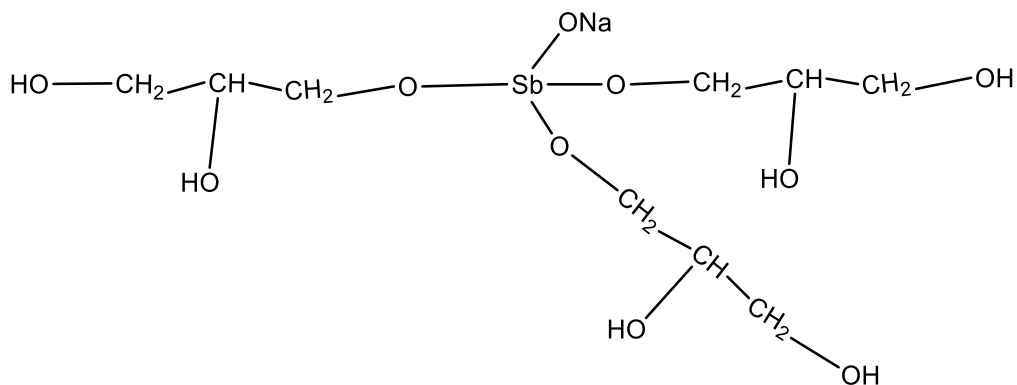
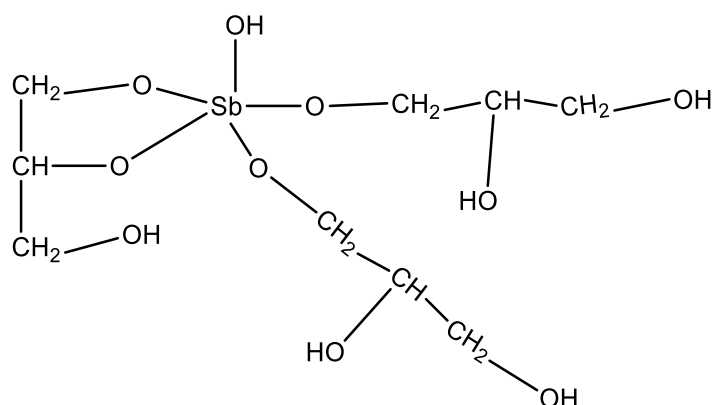


Рисунок 3 – Модель Na комплекса сурьмы(IV) с тремя молекулами глицерина

Определение зарядов металлов в комплексах сурьмы и оценка их энергии.

Ниже показана модель комплекса сурьмы(V) с тремя молекулами глицерина и некоторые физико-химические данные (теплота образования, общая энергия и HOMO LUMO орбитали). Определены атомные заряды, орбитальные энергии, заселенность электронами s, p, d-Pop (population) орбиталей и значение диполя комплекса сурьмы. Рассчитывали молекуляр-

ные орбитали для исследуемых соединений НОМО (highest occupied molecular orbital), LUMO (lowest unoccupied molecular orbital), в том числе и SOMO (second occupied molecular orbital).



Теплота образования = -371.73685 ккал/моль = -1555.34699 КДж/моль.

Общая энергия, эВ = -4462.18421 эВ.

НОМО LUMO энергия (эВ) = -10.331 -2.169.

Установлено, что для d-Рор сурьмы Sb соответствует величине 0.45055, а заряд составляет Sb 2.581814, е, а Диполь 2.744, Дебая.

Кислород несет отрицательный заряд, величина которого колеблется в пределах от -0.562121 до -0.947144, е. Атомы С № 5, №11, №17 несут отрицательный заряд, а остальные – положительный заряд

Модель комплекса сурьмы (IV) с тремя молекулами глицерина, модель комплекса сурьмы(IV) с четырьмя молекулами глицерина и реакция с двумя молекулами глицерина с образованием комплекса сурьмы(IV) с двумя молекулами глицерина не приводятся в статье.

В таблице 1 показана популяция атомного орбитального электрона сурьмы в моделях комплекса сурьмы.

Таблица 1 – Популяция атомного орбитального электрона (ATOMIC ORBITAL ELECTRON POPULATIONS) для Sb-5+3GLI, Sb 4+3GLI, Sb 4 +4GLi и SbOO 4 +2 GLI

Атом	s	px	py	pz	x ² - y ²	xz	z ²	yz	xy
Sb-5+3GLI									
Sb	1.0977 3	0.3092 9	0.3040 4	0.2565 7	0.0958 2	0.0848 3	0.0895 2	0.0810 5	0.0993 3
Sb 4+3GLI									
7 Sb	1.9145 8	0.5393 8	0.4189 2	0.3780 8	0.0543 7	0.0627 6	0.0528 8	0.0463 7	0.0635 2
Sb 4 +4GLi									
1 Sb	1.9208 1	0.4822 4	0.3925 3	0.4122 4	0.0561 1	0.0550 0	0.0750 4	0.0668 3	0.0468 4
SbOO 4 +2 GLI									
1 Sb	1.9332 0	0.4930 3	0.4425 3	0.5086 0	0.0761 1	0.0447 4	0.0621 1	0.0542 1	0.0561 1

Установлена незначительная популяция атомного орбитального электрона по орбиталям x^2-y^2 , xz , z^2 , yz и xy .

Были оценены теоретические основы инновационной технологии извлечения металлов из нетрадиционных материалов сурьмяного производства.

Химический состав исследованного коллективного концентрата характеризовался данными: Au, г/т-76,74; Sb общ, %-25,15 ; Sb сульф.,%-22,96; As общ.,%- 1,96; S общ.,%- 18,13; Fe общ.,%- 7,87; C общ.,%- 4,18; Cu, %- 0,005; Ni, %- 0,015; Pb, %- 0,003; Zn, %- 0,036. Данные о составе качественно-количественных показателей огневого рафинирования катодной сурьмы характеризуются следующими показателями. Продукт»№ 1 (рафшлак) с выходом 8% от шихты катодной сурьмы с содержанием Sb-31,73 % и Au-6,81 г/т с извлечением Sb-2,80% и Au-1,39%.

Продукт»2 (пыли с газами) с выходом 7,10 % от шихты катодной сурьмы с содержанием Sb-50,37 % и Au-9,57 г/т с извлечением Sb-3,93 % и Au-1,66 %. Продукт»№ 1 и продукт»№2 являются ценным сырьем, содержание золота в которых в пределах Au-6,81 г/т - Au-9,57 г/т соответственно. Катодная сурьма от переработки продукта»№ 1 и продукта»№2 содержит 2,27 Au г/т и Sb %-93,52%.

Полученные теоретические данные комплексов сурьмы использованы для оценки теоретических основ инновационной технологии извлечения металлов из нетрадиционных материалов сурьмяного производства. Результаты определения растворимости окислов свинца в щелочно-водных растворах гликоля, глицерина и ксилита свидетельствует о высокой растворимости этого металла в многоатомных спиртах, зависящей от концентрации спирта и едкого натра. Известны лабораторные исследования пылей свинцового завода с оттеком ксилита (324 г/дм³ ксилита) [3]. При содержании едкого натра в растворе 80 г/дм³ переход свинца в раствор достигает 120 г/дм³ при содержании ксилита в нем 50 г/дм³. Извлечение свинца при этом высокое и достигает 96,5-96,8 %. Оптимальной является температура 40-50 °С, при которой извлечение свинца в раствор по кекам составило 93-93,95 %. Из растворов, полученных при оптимальном режиме, свинец выделяли электролизом.

Возможно, ожидать, что показатели процесса выщелачивания продукта» № 1 и продукта» № 2 с применением оттека ксилита будут также достаточно высокими. Важной особенностью процесса выщелачивания является то, что все золото будет концентрироваться в кеках. Можно рекомендовать следующую технологическую схему (рисунок 4):

Выводы

Создан ряд моделей комплексов сурьмы с многоатомными спиртами и гидроксидом натрия. Изучены комплексы сурьмы компьютерным моделированием. Определены заряды отдельных атомов комплексов сурьмы, значения диполя, энергия орбиталей, заселенность электронами s, p, d орби-

талей и установлены энергии комплексов сурьмы. Рекомендована инновационная технология извлечения золота и сурьмы из нетрадиционных материалов сурьмяного производства.

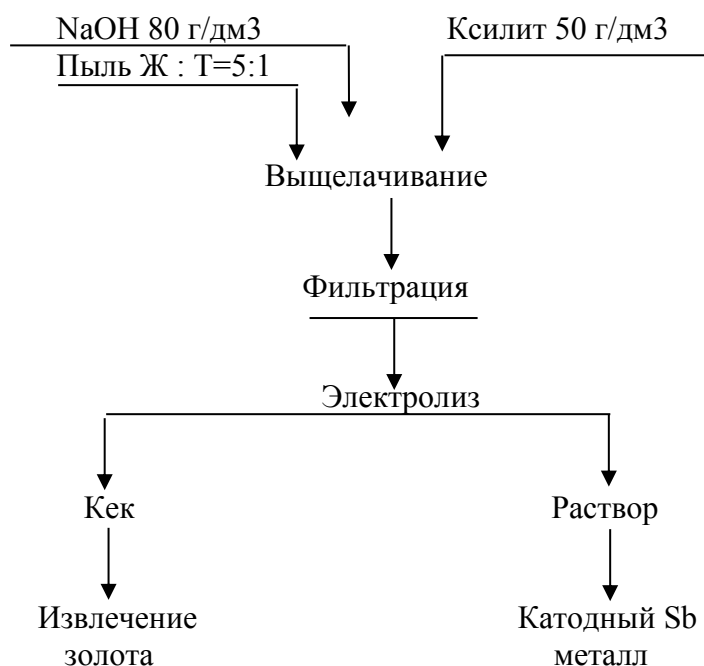


Рисунок 4- Технологическая схема переработка рафшлаков и пылей с газами

Список литературы

1. Куркчи Э.У. Растворимость оксидов сурьмы (III) в водных растворах многоатомных спиртов и гидроксидов кальция, бария. Ученые записки Таврического государственного университета. - 2000. - № 13. - Т.2 - С.185 - 188.
- 2 .А.с. 396396 СССР. Способ получения сурьмы / Байбородов П.П.; Опубл. 22.01.1974, Бюл. № 36.
3. Абдураимов С. , Ишанходжаев С., Ахмедов М.А. Переработка пылей свинцового производства с применением щелочно - водно- ксилитового раствора. Сб. « Химия редких и цветных металлов». Ташкент: Изд-во « Фан» УзССР, 1975.С.109-114.

ПРИМЕНЕНИЕ ИК-СПЕКТРОФОТОМЕРИИ ДЛЯ АНАЛИЗА ПРОЦЕССОВ ДЕФЛОКУЛЯЦИИ СГУЩЕННЫХ ШЛАМОВЫХ КЛАССОВ АПАТИТСОДЕРЖАЩИХ РУД

Поливанская В.В., Морозов В.В.

ФГАОУ ВО Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва, Россия

Наиболее важным условием дефлокуляции сгущенных шламов апатит-штаффелитовых руд является удаление флокулянта с поверхности зерен минералов [1]. Для количественной оценки адсорбции реагентов на поверхности шламовых классов минералов применяются методы ИК-спектрофотометрии [2]. Благоприятными факторами для применения ИК

методов являются весьма тонкий класс, используемый для исследований (-5 мкм) и объемная структура флокулянтов на поверхности. В наших исследованиях для подготовки пробы к исследованиям использовался метод взвесей в KBr, называемый также методом прессования таблеток.

В ИК-спектрах шламовых классов апатит-штаффелитовых руд присутствуют области поглощения, характеризующие все компоненты, включая слоистые алюмосиликаты и кварц. Однако, в наибольшей мере на ИК спектрах проявляются области поглощения, характерные именно апатиту и штаффелиту. По-видимому, это обусловлено тем, что эти минералы характеризуются тонким измельчением и абсорбцией ИК излучения. Для определения интенсивности пиков в качестве внутреннего стандарта шламового класса нами предложено использовать полосу поглощения апатита в области 1041-1043 см^{-1} прямо пропорциональную реагирующую на величину навески (рисунок 1).

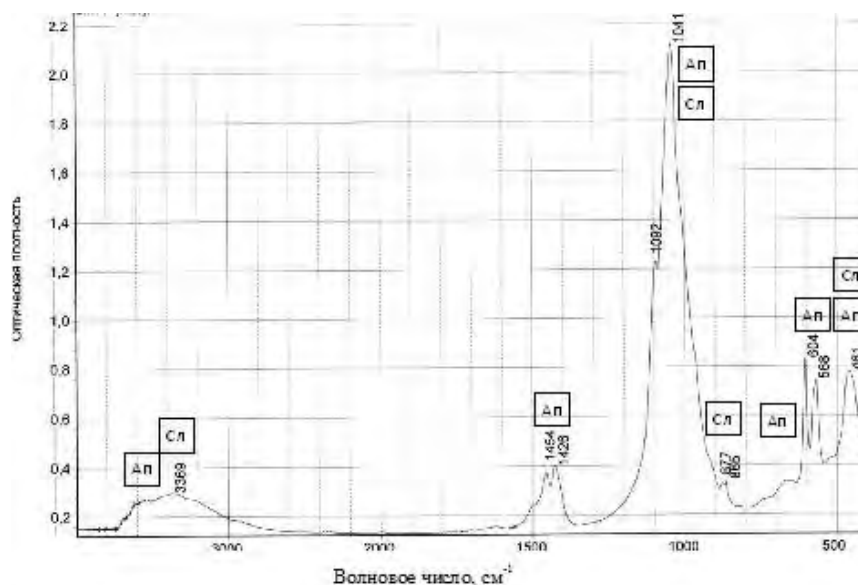


Рисунок 1 - ИК-спектр шламового класса АШР (-5 мкм)

Анализ ИК-спектров флокулянта «Праестол 2530» показал, что поглощение в области волновых чисел 1560 – 1700 см^{-1} , может быть селективно распознано на общих спектрах. Поэтому для определения интенсивности пиков в качестве аналитического сигнала флокулянта «Праестол 2530» предложено использовать полосу поглощения в области 1637 – 1639 см^{-1} .

На рис. 3 схематично изображены параметры, характеризующие интенсивность пиков поглощения: высота h , ширина b и произведение высоты и ширины пиков при волновых числах: 1041-1043 см^{-1} для шламового класса и 1637 – 1639 см^{-1} для флокулянта «Праестол 2530».

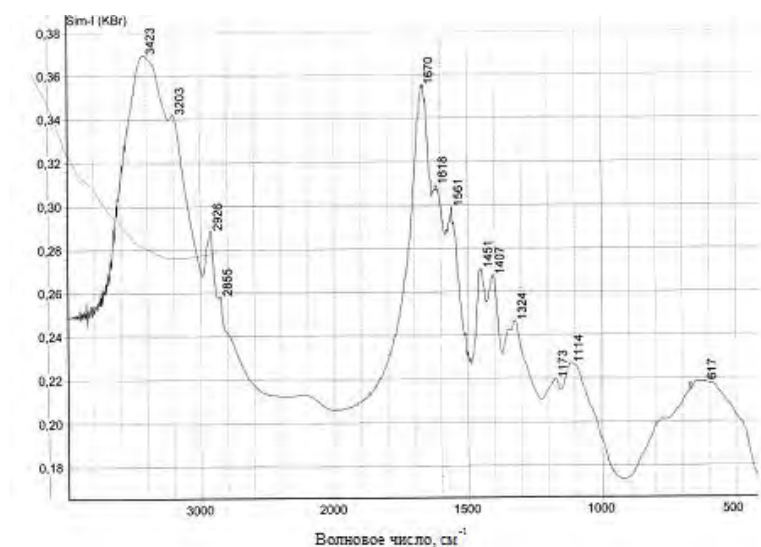


Рисунок 2 - ИК-спектр флокулянта «Праестол 2530»

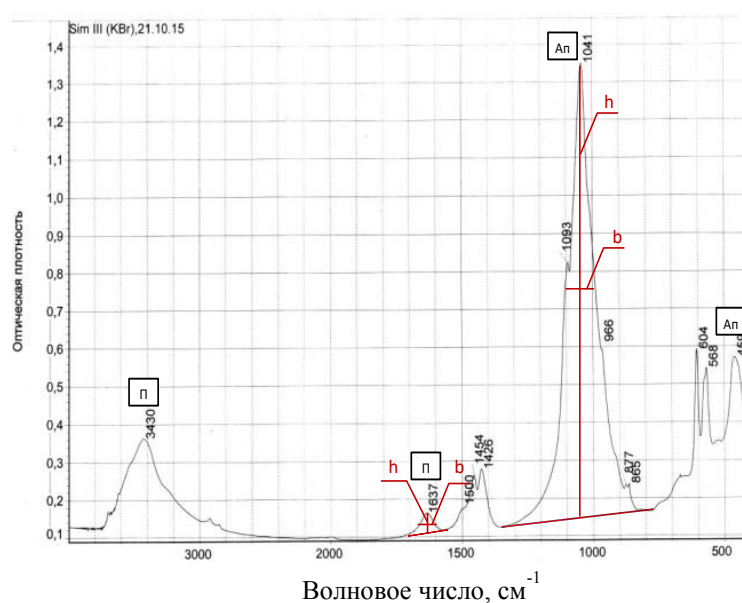


Рисунок 3 - Пояснение метода количественного анализа адсорбции на минералах по данным ИК-спектроскопии (на примере спектра шламового класса, обработанного флокулянтом): Ап – пики поглощения апатита; П – пики поглощения Праестола-2530

В соответствии с известными методиками критерием изменения концентрации реагента на поверхности минерала является отношение внутренних стандартов реагента и минерала, в качестве которых использованы высоты пиков поглощения:

$$K_h = h_f / h_m \quad (1)$$

Задачей дальнейших исследований являлось исследование десорбции флокулянта под действием реагентов – диспергаторов. Показателем степени удаления флокулянта являлась уменьшение его количества на анализируемом шламовом классе, оцениваемым отношению K_h при характеристических частотах: $1637 - 1639 \text{ см}^{-1}$ для флокулянта «Праестол 2530» и $1041-$

1043 см⁻¹ - для шламового класса. Рассчитанным значениям критерия можно сопоставить исходный расход флокулянта, при котором достигается данные величины. Пример определения расхода (поглощения) флокулянта показан на рис. 2 стрелками.

Результаты обработки ИК-спектров, представленные в табл. 1, были использованы для расчета десорбции флокулянта с поверхности шламовых классов апатит-штаффелитовых руд.

Таблица 1 – Изменение параметров ИК-спектров шламового класса при добавках воды, каустической соды (КС), жидкого стекла (ЖС)

Режим	параметры пика 1041-1043 см ⁻¹			параметры пика 1637-1639 см ⁻¹		
	высота (h _м)	ширина (b _м)	h _м x b _м	высота (h _ф)	ширина (b _ф)	h _м x b _м
Контр. опыт: флокулянт 10 г/т	1200	107	128400	55	72	3960
Промывка водой, 1:1	1340	103	138020	50	70	3500
Расход КС - 400 г/т	1560	102	159120	39	68	2652
Расход ЖС - 400 г/т	1480	106	156880	38	67	2546
Расход КС и ЖС по - 200 г/т	1680	103	173040	32	69	2208

Расчет доли десорбируемого флокулянта ΔA_д может быть рассчитан математическим путем с использованием уравнений на рис. 2. Доля десорбируемого флокулянта ΔA_д рассчитывалась как разность между количествами адсорбированного флокулянта до и после использования десорбента A_д, A₀, отнесенной к количеству флокулянта в начальном опыте A₀ без использования десорбента:

$$\Delta A_{д} = (A_{0} - A_{д}) / A_{0}, \% \quad (2)$$

Результаты проведенных исследований показали, что кальцинированная сода и жидкое стекло обладают близкой диспергирующей способностью относительно флокулянта. При расходе 400 г/т удаляется 36 и 35% флокулянта (табл.2).

Таблица 2 – Результаты расчета количества десорбируемого флокулянта

Режим	K _н	A	ΔA _д ,%
Контр. опыт: флокулянта 10 г/т	4,48	10	0,0
Промывка водой, 1:1	3,73	8,35	16,5
Расход КС - 400 г/т	2,50	6,4	36,0
Расход ЖС - 400 г/т	2,56	6,5	35,0
Расход КС и ЖС по 200 г/т	1,90	5,4	46,0
Расход КС и ЖС по 300 г/т	1,7	4,8	52,0
Расход КС и ЖС по 400 г/т	1,5	4,4	56,0

При совместном использовании флокулянтов наблюдается заметный синергетический эффект, приводящий к существенно большему удалению флокулянта (46%) с поверхности шламового класса.

Полученные результаты позволили рекомендовать смесь каустической соды и жидкого стекла для проведения операции дефлокуляции сгущенных шламов апатит-штаффелитовых руд перед их флотационным разделением. Предложенный режим был испытан при обогащения апатит-штаффелитовых руд на Ковдорском ГОКе. Результаты полупромышленных испытаний показали, что флотация объединенных песковой и сгущенной шламовой фракций с использованием операции кондиционирования шламов (с подачей каустической соды и жидкого стекла) обеспечивает повышение извлечения P_2O_5 на 1,4% при повышении содержания P_2O_5 на 0,5% [3]. Полученные результаты оказались выше, чем для ранее применяемого технологического режима и схемы, что позволило рекомендовать разработанный режим флотации к промышленному освоению.

Список литературы

1. Белобородов В.И., Андронов Г.П., Захарова И.Б. Флотация апатит-штаффелитовой руды с использованием технологии селективной флокуляции шламов // Обогащение руд. - 2004. - 6. - С. 6-9.
2. Chernykh V.P., Chemchuk L.A. Applied IR spectroscopy. 2014: - Kharkov.: NFAU, 2014. – 152 P.
3. Туголуков А. В., Бармин И. С., Морозов В. В., Поливанская В. В. Исследование и оптимизация флотационного обогащения тонких классов апатит-штаффелитовых руд // ГИАБ, 2015, №10. - С.165-169.

УДК 622.364:622.772

ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА ИЗ УПОРНЫХ РТУТНО-СУРЬМЯНЫХ РУД

Самихов Ш.Р., Холов Х.И., Соложенкин П.М.
Институт химии им. В.И. Никитина Академии Наук
Республики Таджикистан

Основным сырьем для производства сурьмы, как правило, являются антимонитовые руды. Руды многих сурьмяных месторождений содержат также золото, серебро, свинец, цинк и другие вмещающие минералы.

Исследовали Джижикрутское ртутно-сурьмяное месторождение, которое по запасам сурьмы (свыше 180 тыс.тн) относится к числу уникальных в Центральной Азии. Оно расположено на северном склоне Гиссарского хребта, в верховьях реки Зеравшан, на высотах 2000 – 2600 м над уровнем моря.

В лабораторных условиях исследовали золото –сурьмяно -ртутную руду из нижних горизонтов месторождения Джижикрута.

Результаты химического анализа руды характеризуют следующий состав : Sb- 3,6 %; Hg-0,37 % , Au-2,2 г/т; Tl-30г/т; Se -12г/т и Te -13г/т.

На основании химического анализа можно сделать вывод, что руда нижних горизонтов Джижикрутского месторождения является золотосодержащей ртутно-сурьмяной рудой. Кроме того, в руде из сопутствующих элементов, возможно , могут представлять определенный интерес такие металлы, как таллий, селен, теллур.

Для изучения распределения полезных компонентов по классам крупности руда, подготовленная для технологических исследований, была подвергнута ситовому анализу (таблица 1). Как видно из таблицы, наибольший выход имеет крупный класс – «2,0+1,0 мм», его выход составляет 34,6 %. Сурьмой обогащены более мелкие классы. В классе – 0,063 мм содержание сурьмы составляет 7,0 % и в нем сосредоточено 26,4 % металла.

Проведено изучение процесса флотации в непрерывном цикле из 4-х навесков руды при расходе ксантогената 300 г/т и общем расходе азотнокислого свинца 500 г/т. Количество подаваемого в основную флотацию азотнокислого свинца было 350 г/т, в 1 контрольную флотацию расход активатора составил 100 г/т, во 2 контрольную -50 г/т. Концентрат подвергали двум перечистным операциям [1, 2].

Таблица 1 – Результаты ситового анализа руды

Класс, мм	Выход		Содержание Sb, %	Распределение по классам Sb, %	Распределение по классам суммарное Sb, %
	г	%			
-2,0+1,0	34,6	34,6	2,38	24,7	24,7
-1,0+0,63	16,7	51,3	3,12	15,6	40,3
-0,63+0,315	19,2	70,5	2,98	17,1	57,4
-0,315+0,125	10,7	81,2	4,5	14,4	71,8
-0,125+0,063	6,2	87,4	4,2	1,8	73,6
-0,063	12,6	100,0	7,0	26,4	100,0
Исх.руда	100		3,48	100,0	

Был получен сурьмяный концентрат, отвечающий марке КСуФ-3 с содержанием 46,5 % и извлечением в него сурьмы 89,9 %. В сурьмяной концентрат ртуть извлекалась на 96,3 %, и содержание в нем ртути составляла 4,12 %. Основная часть золота оставалась в хвостах , при содержание ее в них 1,6 г/т.

Были проведены исследования по ацетилтиомочевинному выщелачиванию золота из хвостов флотации нижнего горизонта месторождения Джижикрут.

Исследования по выщелачиванию концентрата проводились в стеклянных стаканах ёмкостью 500 мл, применялись стеклянные мешалки с

двумя лопастями. Исходный концентрат загружался в склянку, приливались раствор тиомочевины и серная кислота, добавлялся окислитель трёхвалентного сульфата железа и проводилось перемешивание в течение определённого промежутка времени. Через 2, 4, 8 часов после начала опыта мешалку останавливали, производился отбор аликвотны для определения рН и концентрации золота. В растворах золото определялось методом атомно-абсорбционной спектроскопии. Выщелачивание проводили 1%-ным раствором тиомочевины в присутствии 1,38% серной кислоты и 0,5% трёхвалентного сульфата железа. Продолжительность опытов 8 ч., рН среды 1,0 и более. Золото в раствор, в данных условиях, переходило в незначительных количествах (табл. 2.). Как видно из таблицы 2, за 8 ч. в раствор выщелачивается только Au–20,8 %.

С целью улучшения процесса тиомочевинного выщелачивания пробы хвосты флотации подвергали обжигу при температурах от 200 до 600⁰С в течение 2 ч. В процессе обжига происходит вскрытие упорных золото-сульфидных концентратов, при этом минералы пирит и арсенопирит окисляются, что приводит к вскрытию содержащегося в них золота [3].

Окисление пирита начинается при температуре 450-500⁰С. Процесс протекает с образованием в качестве промежуточного продукта пирротина. Пирротин $FeS_2 + O_2 = FeS + SO_2$ окисляется до магнетита, затем до $3FeS + 5O_2 = Fe_3O_4 + 3SO_2$ и далее до гематита $2Fe_3O_4 + 0,5O_2 = 3Fe_2O_3$.

Таблица 2 – Извлечение золота ацетилтиомочевинным выщелачиванием хвостов флотации нижнего горизонта Джижикрутского месторождения

Время, ч	Условия опыта						Концентрация Au в растворе, мг/л	Извлечение Au, %
	Руда, г	Вода, мл	CH ₃ CONH CSNH ₂ , г	H ₂ SO ₄ (конц.), мл.	Fe ₂ (SO ₄) ₃ , г	рН		
Нач.	100	200	2	1,5	1,5			
2				1,0		5,8	0,165	19,4
4						6,1	0,174	20,5
6						5,8	0,175	20,6
8						5,8	0,177	20,8

Окисление пирита начинается около температуры 450 – 500 °С. Процесс протекает с образованием как промежуточного продукта пирротина. $FeS_2 + O_2 = FeS + SO_2$, который окисляется до магнетита $3FeS + 5O_2 = Fe_3O_4 + 3SO_2$ и через некоторое время до гематита $2Fe_3O_4 + 1/2O_2 = 3Fe_2O_3$.

На рисунке 1 приведены результаты ацетилтиомочевинного выщелачивания.

Как видно из рисунка 1 и таблицы 3, при температуре обжига 200 °С в раствор переходило 19,5 % золота, при 400 °С с последующим выщелачиваем ацетилтиомочевинной в раствор переходит всего лишь 21,6 % зо-

лота. Увеличение температуры обжига до 600 °С способствует тому, что извлечение золота повышается до 45,2 %. Только после обжига при температуре 600 °С при pH = 1,2 в раствор переходило 83,3 % с дальнейшей кислотной обработкой спустя 8 часов извлечение золота в раствор из хвостов составило 86,1 %.

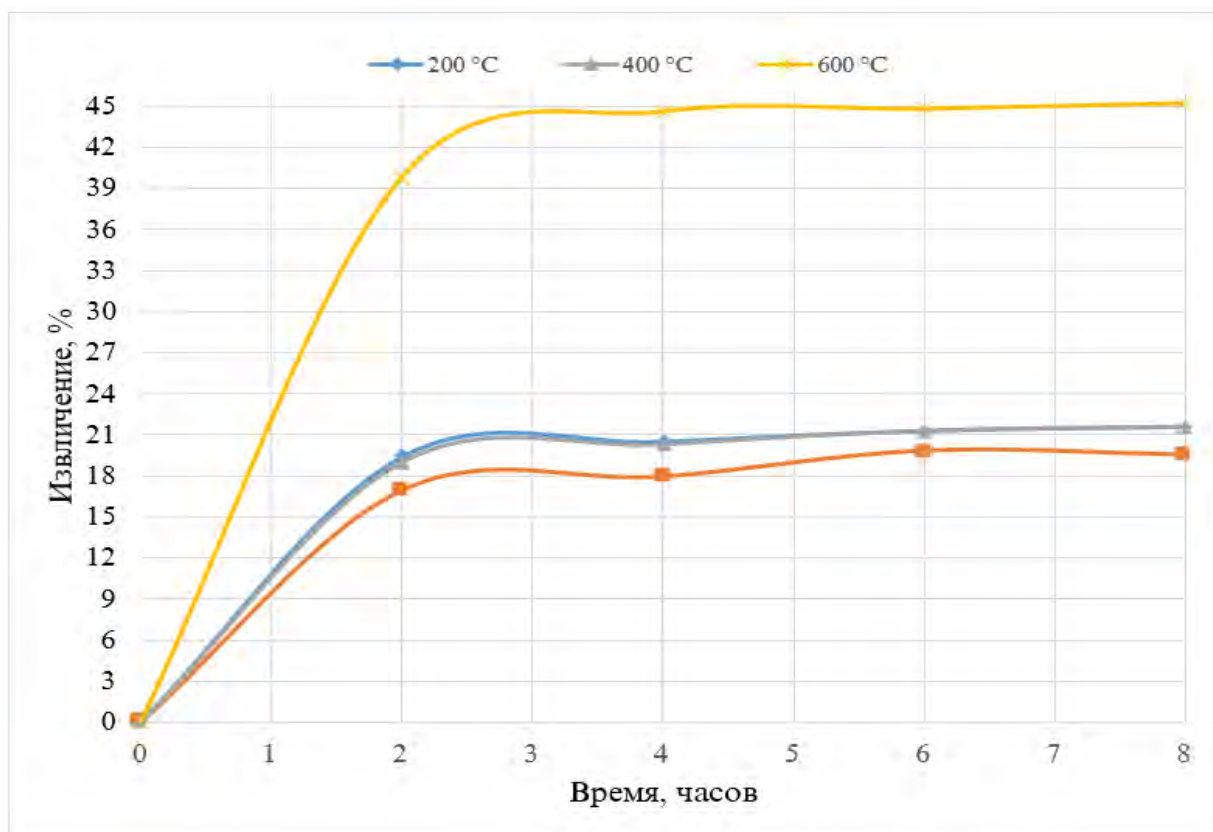


Рисунок 1 – Зависимость извлечения золота от времени при различной температуре от 200 до 600 °С

В ходе исследования ацетилтиомочевинного выщелачивания золота из руд выявлены следующие его преимущества как растворителя по сравнению с цианированием: низкая токсичность, исключение из схемы необходимости обезвреживания стоков, отвалов и т.д.; высокая скорость растворения металлов, меньшее воздействие на компоненты-примеси, составляющие руду; более полное извлечение золота в цикле выщелачивания, особенно при наличии в рудах его сульфидных форм; возможность осуществления комбинации отдельных стадий выщелачивания, направленных на улучшение технологических показателей (предварительная кислотная обработка, окисление сульфидов или совмещение этих двух процессов).

Следовательно, использование ацетилтиомочевины с целью выщелачивания золота из руд и хвостов флотации может быть рентабельным.

Таблица 3 – Извлечение золота благодаря ацетилтиомочевинному выщелачиванию хвостов флотации позже обжига при температуре 600 °С

Время, ч	Условия выщелачивания					Остаточное содержание золота при разный pH, мг/л		Извлечение Au в растворе, %
	Руда, г.	Вода, мл.	CH ₃ CONHCSNH ₂ , г	H ₂ SO ₄ (конц.), мл.	Fe ₂ (SO ₄) ₃ , г.			
нач.	100	200	2	20	1	pH	Au	
2						1,6	0,631	74,2
4						1,4	0,663	78,0
6						1,4	0,700	82,3
8						1,2	0,708	83,3
Хвосты флотации после обжига при 600 °С + обработка серной кислотой								
2						2,4	0,648	76,2
4						2,8	0,685	80,6
6						2,6	0,730	85,9
8						2,6	0,732	86,1

Список литературы

1. Самихов Ш.Р., Холов Х.И., Зинченко З. А. Технология обогащения руд нижних горизонтов Джижикрутского месторождения. – Доклады АН Республики Таджикистан, 2017. Т. 60. №10. С. 533-538.
2. Самихов Ш.Р., Холов Х.И. Обогащения сурьмяных руд. Перспективы развития технологии переработки углеводородных и минеральных ресурсов. Материалы VII Всероссийской научно-практической конференции с международным участием. - Иркутск, 2017. - С. 200-202.
3. Самихов, Ш.Р., Зинченко З.А., Бобомуродов О.М. Разработка технологии тиомочевинного выщелачивания золота и серебра из концентратов месторождения Чоре. Цветные металлы. 2014. №2. С. 62 – 66.

УДК 542.61:547.235:546.654

ПОТЕНЦИАЛЬНЫЕ ЭКСТРАГЕНТЫ РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ МЕТАЛЛОВ – ГИДРАЗИДЫ РАЗВЕТВЛЕННЫХ КАРБОНОВЫХ КИСЛОТ: ВЛИЯНИЕ АНИОННОГО СОСТАВА В СЕРНОКИСЛЫХ СРЕДАХ

Радушев А. В., Никитина В. А., Батуева Т. Д.

«Институт технической химии УО РАН» - филиал ФГБУН Пермского федерального исследовательского центра УО РАН, г. Пермь, Россия

Редкоземельные металлы являются остродефицитным и стратегическим сырьем для современной промышленности. По величине запасов отечественная сырьевая база РЗМ занимает одно из ведущих мест в мире.

Особенностью доступных сырьевых источников является низкое содержание РЗМ и сложный химико-минералогический состав¹. На достигнутом технологическом уровне переработка отечественного сырья РЗМ низко рентабельна. Современное состояние производства РЗЭ в России проанализировано в обзоре «Прошлое и будущее редкоземельного производства в России»².

Перспективными источниками средних и тяжелых РЗЭ в России являются экстракционная фосфорная кислота (0,1 - 0,17 % РЗЭ), а также фосфогипс (0,4 -0,6 % РЗЭ). Объемы данных потенциальных источников по РЗЭ исчисляются тысячами тонн в год. Фосфогипс представляет собой отход, извлечь из которого РЗЭ можно действием до 250 г на литр серной кислоты³. Известные экстрагенты для извлечения РЗЭ в среде фосфорной и серной кислот малоэффективны⁴. Поэтому в нашем исследовании особое внимание мы обратили именно на эти среды.

В качестве модели для экстракции РЗЭ был выбран нитрат La (III). В работе использовали следующие реагенты:

ДАГ-1,2-диацилгидразин изокислот с радикалами C10;

ГД 1519- гидразид изокислот с радикалами C1519;

ДМГД 10-диметилгидразид изокислот с радикалами C10;

ДМГД 1519- диметилгидразид изокислот с радикалами C1519.

В делительную воронку объемом 25 мл вносили 1 мл стандартного раствора нитрата лантана, содержащего 10 мг/мл La (III). Добавляли расчетное количество воды и серной кислоты для достижения объема 10 мл. Вносили 10 мл 0,1 или 0,5 моль/л раствора реагента в керосине ($V_o:V_b=1:1$). Энергично встряхивали 5 минут. После расслаивания в течение 5 минут водную фазу отделяли и определяли остаточное содержание лантана при помощи атомно-эмиссионного спектрального анализа с индуктивно связанной плазмой на спектрометре PRODIGY 7 компании Teledyne Leeman Labs.

Степень извлечения (E %) определялась по методу введено-найдено.

$$E = \frac{A - B}{A} * 100\%$$

A, мг - исходное количество лантана в водной фазе;

B, мг- количество лантана в водной фазе после экстракции;

Результаты экстракции образцами гидразидов представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Степень извлечения La (III) 0,1 моль/л растворами реагентов в керосине

Реагент	E(%) в H ₂ SO ₄ 0,5 моль/л	E(%) в H ₂ SO ₄ 2 моль/л
ДАГ 10	6.6	3.2
ГД 1519	63.3	40.6
ДМГД 10	0	6.6
ДМГД 1519	5.5	9.3

Из данных таблицы 1 следует, что наиболее перспективным реагентом для выделения La (III) является ГД 1519.

Для изучения влияния концентрации экстрагента и серной кислоты исследовали процесс экстракции в более широком диапазоне кислотности при концентрации реагента 0,5 моль/л.

Таблица 2 – Степень извлечения La (III) 0,5 моль/л раствором ГД 1519 в керосине

Среда	E(%)
H ₂ SO ₄ 0,1 моль/л	98
H ₂ SO ₄ 0,5 моль/л	94
H ₂ SO ₄ 1,0 моль/л	87
H ₂ SO ₄ 1,5 моль/л	79
H ₂ SO ₄ 2,0 моль/л	71
H ₂ SO ₄ 2,5 моль/л	46

Из полученных данных следует, что реагент ГД 1519 может представлять интерес для экстракции лантаноидов из сернокислых сред с концентрацией до 2 моль/л H₂SO₄.

Работа выполнена при финансовой поддержке грантов РФФИ № 16-03-00021- а, № 19-03-00039 А.

Список литературы

1. Мелентьев Г.Б. Редкоземельные приоритеты России. [Информационно-аналитический электронный ресурс: <http://rareearth.ru/ru/pub/20150820/1578.html>
2. Косынкин В.Д., Трубаков Ю.М., Сарычев Г. А. Прошлое и будущее редкоземельного производства в России / Электронный ресурс: esa-conference.ru / w-content/uploads/files/pdf.-с.1-14.
3. Пат. 2416654 РФ. Способ извлечения редкоземельных элементов из фосфогипса / Зоц Н. В., Глущенко Ю. Г., Шестаков С. В. и др. ; заявл. 10.11.2009; опубл. 20.04.2011, Бюл. № 11.
4. Белова В.В. Тенденции развития экстракционных процессов извлечения и разделения редкоземельных элементов // Хим. технология. 2016. Т. 17, № 5. С. 228-240.

УДК 622.7

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ПОВЕРХНОСТНО-АКТИВНЫХ ВЕЩЕСТВ НА СТАДИИ РУДОПОДГОТОВКИ

Замотин П.А. Морозов Ю.П.

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

Рудоподготовка является одной из наиболее затратных стадий переработки минерального сырья, составляет более 60 % от общих эксплуатационных расходов на фабриках, что делает повышение её эффективности чрезвычайно актуальным.

Среди известных методов интенсификации измельчения руды специалисты рассматривают измельчение руды в присутствии поверхностно-активных веществ (ПАВ), которое реализуется технологически просто, так как позволяет повысить экономическую эффективность процесса [1, 2].

Работами П.А. Ребиндера, А.А. Шрейнера, Г.А. Бабаляна [3, 4] установлены основные закономерности влияния ПАВ на механические свойства и процесс разрушения горных пород. Эффект Ребиндера состоит в адсорбционном понижении прочности твердых тел. Сущность действия добавок состоит в том, что молекулы среды, в которых происходит измельчение, сорбируются стенками трещин понижая поверхностную энергию на границе фаз “твердое-жидкое”. Резкое снижение прочности твердого тела может быть вызвано ничтожно малым количеством ПАВ.

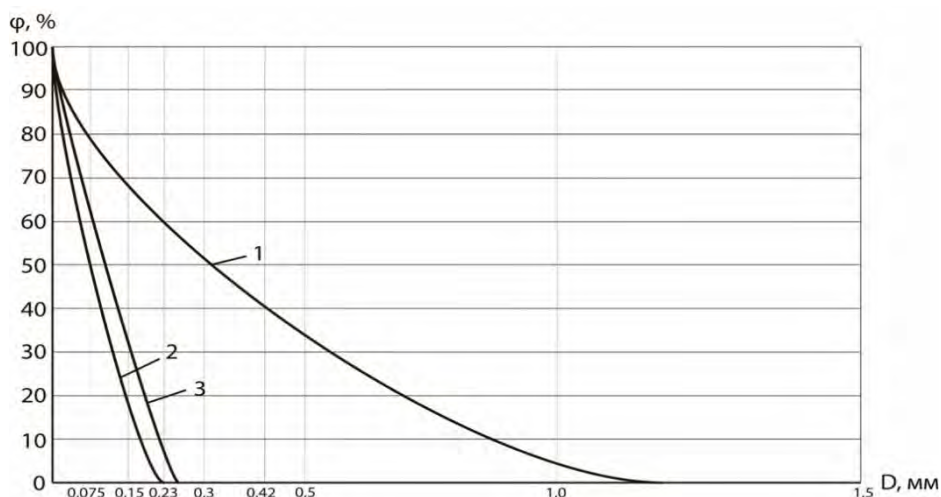
При использовании действия понизителей твердости в бурении установлено [3], что большое влияние оказывает длительность напряженного состояния и времени до следующего приложения нагрузки. Для проникновения ПАВ в микротрещины требуются некоторые промежутки времени, поэтому целесообразно покрыть материал поверхностно-активным веществом до приложения нагрузки.

Понизителями твердости могут служить электролиты – хлористые соли кальция, магния, алюминия; органические соединения – мыла, нефтяных и сульфанафтяных кислот, канифольное мыло, технические продукты, содержащие углеводороды.

Согласно литературным данным [4, 5, 6] эффективными понизителями твердости при разрушении сульфидных руд являются хлориды, поэтому в работе исследованы возможности использования хлоридов для повышения эффективности процесса измельчения сульфидных руд.

В лабораторных условиях исследована возможность использования хлоридов в качестве понизителей твердости при измельчении сульфидных руд Гайского и Октябрьского месторождений.

Руда Октябрьского месторождения относится к вкрапленным медно-пиритным рудам. Основными рудными минералами являются пирит и халькопирит, в небольших количествах встречается сфалерит, галенит, блеклые руды, мельниковит, окислы железа, ковеллин и бернит. Нерудные минералы представлены кварцем, плагиоклазами, карбонатами, серицитом, роговой обманкой. Исследования выполнены на навесках руды массой 0,5 кг, крупностью -3+0 мм. Измельчение руды осуществляли в лабораторной строжневой мельнице с понизителями твердости и без них при соотношении Ж:Т=1:1. В качестве понизителя твердости использовался хлорид натрия. Концентрация понизителя твердости в жидкой фазе составляла 0,1%. Измельчение осуществляли как в нейтральной, так и щелочной среде при расходе извести 1 кг на тонну руды. После измельчения пробы подвергались гранулометрическому анализу. Суммарные гранулометрические характеристики продуктов измельчения приведены на рисунке 1.



**Рисунок 1 - Суммарные гранулометрические характеристики продуктов измельчения руды Октябрьского месторождения:
1 – измельчение без понизителя твердости; 2 – измельчение в присутствии NaCl**

Далее проведены исследования по влиянию концентрации NaCl на показатели измельчения. Концентрация понизителя твердости изменялось в пределах от 0 до 0,06 %. На рисунке 2 приведены зависимости массовой доли класса минус 0,1 мм от концентрации NaCl.

Установлено, что оптимальная концентрация хлорида натрия находится в пределах 0,05-0,1 %. При увеличении концентрации выше оптимальной эффективность действия понизителей твердости остается без изменений.

Полупромышленные испытания выполнены на пробе медной руды Октябрьского месторождения.

Вольфрам в рудах представлен достаточно широкой гаммой минералов, имеющих промышленное значение. Из 22 вольфрамовых минералов, известных в настоящее время, основными являются четыре: вольфрамит $(\text{Fe}, \text{Mn})\text{WO}_4$, гюбнерит MnWO_4 , ферберит FeWO_4 и шеелит CaWO_4 .



Рисунок 2 - Зависимость массовой доли класса минус 0,1 мм в измельченной руде от концентрации NaCl

Методически испытания проводили с использованием чередований работы измельчительной установки с понизителем твердости и без него. Продолжительность периодов чередования с учетом продолжительности переходных процессов составляла 1 час. Измельчение руды осуществляли непрерывно на измельчительной установке при производительности 20 кг/час.

Установлено, что использование хлорида натрия позволяет повысить эффективность измельчения сульфидной руды. Содержание класса -0,071 мм в сливе классификатора при использовании понизителя твердости увеличивается с 86,6 % до 93,2 % (таблица 1).

Таблица 1 – Результаты полупромышленных испытаний измельчения руды Октябрьского месторождения с ПАВ

Показатели	Режим работы	
	с ПАВ	без ПАВ
Производительность, кг/час	20,0	20,0
Содержание твердого в сливе классификатора, %	33,0	33,0
Расход хлорида натрия, кг/т	0,9	0
Содержание класса -0.075 мм, %	93,2	86,6
Доверительный интервал, %	1,8	2,5

В целом, установлена высокая эффективность использования хлорида натрия в качестве понизителя твердости при измельчении сульфидных руд.

Список литературы

1. Патент RU2431689 на изобретение, приор. 14.01.2010, опубл. 20.10.2011, МПК С22В11/08 (2006.01)
2. Патент RU2096504 на изобретение, приор. 17.05.1995, опубл. 20.11.1997, МПК С22В11/00 (2006.01)
3. Ребиндер П.А., Шрейнер Л.А. Понизители твердости в бурении // М.-Л, изд-во АН СССР, 1944, с. 3-10.
4. Вабалян Г.А. К основам бурения горных пород и конструкция долот. Геология, разработка и эксплуатация нефтяных и газовых месторождения // Гр. Уф НИИ, вып. IX-X. Гостоптехиздат. 1963. с. 251
5. Глазунов Ю.В., Леонов С.В. Влияние понизителей твердости на измельчаемость руды при имитации замкнутого цикла. Тр. Иркутского политехнического института. Вып. 61. Серия “Обогащение полезных ископаемых”, Иркутск. 1971. – с. ...
6. Глазунов Ю.В., Леонов С.В. Измельчение руды с добавлением понизителей твердости при различных скоростях вращения мельницы. Со. М., 1973. – с. ...
7. Harley J.N., Drisbrey K.A., Wick O.J. Chemical Additives for ore grindin: how effective are they? “CNG AND Mining J.” 1978, 179, № 10, p. 105-111.

РЕНТГЕНРАДИОМЕТРИЧЕСКОЕ ОБОГАЩЕНИЕ ВОЛЬФРАМОВЫХ РУД ДАЛЬНЕГО ВОСТОКА

Мамонов Р.С., Маньковский Р.В., Шемякин В.С., Скопов С.В.

Научно-производственная компания «Техноген», г. Екатеринбург, Россия

По объему минерально-сырьевой базы вольфрама Россия занимает третье место в мире после Китая и Казахстана. В недрах РФ разведано почти ~ 1,8 млн. тонн триоксида вольфрама, но более 18 % запасов отнесены к забалансовым.

Основу российской минерально-сырьевой базы вольфрама составляют коренные месторождения, руды которых по главному рудному минералу вольфрама подразделяются на вольфрамитовые и шеелитовые (64 %) [36,98]. Коренные руды обоих минеральных типов характеризуются комплексным составом: наряду с вольфрамом они содержат молибден, медь, висмут, олово, бериллий, золото и другие компоненты.

В Дальневосточной провинции (рис. 1), где сконцентрировано около 8 % запасов вольфрама страны, наибольшее значение имеют скарновые месторождения качественных шеелитовых руд (часто комплексных) Приморского края.

Вольфрамсодержащие руды в России по своему качеству относятся к категории бедных руд и нуждаются в предварительном обогащении.

При обогащении богатых вольфрамитовых руд применяется ручная сортировка с отбором богатых рудных штуфов. Сортировка, как правило, производится на руде крупностью -150+75 мм на горизонтальных конвейерах. При наличии шеелита поток руды облучается ультрафиолетовыми лучами, под воздействием которых шеелит светится ярко-голубым светом.



Рисунок 1 – Основные месторождения вольфрама в России

Таблица 1 - Характеристика основных вольфрамовых минералов

Минерал	Химическая формула	Содержание WO ₃ , %	Плотность, г/см ³	Твердость, ед.
Вольфрамит	(Fe,Mn)WO ₃	76,5	6,7 - 7,5	4,5 – 5,5
Гюбнерит	MnWO ₃	76,6	7,1	5,0
Ферберит	FeWO ₃	76,3	7,5	5,0
Шеелит	CaWO ₃	80,6	5,8 – 6,2	4,0 – 5,0

Среди многих возможных потенциальных вариантов повышения качества бедного вольфрамового сырья рентгенорадиометрическая сепарация может являться наиболее реальной технологией предварительного обогащения.

С целью определения возможности обогащения забалансовой шеелитовой руды месторождения «Лермонтовское» методом рентгенорадиометрической сепарации на опытно-промышленный участок научно-производственной компании «Техноген» была доставлена проба вольфрамсодержащей руды со средним содержанием WO₃ ~ 0,33 %. Проба массой ~ 5,6 тонн была отобрана на шихтовальном дворе ООО «Лермонтовский горно-обогатительный комбинат». Руда Лермонтовского месторождения характеризуется сложным минеральным составом. Основной промышленный интерес представляет шеелит.

На стадии рудоподготовки было установлено, что в пробе вольфрамовой руды присутствует значительное количество негабаритных кусков, крупностью более 300 мм, в то время как доля не сортируемого мелкого класса крупности менее 30 мм относительно не высокая.

Предварительные исследования, тестовые и опытно-промышленные испытания по рентгенорадиометрической сепарации проводили по разработанной методике, которая включала в себя:

- рудоподготовку отобранной технологической пробы с классификацией ее по крупности и выделением машинных (-300+150, -150+100, -100+50 и -50+30 мм) и не сепарируемого (-30 мм) классов;
- отбор наиболее характерных образцов (кусков) в количестве ~ 50 кусков от машинного класса крупности -100+50 мм для проведения предварительных исследований;
- предварительные исследования на отдельных наиболее характерных кусках руды, включающие выбор алгоритмов, порогов разделения и условий сепарации;
- проведение опытно-промышленных испытаний по обогащению машинных классов крупности на промышленном сепараторе СРФ2-300 в режиме «сепарация»;
- проборазделка продуктов обогащения (дробление, сокращение, измельчение и отбор проб для химического анализа);

- определение содержания WO_3 в продуктах обогащения методом химического анализа.

На стадии предварительных исследований были выявлены следующие основные параметры работы сепараторов:

- определен оптимальный материал анода рентгеновской трубки. В связи с тем, что вольфрам и рений близки – они расположены в таблице рентгеновских характеристик элементов Периодической системы рядом (номера 74 и 75), то установленные на сепараторах СРФ1-100 и СРФ2-300 рентгеновские трубки с ренийевым анодом были заменены на трубки с молибденовым анодом (номер Мо в таблице 42);

- установлены границы и выбраны аналитические области регистрации вторичного характеристического рентгеновского излучения анализируемых элементов и рассеянного рентгеновского излучения. По мишеням, изготовленным из железа и вольфрама, были определены реперные точки отсчета для нахождения аналитических областей. Было установлено, что пик железа находится в 48 канале, а пик молибдена – в 68 канале. В этом случае, аналитическая область регистрации характеристического рентгеновского излучения была принята:

- для железа - 42 – 56 каналы;

- для вольфрама - 61 – 77 каналы;

- для рассеянного излучения - 110 – 250 каналы;

- определены параметры работы рентгеновской трубки для обеспечения необходимой интенсивности излучения. Принято напряжение на трубке $U = 45$ кВ и ток $J = 100$ мА;

- произведен выбор оптимального аналитического параметра. При выборе аналитического параметра рентгенорадиометрической сепарации было рассмотрено несколько вариантов, в частности:

- изучалась возможность разделения, учитывающая значения интенсивностей излучения вольфрама, железа и рассеянного излучения:

$$P_W = N_W : (N_S + N_{Fe}), \text{ ед.}$$

где: N_W , N_{Fe} – регистрируемое от куска вторичное характеристическое рентгеновское излучение соответственно вольфрама и железа;

N_S - регистрируемое также от этого же куска характеристическое рассеянное рентгеновское излучение источника рентгеновского облучения;

- изучалась возможность разделения, учитывающая только значения интенсивностей вольфрама и рассеянного излучения: $P_W = N_W : N_S$, ед.

Было установлено, что оптимальным для обогащения вольфрамовой руды Лермонтовского месторождения является спектральное отношение $P_W = N_W : N_S$;

- проведены предварительные исследования по изучению рентгеновских спектров наиболее характерных образцов руды. От машинного класса крупности -100+50 мм для предварительных исследований было отобрано ~ 50 наиболее характерных кусков (по внешнему виду).

С целью определения содержаний вольфрама в кусках руды, имеющих различные значения аналитического параметра $P_W = N_w : N_S$, были проведены дополнительные исследования. Для этого из большой массы кусков было выбрано 6 образцов с различными значениями P_W . Затем каждый кусок был подвергнут проборазделке до крупности менее 0,074 мм и направлен на химический анализ с целью определения в нем содержания оксида вольфрама (табл. 2).

Таблица 2 – Содержание WO₃ в исследуемых образцах

№ образца	$P_W = \frac{N_w}{N_S}$, ед.	Содержание WO ₃ , %
1	0,013	0,00
2	0,024	0,00
3	0,030	0,01
4	0,051	0,02
5	0,503	1,00
6	2,450	8,29

Проведенные предварительные исследования позволили определить основные параметры и настройки промышленного рентгенометрического сепаратора СРФ2-300, выбрать аналитический параметр разделения, а также установить диапазон значений порогов разделения. Конкретные значения порогов сепарации в режиме «сепарация» определялись для каждого машинного класса в процессе испытаний.

Опытно-промышленные испытания на машинных классах крупности -300+150, -150+100, -100+50 и -50+30 мм проводили в режиме «сепарация» по выбранному на стадии предварительных исследований аналитическому параметру.

Процесс сепарации всех машинных классов крупности на стадии опытно-промышленных испытаний проводили при оптимальном значении алгоритма $P_W = 0,17$ ед., внесенном в бортовой компьютер сепаратора СРФ2-300, обеспечивал требуемое качество концентрата (более 6,0% WO₃).

Результаты опытно-промышленных испытаний по обогащению забалансовой вольфрамовой руды месторождения «Лермонтовское» представлены в табл. 3.

На основании результатов опытно-промышленных испытаний была рекомендована для реализации принципиальная технологическая схема обогащения бедной вольфрамовой руды месторождения «Лермонтовское», представленная на рис. 3.

**Таблица 3 - Результаты обогащения забалансовой вольфрамовой руды
Лермонтовского месторождения**

Продукты сепарации	Выход		WO ₃ , %	
	кг	%	содержание	извлечение
Класс крупности -300+50 мм				
Концентрат сепарации	136	3,5	7,188	87,3
Хвосты сепарации	3784	96,5	0,038	12,7
Класс -300+50 мм	3920	100,0	0,288	100,0
Класс крупности -50+30 мм				
Концентрат сепарации	24	2,8	6,835	46,4
Хвосты сепарации	844	97,2	0,227	53,6
Класс -50+30 мм	868	100,0	0,412	100,0
Итого: машинный класс крупности -300+30 мм				
Концентрат сепарации	160	3,3	7,135	77,2
Хвосты сепарации	4628	96,7	0,072	22,8
Класс -300+30 мм	4788	100,0	0,305	100,0
Несортируемый класс крупности -30 мм				
Класс -30 мм	818	14,6	0,436	-
Всего: исходная забалансовая вольфрамовая руда				
Концентрат сепарации	160	2,9	7,135	62,7
Хвосты обогащения	5446	97,1	0,127	37,3
Исходная руда	5606	100,0	0,330	100,0

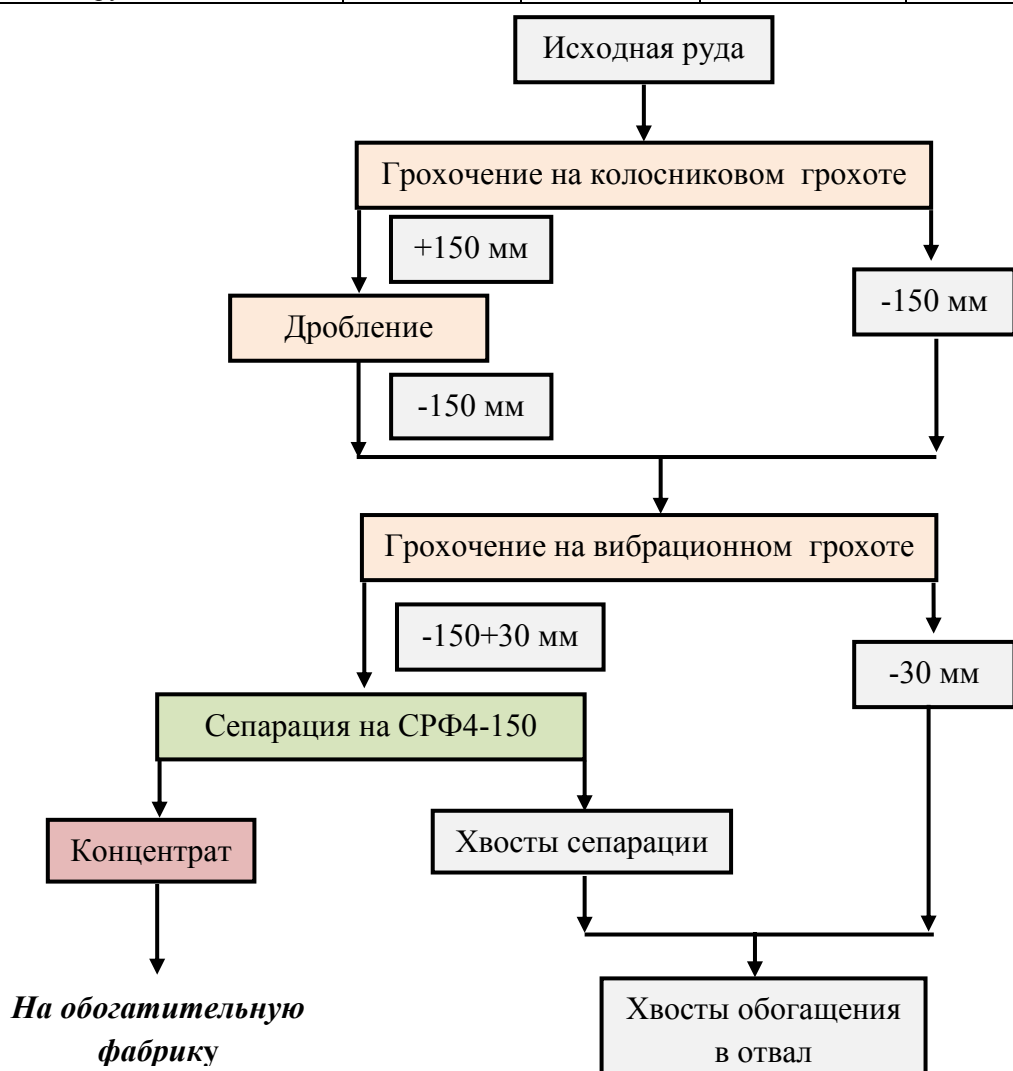


Рисунок – 3 Принципиальная технологическая схема обогащения бедной вольфрамовой руды месторождения «Лермонтовское»

Список литературы

1. Зеликман А.Н. Вольфрам / А. Н. Зеликман, Л. С. Никитина. - М.: Metallurgia, 1978. - 272 с.
2. Тарасов А. В. Минеральное сырье, новые технологии и развитие производства тугоплавких металлов в России и странах СНГ // Цветные металлы. - 2011. - № 6. - С. 42-47.

КОМБИНИРОВАННАЯ ТЕХНОЛОГИЯ СУХОГО ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ОБОГАЩЕНИЯ БЕДНЫХ И ЗАБАЛАНСОВЫХ СУЛЬФИДНЫХ РУД

Завьялов С.С., Мамонов Р.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.

Крупные классы (плюс 30 мм) могут обогащаться рентгенометрической сепарацией (РРС), а мелкие классы крупности (минус 30 мм) присоединяют к концентрату РРС, либо отправляют в отвал в зависимости от их качества и количества. Присоединение мелких классов крупности к концентрату РРС приводит к разубоживанию концентрата, а направление их в отвал приводит к потерям ценных компонентов.

Вовлечение в переработку не обогащаемых методом РРС мелких классов крупности является актуальным и экономически оправданным направлением повышения эффективности предварительного обогащения руд.

Комбинированная технология предварительного обогащения исследована на сульфидной руде с массовой долей меди 3 %. Медь в руде представлена в основном халькопиритом. Проба сульфидной руды крупностью минус 300 мм подвергалась грохочению на классы крупности -300+30, -30+20, -20+13, -13+6 и -6 мм.

Крупные классы перерабатывали на рентгенометрическом сепараторе (РРС) с получением концентрата с массовой долей меди 4,2 % при извлечении в него меди 92 % по отношению к обогащаемым классам крупности от минус 300 мм плюс 30 мм и отвальных хвостов с массовой долей меди в них 0,27 %. Классы крупности -30+6 мм перерабатывали воздушной сепарацией с получением тяжелой фракции с выходом 37,54 %, массовой долей меди в ней 5,9 % при извлечении меди в нее 94,66 % и легкой фракции с выходом 62,46 % массовой долей меди в ней 0,2 % при потерях меди 5,34 %. Материал крупностью менее 6 мм обогащали по классам крупности методом разделения по скоростям витания в сепараторе восходящего потока (СВП) с получением тяжелой фракции с выходом

5,3 %, массовой долей меди в ней 23,99 % при извлечении меди 32,67 %, промежуточный продукт с выходом 74,7 %, массовой долей меди в ней 3,21 % при извлечении меди 65,96 % и легкой фракции с выходом 20,0 % с массовой долей меди в ней 0,25 % при потерях меди 1,37 %.

Таким образом к реализации предлагается сухая комбинированная рентгенорадиометрически-гравитационная технология предварительного обогащения сульфидных руд, которая может быть использована при обогащении сульфидных руд, вскрышных пород и забалансовых руд.

УДК 543.272

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ МЕТОДОВ РФА И ЭПР ПРИ ЖИДКОФАЗНОМ ОКИСЛЕНИИ KI ПЕРСУЛЬФАТОМ В ПРИСУТСТВИИ КЕПЛЕРАТА $\text{Mo}_{72}\text{Fe}_{30}$

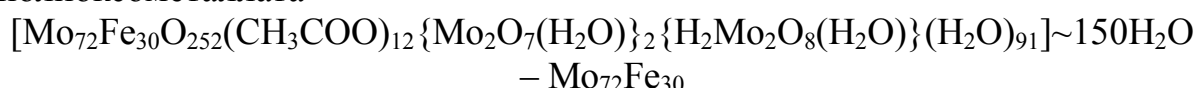
Завьялов С.С.¹, Асадов О. И.¹, Гагарин И.В.², Остроушко А.А.², Важенин В.А.²,
Суриков В.Т.³, Меньшиков С.Ю.¹

¹ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Россия

²ФГАОУ ВО «Уральский федеральный университет им. первого Президента
России Б.Н. Ельцина», г. Екатеринбург, Россия

³ФГБУН Институт химии твердого тела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия

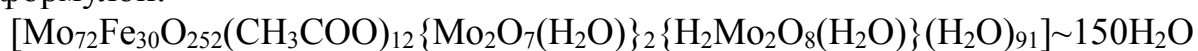
Окисление иодида калия персульфатом калия – удобная модельная гомогенная реакция для изучения каталитических свойств ионов переходных металлов [1]. Интересны каталитические свойства полиоксометаллата



в растворе, в том числе по отношению к данной реакции. При этом в работе [2] было показано, что разложение пероксида водорода в присутствии раствора кеплерата практически является гетерогенной реакцией из-за больших размеров данного кластера (2,5 нм). Было доказано, что разложение H_2O_2 в присутствии $\text{Mo}_{72}\text{Fe}_{30}$ является реакцией первого порядка, энергия активации которой составила 58 кДж/моль. В нашей работе полиоксометаллат $\text{Mo}_{72}\text{Fe}_{30}$ был использован в качестве катализатора в процессе окисления иодида калия персульфатом калия, первой стадией которого и, по-видимому, лимитирующей является разложение персульфата. Рентгенофлуоресцентным методом было установлено соотношение $\text{Mo}:\text{Fe}$ в кеплерате (8:1). При этом для калибровки были использованы образцы отработанных катализаторов Формокс-процесса на основе $\text{Fe}_2(\text{MoO}_4)_3$, анализ которых был ранее осуществлен с использованием метода ИСП МС. При этом сумма ионов железа (II) и (III) была выше в отработанном катализаторе производства

формальдегида (Fe-26,5; Mo-19,2; Ca-0,07 %) по сравнению с отработанным катализатором производства КФК (Fe-11,1; 12,7; Mo-30,6; 38,9; Ca-0,2; 0,12 %). То есть соотношение Mo: Fe в отработанных катализаторах варьировалось от 0,7:1 до 3:1 и, следовательно, не совпадало как с соотношением, полученным теоретическим расчетом, исходя из приведенной выше молекулярной формулы, так и с полученным экспериментально рентгеновским методом. Другой причиной отклонений экспериментальных результатов от теоретических может быть влияние легких атомов, таких как углерод и кислород, присутствующих в составе кеплерата и искажающих реальное соотношение Mo: Fe (4,8:1). Кроме того, методом ЭПР ранее было показано, что соотношение ионов Fe(II):Fe(III) выше в отработанном катализаторе производства формалина, по сравнению с отработанным катализатором производства КФК, что, возможно, также повлияло на полученную калибровочную зависимость при использовании рентгенофлуоресцентного метода. В этой связи, по-видимому, в отличие от металлических образцов, образцы, содержащие оксиды металлов и полиоксометаллаты, требуют учитывать влияние легких атомов, входящих в состав исследуемых соединений, на результаты элементного анализа, и привлечения для построения калибровочных зависимостей метода ИСП МС.

Данные рентгенофлуоресцентного анализа образцов отработанных катализаторов, не подвергавшихся магнитной сепарации, также свидетельствуют о большем относительном содержании Mo в отработанных катализаторах с установки получения КФК, по сравнению с отработанными катализаторами с установки формалина. Однако, расчет исходного рентгеновского спектра кеплерата (рис. 1) уже приводит к завышенному соотношению Mo:Fe по сравнению с молекулярной формулой:



Ранее исходный катализатор на основе $\text{Fe}_2(\text{MoO}_4)_3$ и отработанные катализаторы до и после магнитной сепарации были изучены методом ЭПР-спектроскопии. В этой связи применение физико-химических методов анализа для изучения, например, супрамолекулярных полиоксометаллатов Mo также дает возможность дополнительно прояснить понимание деталей механизма взаимодействия субстратов с поверхностью гетерогенных катализаторов. [3]. Причем поиск более эффективных катализаторов по сравнению с промышленными для процесса парофазного окисления метанола продолжается [4] и часто связан с синтезом наноструктурированных материалов, обладающих большей удельной поверхностью и, следовательно, каталитической активностью. Одним из способов получения наноразмерного молибдата железа (III) может быть термодеструкция соответствующего полиоксометаллата $\text{Mo}_{70}\text{Fe}_{30}$ кеплератного типа. Ранее строение и термодеструкция этих соединений и полиоксометаллатов с тороидальной струк-

турой были установлены в том числе с использованием метода спектроскопии ЭПР [5,6].

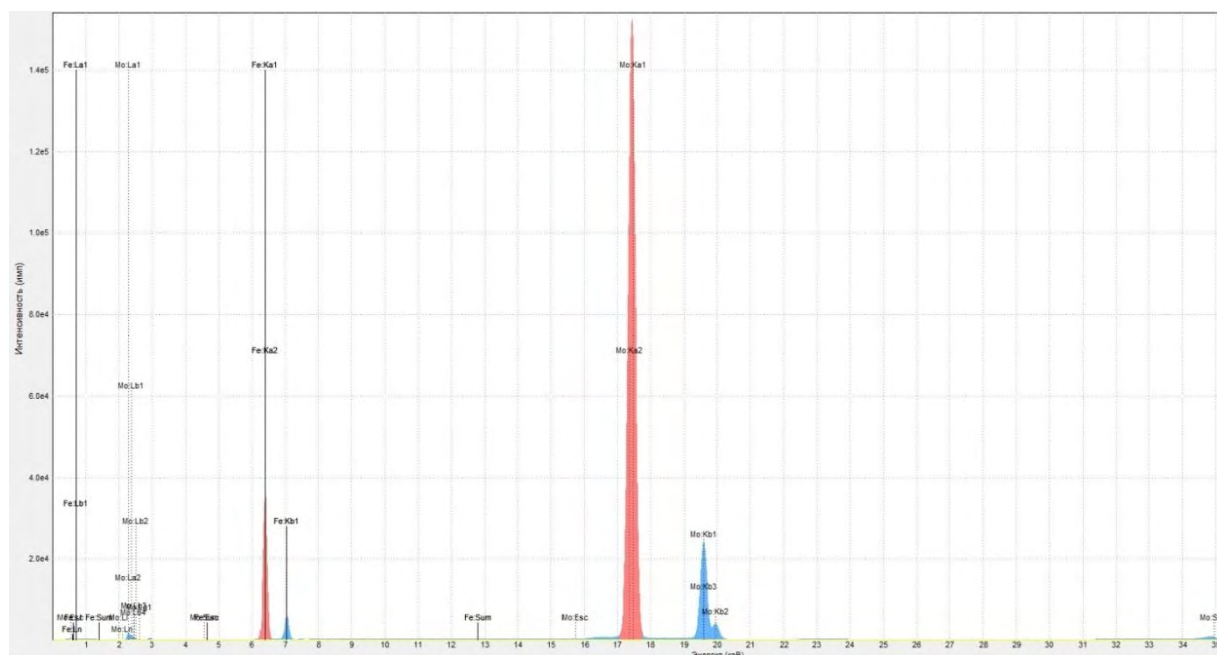


Рисунок 1 – Рентгеновский спектр полиоксометаллата $\text{Mo}_{72}\text{Fe}_{30}$

Хотя проводить корректные аналогии между гетерогенным процессом парофазного окисления метанола в присутствии катализаторов на основе молибдата железа (III) и жидкофазным каталитическим процессом окисления иодида калия персульфатом в присутствии кеплерата достаточно непросто, однако, в обоих случаях катализаторы являются гетерогенными, о чем свидетельствовало нелинейное увеличение скорости накопления иода в растворе во второй реакции при увеличении концентрации кеплерата. А значение энергии активации реакции окисления иодида персульфатом в присутствии $\text{Mo}_{72}\text{Fe}_{30}$, определенное графическим методом в координатах $\ln k$ от $1/T$ при пяти температурах, оказалось аналогичным приведенному в литературе значению E_a для реакции разложения H_2O_2 в присутствии кеплерата [2]. Значения констант скорости определялись из кинетических спектрофотометрических кривых накопления иода, с использованием графика зависимости увеличения концентрации I_2 от времени и применением программы Origin, с функцией $C=A(1-e^{-kt})$ – Vox Lucas 1, где A – предэкспоненциальный множитель, а k – константа скорости реакции.

Список литературы

1. Меньшиков С.Ю., Ситников Л.В. Кинетика гомогенных химических реакций. Часть 2: учебно-методическое пособие для студентов направления 21.05.04 - «Горное дело» очного и заочного обучения, - Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2017. – 25 с.
2. Mokhtari R., Rezaeifard A., Jafarpour M., Farrokhi A. Visibele-light driven catalase-like activity of blackberry-shaped $\{\text{Mo}_{72}\text{Fe}_{30}\}$ nanovesicles: combined kinetic and mechanistic studies // Catal. Sci. Technol., Royal Society of Chemistry, 2018, DOI: 10.1039/c8cy00603b

3. Müller A., Maiti R., Schmidtmann M., Bögge H., Das S.K., Zhang W. Mimicking oxide surfaces: different types of defects and ligand coordination at well defined positions of a molybdenum oxide based nanocluster // Chem. Commun., 2001, № 20, P. 2126-2127.

4. Jin G., Weng W., Lin Z., Dummer N.F., Taylor S.H., Kiely C.J., Bartly J.K., Hutchings G.J. Fe₂(MoO₄)₃/MoO₃ nano-structured catalysts for the oxidation of methanol to formaldehyde // J. Catalysis, 2012, Vol. 296, P. 55-64.

5. Остроушко А.А., Тонкушина М.О., Коротаев В.Ю., Прокофьева А.В., Кутяшев И.Б., Важенин В.А., Данилова И.Г., Меньшиков С.Ю. Стабильность полиоксометаллата Mo₇₂Fe₃₀ со структурой типа букибола в растворах // ЖНХ, 2012, Т. 57, №9, С.1292-1295.

6. Остроушко А.А., Коротаев В.Ю., Тонкушина М.О., Гржегоржевский К.В., Важенин В.А., Кутяшев И.Б., Мартынова Н.А., Меньшиков С.Ю., Селезнева Н.В. Электротранспортные, сорбционные и фотохимические свойства нанокластерных полиоксомолибдатов с тороидальной структурой // ЖФХ, 2012, Т.86, №8, С. 1383-1389.

УДК 622.7

ВЛИЯНИЕ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОЙ РЕНТГЕНРАДИОМЕТРИЧЕСКОЙ СЕПАРАЦИИ НА ПОКАЗАТЕЛИ ФЛОТАЦИИ МЕДЬСОДЕРЖАЩИХ ШЛАКОВ

Хорошун С. П., Черепанов П. А., Черепанов Е. А., Колтунов А. В.

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,

г. Екатеринбург, Россия

Предварительное обогащение [1] с использованием рентгенорадиометрической сепарации находит применение как при обогащении минерального сырья [2, 3, 4], так и при переработке техногенных отходов, в частности шлаков металлургических производств [5].

В отдельных случаях в результате предварительного обогащения получают конечные концентраты, пригодные для плавки, в других случаях после предварительной концентрации концентрат требует дальнейшего флотационного обогащения. При рентгенорадиометрической сепарации (РРС) удаление хвостов сопровождается потерями металла, но при этом возрастает содержание меди в питании флотации, что может привести к повышению извлечения в этой операции [4].

Представляет интерес изучение вопроса увеличения извлечения в концентрате флотации при увеличении содержания меди в концентрате РРС при переработке медьсодержащего шлака.

В данной работе представлены результаты изучения влияния РРС на показатели флотации медьсодержащих шлаков за счёт повышения массовой доли меди в питании флотации при удалении крупнокусковых хвостов.

В ходе исследований флотационной обогатимости шлаков было выявлено, что флотация в кислой среде даёт лучшие результаты разделения, поэтому именно для таких условий были проведены флотационные опыты

на пробах продуктов предварительного обогащения шлака с использованием рентгенофлуоресцентной сепарации.

Исходный шлак был подвергнут фракционированию на лабораторном рентгенорадиометрическом сепараторе СРФ-100Л по значению аналитического параметра, представляющего спектральное отношение интенсивностей в спектральной области меди и в области рассеянного рентгеновского излучения.

В последующих экспериментах использовали три фракции шлака – условно «богатые», «средние» и «бедные», – выделенные при сортировке по значениям аналитического параметра. Характеристика фракций приведены в таблице 1.

Все опыты по флотации материала выделенных фракций проводились при следующих условиях: массовая доля класса $-0,071$ мм 97 %; рН=4,4; расход реагентов: БКК – 100 г/т; Т-92 – 40 г/т; Аэрофайн – 100 г/т; CuSO_4 – 200 г/т; время флотации 24 минуты. Результаты опытов приведены в таблице 2.

Таблица 1 – Фракции рентгенорадиометрической сепарации

Параметр разделения H	Выход фракции, %	Массовая доля меди во фракции, %
<0,2	13,08	0,393
0,4-0,5	19,75	0,434
>0,5	19,12	0,507

Таблица 2 – Результаты флотационных опытов продуктов РРС, %

Продукт	Выход	Массовая доля меди	Извлечение
Питание опыта ($H>0,5$)	100,00	0,507	100,00
<i>Концентрат</i>	<i>11,11</i>	<i>2,540</i>	<i>55,62</i>
Хвосты	88,89	0,253	44,38
Питание опыта ($0,4<H<0,5$)	100,00	0,434	100,0
<i>Концентрат</i>	<i>9,14</i>	<i>2,400</i>	<i>50,60</i>
Хвосты	90,86	0,236	49,40
Питание опыта ($0,2<H$)	100,00	0,393	100,00
<i>Концентрат</i>	<i>6,12</i>	<i>2,180</i>	<i>33,42</i>
Хвосты	93,87	0,277	66,58

Анализ результатов таблицы 2 показывает, что повышение массовой доли меди в питании флотации приводит к существенному повышению извлечения меди в концентрат при мало меняющемся качестве концентратов.

Предварительная концентрация этих шлаков с использованием рентгенофлуоресцентной сепарации может повысить содержание меди в шла-

ке, подаваемом на флотацию, что позволит поднять технологические показатели флотации.

Этот эффект может быть значительно усилен при проведении предварительного концентрирования в два этапа: первый – организация избирательной выемки порций шлака с высокими содержаниями меди; второй – рентгенофлуоресцентная сепарация богатых порций шлака.

Рост флотационного извлечения при увеличении содержания меди в питании флотации может позволить компенсировать потери меди с хвостами рентгенорадиометрической сепарации.

Список литературы

1. Цыпин Е. Ф. Предварительное обогащение // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. 2001. № 4–5. С. 82–104.
2. 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 высших учебных заведений. Горный журнал. 2005. № 5. – С. 21–37.
3. Шемякин В. С., Скопов С. В., Цыпин Е. Ф., Шемякин А. В. Рентгенорадиометрическая сепарация минерального сырья и техногенных образований Уральского региона // Известия вузов. Горный журнал. 2011. №4. – С. 29–33.
4. Цыпин Е. Ф. Обогащение в стадиях рудоподготовки: научн. монография. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2015 – 303 с.
5. Шемякин В. С., Скопов С. В. Обогащение техногенных образований методом рентгенорадиометрической сепарации // Цветные металлы. 2013. №9. – С. 84–88.

УДК 622.7

РЕНТГЕНОРАДИОМЕТРИЧЕСКАЯ СОРТИРОВКА ОТВАЛЬНЫХ МЕДНЫХ ШЛАКОВ ШАХТНОЙ ПЛАВКИ

Хорошун С. П., Черепанов П. А., Черепанов Е. А.
ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Россия

Шлаки многих медеплавильных производств России и мира перерабатываются с использованием флотационной технологии [1, 2]. В переработку вовлекаются, в том числе, шлаки с невысоким содержанием меди. К ним относятся шлаки отражательной печи сырой шихты.

Для рудного сырья зачастую используют предварительное обогащение [3, 4, 5], которое реализуется с использованием рентгенорадиометрической (рентгенофлуоресцентной) сепарации.

Предприятия, перерабатывающие шлаковые отвалы с целью доизвлечения ценных металлов, могут также прибегнуть к предварительной сортировке шлаков. Возможность использования рентгенофлуоресцентной сепарации для этих целей показана для шлаков различных металлургических производств [6, 7]. Такой подход позволяет повысить содержание ме-

талла в продукте, который после сортировки в дальнейшем отправляется на глубокое обогащение для доизвлечения металла и выделения крупнокусковых хвостов. В данной работе исследованы варианты обогащения отвальных шлаков отражательной печи сырой шихты с использованием метода рентгенорадиометрической сепарации, с целью предварительной концентрации медных шлаков перед флотационным обогащением.

Исходные характеристики изученных кусковых медьсодержащих шлаков представлены в таблицах 1-2.

Таблица 1 – Гранулометрический состав пробы кускового шлака

Класс крупности, мм	+70	-70+40	-40+25	-25+20	-20+15	-15+10	-10+0
Содержание класса, %	20,8	35,0	28,5	5,8	4,0	2,8	3,1

Таблица 2 – Химический состав пробы кускового шлака

Компонент	Cu	Zn	Pb	S	CaO	SiO ₂	Fe
Массовая доля, %	0,49	2,56	0,10	1,87	7,30	29,80	36,80

Рудными минералами в пробе: пирит, халькопирит, сфалерит, вторичные минералы меди: ковеллин, халькозин и борнит, а также присутствуют металлическая фаза, магнетит и ферриты.

Методика изучения рентгенорадиометрической обогатимости заключалась в получении рентгенорадиометрических спектров в статических и динамических условиях, изучении полей корреляций и плотностей распределения по аналитическому параметру, фракционировании пробы шлаков в динамическом режиме.

Для изучения возможности рентгенорадиометрической обогатимости проба разделена на классы крупности -100+75; -75+50 и -50+25 мм.

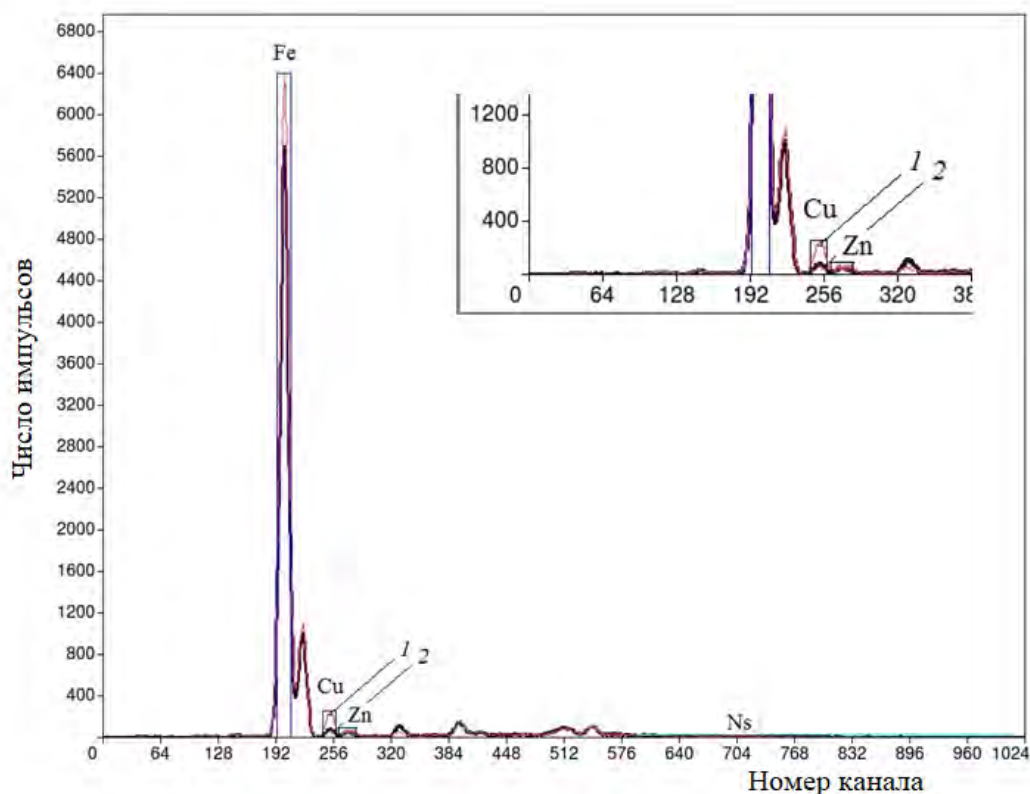
Все образцы каждого класса крупности подвергнуты рентгенорадиометрическому анализу с получением рентгеновских спектров в статических и динамических условиях на лабораторном рентгенофлуоресцентном сепараторе СРФ-100Л. На рисунке 1 приведены спектры вторичного рентгеновского излучения богатого и бедного образцов шлака. В качестве разделительного признака был выбран аналитический параметр H , для оценки кускового содержания меди:

$$H_1=N_{Cu}/Ns; \quad H_2=N_{Zn}/Ns; \quad H_3=N_{Fe}/Ns,$$

где N_{Cu} , N_{Zn} , N_{Fe} – интенсивность характеристического излучения в энергетических областях меди, цинка, железа;

Ns – интенсивность рассеянного рентгеновского излучения.

С использованием выбранных аналитических параметров проанализированы кусковые связи содержаний основных компонентов (рисунок 2).



**Рисунок 1 – Спектры вторичного рентгеновского излучения образцов шлака I тип:
1 – богатый по меди кусок; 2 – бедный по меди кусок**

Выявлена весьма слабая корреляционная связь между содержаниями основных компонентов во всех классах крупности, таким образом, рентгенорадиометрическое обогащение следует вести по основному целевому компоненту, в данном случае по меди.

Далее были рассчитаны и построены плотности распределения по аналитическому параметру H_1 (рисунок 3).

Плотности распределения по меди имеет правоасимметричный вид, что говорит о наличии бедных фракций и позволяет сделать предположение о возможности выделения бедных хвостов в крупнокусковом виде.

Плотность распределения по железу имеет выраженный левоасимметричный вид. Корреляционная связь между железом и основным целевым компонентом – медью – весьма слабая. Выделение железосодержащего продукта в крупнокусковом виде не является целесообразным для данного вида сырья.

По результатам изучения рентгенорадиометрических кусков в статическом режиме были выбраны границы разделения для фракционирования в динамическом режиме. Было проведено фракционирование класса - 50+25 мм по выбранным границам разделения, результаты приведены в таблице 1. В качестве разделительного признака выбран аналитический параметр по меди H_1 .

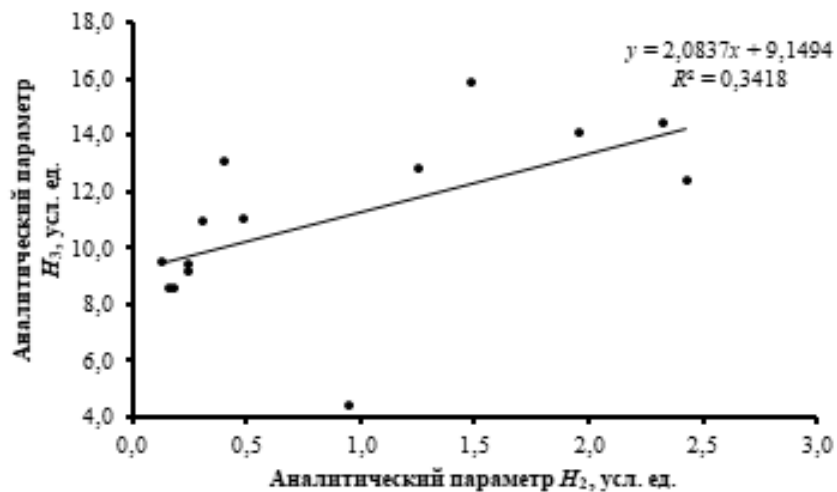
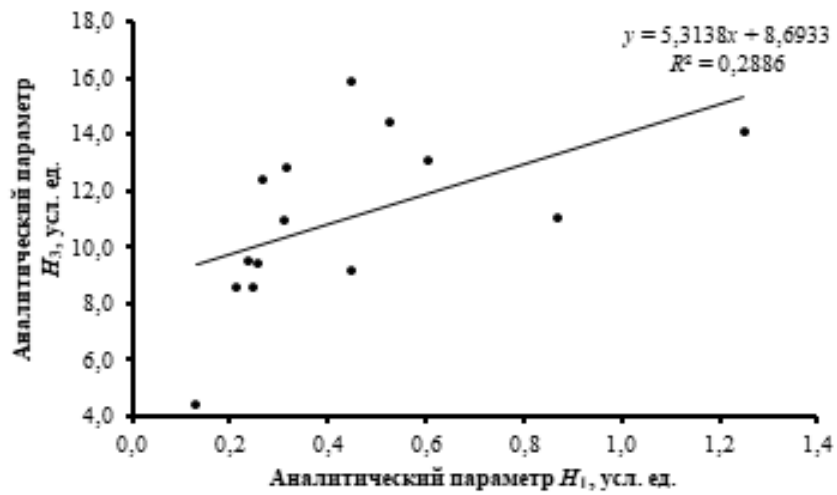
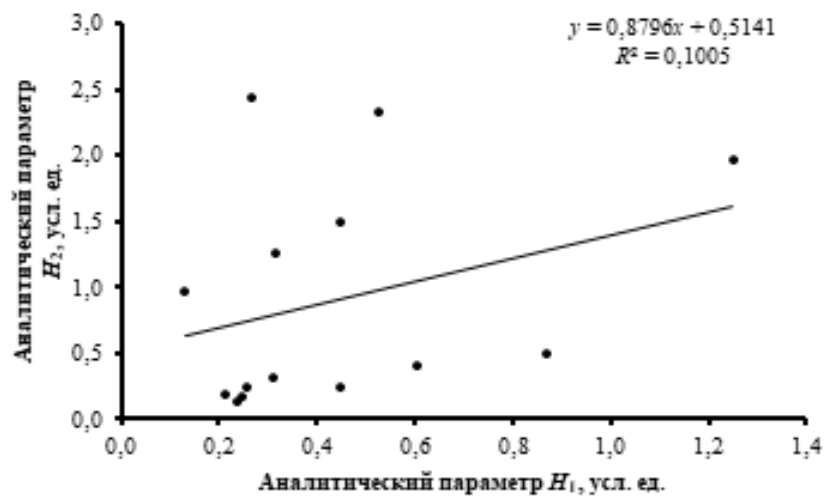


Рисунок 2 – Поля корреляции аналитических параметров основных компонентов. Класс -100+75 мм

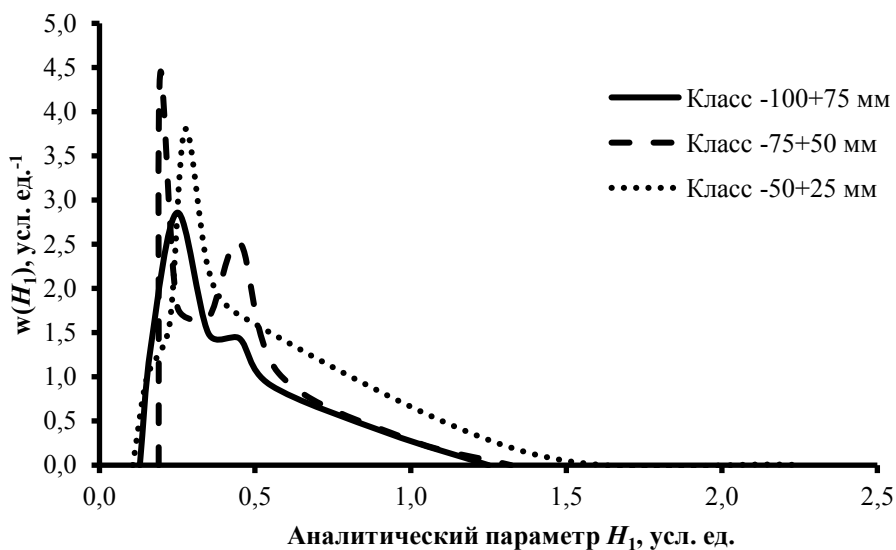


Рисунок 3 – Плотность распределения по аналитическому параметру H_1

Таблица 3 – Результаты разделения в динамическом режиме

Границы разделения	Выход, %	Суммарный выход, %	Массовая доля меди, %	Извлечение меди по фракции, %
0-0,1	1,63	1,63	0,38	0,99
0,1-0,2	10,57	12,2	0,43	7,18
0,2-0,25	13,08	25,28	0,44	9,09
0,25-0,3	16,31	41,59	0,46	11,81
0,3-0,4	19,54	61,13	0,46	14,3
0,4-0,5	19,75	80,88	0,55	17,21
>0,5	19,12	100	0,6	18,24
Итого	100	-	0,63	100

Анализ результатов, приведённых в таблице 3, указывает на низкую контрастность кускового шлакового материала, следствием чего является малое различие отдельных фракций по содержанию меди. При переработке шлаковых отвалов хвосты предварительного обогащения шлаков предполагается складировать в местах хранения самих шлаков. При этом только часть ранее занятой площади будет занята хвостами предварительного обогащения. При отработке отвала возможно применение селективной выемки шлака по данным детального аппаратного картирования отвала, что может дать некоторый прирост содержания меди в питании предварительного обогащения.

Список литературы

1. Сабанова М. Н. Интенсификация процесса флотации медного шлака в условиях водооборота: Дисс. на соискание учёной степени кандидата технических наук. М. 2016 г. – 169 с.
2. Технология обогащения медных и медно-цинковых руд Урала / под общ. ред. В. А. Чантурия и И. В. Шадруновой; Ин-т проблем комплекс. освоения недр РАН. М.: Наука, 2016. – 387 с.

3. Цыпин Е. Ф. Обогащение в стадиях рудоподготовки: науч. монография. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2015 – 303 с.

4. Цыпин Е. Ф. Предварительное обогащение // Известия вузов. Горный журнал. 2001, №4-5 – С. 82-104

5. Чантурия В. А., Вайсберг Л. А., Козлов А. П. Приоритетные направления исследований в области переработки минерального сырья // Обогащение руд. 2014. №2 – С. 3-8.

6. 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 высших учебных заведений. Горный журнал. 2005. № 5. – С. 21–37.

7. Шемякин В. С., Скопов С. В. Обогащение техногенных образований методом рентгенорадиометрической сепарации // Цветные металлы. 2013. №9. – С. 84-88.

УДК 622.7

ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ СОВМЕСТНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ РАЗЛИЧНЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ТИПОВ МЕДНЫХ ШЛАКОВ ОТРАЖАТЕЛЬНОЙ ПЕЧИ

Черепанов Е. А., Черепанов П. А., Хорошун С. П., Колтунов А. В.
ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Россия

Цветная металлургическая промышленность является крупнейшим производителем отходов. Среди отходов основной объём приходится на шлаки, скапливающиеся годами на территориях перерабатывающих предприятий. Вместе с тем, образующиеся шлаки являются ценным минеральным сырьём и могут быть использованы в народном хозяйстве страны. В Уральском регионе находится основная часть медного пояса России.

Переработке техногенных отходов с целью получения из них полезных компонентов на сегодняшний день уделяется большое внимание, так как в настоящее время сырьевая база руд цветных и чёрных металлов всё больше истощается. Шлаки металлургических производств являются техногенным сырьём для производства металлов. Ежегодный объём накопления шлаков металлургических производств в России составляет более 95 млн т [1, 2].

В России и зарубежных странах разрабатываются и совершенствуются технологии переработки металлургических шлаков, что позволяет частично решать проблемы дефицита минерально-сырьевой базы, повышать загрузку обогатительных предприятий, снижать экологическую нагрузку на окружающую среду за счёт уменьшения объёма хранимых шлаков. Вовлечение в переработку шлаков с малым содержанием металлов требует пересмотра технологий обогащения шлаков. Исследования и разработка новых технологий переработки шлаков являются актуальными.

На сегодняшний день наиболее простым и менее затратным методом доизвлечения ценных компонентов из медных шлаков считается флотация. [2] За рубежом переработку медного шлака практикуют в Японии, Финляндии [2, 3, 4, 5], в странах СНГ – в Казахстане и России [6, 7, 8].

Целью исследований являлось изучение особенностей совместной переработки двух технологических типов медных шлаков отражательной печи.

Полученные пробы шлака рассматривались как пробы, отобранные из различных мест шлакового отвала. Ввиду различных содержаний в них цинка, выделяется два технологических типа, один из которых (проба № 1) характеризуется несколько большим содержанием меди и весьма низким содержанием цинка, для второго типа (проба № 2) характерно несколько меньшее содержание меди, но значительно большее содержание цинка.

Проба № 1 представлена дроблёным шлаком крупностью -3+0 мм общей массой около 150 кг. Проба № 2 представлена кусковым шлаком крупностью -100+0 мм общей массой 150 кг.

Химический состав проб № 1 и № 2 приведён в таблице 1.

Таблица 1 – Химический состав исследованных проб

Проба	Массовая доля, %			
	Cu	Zn	S	Fe
№ 1	0,68	0,44	2,52	43,00
№ 2	0,49	2,56	1,87	36,80

При изучении измельчаемости проб шлаков было установлено, что прочностные характеристики шлаков обеих проб похожи: при измельчении материала проб №1 и №2 от 60 минут и выше выходы классов -0,071 и -0,045 мм составляют более 90 %.

Были проведены флотационные опыты на смеси шлаков пробы №1 и пробы №2 в соотношении 1:1.

Флотационный опыт проводился при следующих условиях: массовая доля класса -0,071 мм – 97 %; pH=4,65; расход реагентов: БКК – 100 г/т; Т-92 – 40 г/т; Аэрофайн – 100 г/т; CuSO₄ – 200 г/т; продолжительность флотации 14 минут. Результаты опыта приведены в таблице 2.

Флотация смеси проб № 1 и № 2 позволила получить промежуточные значения извлечения меди в концентрат и значительно большую массовую долю меди в концентрате по сравнению с результатами отдельного флотационного обогащения проб [9].

Таблица 2 – Результаты флотационного опыта, выполненного на смеси шлаков пробы № 1 и пробы № 2

Продукт	Выход, %	Массовая доля меди, %	Извлечение, %
Концентрат	7,25	4,45	55,54
Хвосты	92,75	0,279	44,46
Исходный	100,00	0,625	100,00

В дальнейшем можно провести серию опытов по совместной переработке, смешивая шлаки в различных пропорциях.

Список литературы

1. Газалеева Г. И., Орлов С. Л., Савин А. Г., Закриничный В. Н. Перспективные направления обогащения техногенных отходов // Экология и промышленность России. 2013. №1. – 16-21.
2. Сабанова М. Н. Интенсификация процесса флотации медного шлака в условиях водооборота: Дисс. на соискание учёной степени кандидата технических наук. М. 2016 г. – 169 с.
3. Технология обогащения медных и медно-цинковых руд Урала / под общ. ред. акад. РАН В. А. Чантурия и докт. техн. наук И. В. Шадруновой; Ин-т проблем комплекс. освоения недр РАН. М.: Наука, 2016. – 387 с.
4. Евдокименко А. К., Пименова Т. С., Шабалина Р. И., Обеднение шлаков медного производства // Цветные металлы. 1987. № 12. – С. 39-41.
5. Луккаренен Т. Флотация медных шлаков на комбинате «Оутокумпу» // М.: Научно-технический бюллетень «Цветная металлургия». 1968. №10. – С. 63-69.
6. Санакулов К.С., Хасанов А.С. Переработка шлаков медного производства. Ташкент: Фан. 2007.– 238 с.
7. Таужнянская З. А. Технология извлечения металлов из шлаков, отвальных хвостов обогатительных фабрик и шлаков металлургического производства за рубежом. М.: Цветметинформация, 1978. – С. 42-47.
8. Селиванов Е. Н., Беляев В. В., Гуляева Р. И., Копытов А. С., Сельменских Н. И. Фазовый состав продуктов и распределение металлов при флотации конвертерных шлаков Среднеуральского медеплавильного завода // Цветные металлы. 2008. №12. – С. 23-27.

УДК 622.7

ОСОБЕННОСТИ ПЕРЕРАБОТКИ МЕДНЫХ ШЛАКОВ ОТРАЖАТЕЛЬНОЙ ПЕЧИ

Черепанов П. А., Черепанов Е. А., Хорошун С. П.
ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Россия

На сегодняшний день наиболее простым и менее затратным методом доизвлечения ценных компонентов из медных шлаков считается флотация. [1] За рубежом переработку медного шлака практикуют в Японии, Финляндии [1, 2, 3, 4], в странах СНГ – в Казахстане и России [5, 6, 7].

В настоящий момент собственные медные шлаки методом флотации перерабатывают предприятия Уральского региона с полным циклом: ППМ «Уралэлектромедь», «Карабашмедь», «Святогор», «Среднеуральский медеплавильный завод (СУМЗ)». В зависимости от содержания меди при флотации оборотных шлаков достигается извлечение меди в концентрат, равное 70-90 %, при флотации отвальных шлаков, извлечение меди менее 60 %.

Технологические схемы флотации медного шлака включают дробление твёрдого шлака, трёхстадиальное измельчение, основную, контрольную флотацию с использованием собирателя (чаще ксантогена и аэрофлотов) с введением пенообразователя, одну или две перечистки концентрата [1, 2].

Целью исследований являлось изучение особенностей переработки различных технологических типов медных шлаков отражательной печи, которые формировались в процессе складирования в шлаковый отвал предприятия. На типы шлаки могут быть разделены при переработке шлакового отвала с использованием метода предварительного рентгенометрического обогащения [8].

Полученные пробы шлака рассматривались как пробы, отобранные из различных мест шлакового отвала. Ввиду различных содержаний в них цинка, выделяется два технологических типа, один из которых (проба №1) характеризуется несколько большим содержанием меди и весьма низким содержанием цинка, для второго типа (проба №2) характерно несколько меньшее содержание меди, но значительно большее содержание цинка.

Проба № 1 представлена дроблёным шлаком крупностью -3+0 мм общей массой около 150 кг. Проба №2 представлена кусковым шлаком крупностью -100+0 мм общей массой 150 кг.

Химический состав проб № 1 и № 2 приведён в таблице 1.

Таблица 1 – Химический состав исследованных проб

Проба	Массовая доля, %			
	Cu	Zn	S	Fe
№ 1	0,68	0,44	2,52	43,00
№ 2	0,49	2,56	1,87	36,80

Результаты изучения распределения содержаний меди по классам крупности, направляемых на измельчение и флотацию, и раскрытие минералов меди в этих классах приведены в таблице 2.

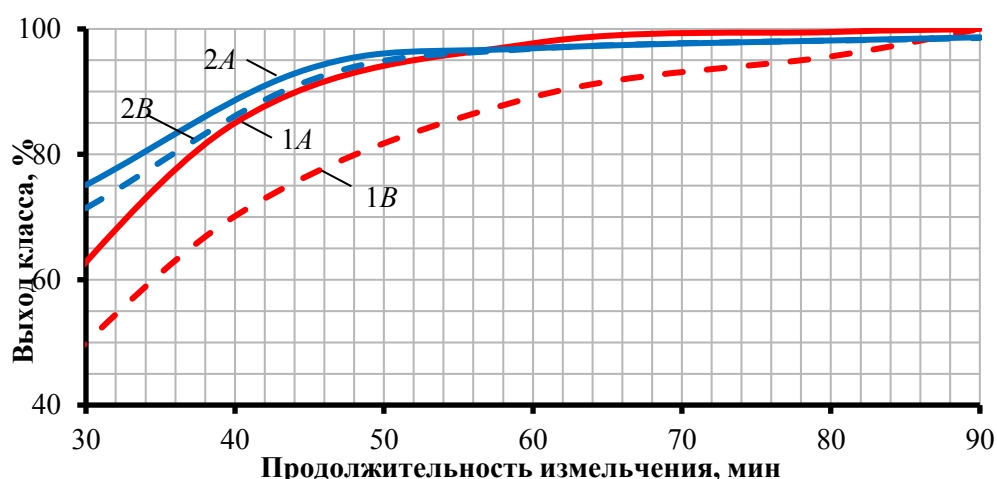
Анализ раскрытия сульфидных минералов меди по классам крупности указывает на то, что приемлемое для разделения раскрытие сульфидных минералов меди достигается в крупности менее 0,045 мм, следовательно, технология обогащения шлаков должна включать методы глубокого (флотационного) обогащения

Для выбора рационального времени измельчения были экспериментально получены кривые кинетики измельчения шлака в лабораторной шаровой мельнице, представленные на рисунке 1.

Анализируя кривые кинетики, можно сделать вывод, что прочностные характеристики измельчаемости шлаков обеих проб имеют схожесть: при измельчении материала проб № 1 и № 2 от 60 минут и выше выходы классов -0,071 (A) и -0,045 (B) мм составляют более 90 %.

**Таблица 2 – Распределение меди и раскрытие минералов меди
в различных классах крупности шлака**

Класс крупности, мм	Выход, %	Массовая доля меди, %	Раскрытие минералов меди (медь сульфидная), %	
			свободные зёрна	сростки
-3+1,25	34,60	0,59	-	100
-1,25+0,63	22,35	0,62	-	100
-0,63+0,315	14,96	0,67	ед. зерна	100
-0,315+0,16	8,73	0,69	5	95
-0,160+0,071	8,17	0,74	38	62
-0,071+0,045	3,05	0,79	57	43
-0,045+0,020	3,18	0,63	79	21
-0,020+0,010	3,48	1,28	83	17
-0,010+0,005	1,00	1,54	85	15
-0,005+0	0,48	1,86	89	11
Исходный шлак	100,00	0,68	-	-



**Рисунок 1 – Кривые кинетики измельчения шлаков:
1A, 2A – класс -0,071 мм; 1B, 2B – класс -0,045 мм**

Для изучения флотационной обогатимости шлаков на пробах № 1 и № 2 был выполнен ряд флотационных опытов при варьировании pH среды и расхода реагентов.

При проведении опытов использовались следующие реагенты: активаторы – медный купорос (CuSO_4), гидросульфид натрия (NaHS); регуляторы среды – CaO , H_2SO_4 ; собиратели – бутиловый ксантогенат калия (БКК), Аэрофайн (А); вспениватель – Т-92.

Продолжительность флотации – 14 минут.

Режимы измельчения и флотации приведены в таблице 3, результаты флотационных опытов приведены в таблице 4. Кривые кинетики флотации для условий опыта № 6 представлены на рисунке 2.

Таблица 3 – Режимы проведения опытов (проба № 1)

№ опыта	Режим измельчения		рН	Режим флотации			
	массовая доля класса, %			Расход реагентов, г/т			
	71 мкм	45 мкм		БКК	Т-92	А	NaHS
1	97	90	4,5	100	40	100	400
2			6,8	100	40	100	400
3			10,5	100	40	100	400
4			6,8	50	80	50	400
5			6,8	150	160	150	400
6			6,8	100	40	100	-

Таблица 4 – Результаты проведения флотационных опытов (проба № 1)

№ опыта	Показатели, %						
	исходный	концентрат			хвосты		
	массовая доля	выход	извлечение	массовая доля	выход	извлечение	массовая доля
1	0,674	9,40	37,00	2,652	90,60	63,00	0,468
2	0,714	11,86	55,87	3,364	88,14	44,13	0,357
3	0,646	10,40	49,14	3,052	89,60	50,86	0,367
4	0,754	10,01	63,22	4,763	89,99	36,78	0,308
5	0,653	12,30	65,51	3,476	87,70	34,49	0,257
6	0,696	17,29	69,83	2,811	82,71	30,17	0,254

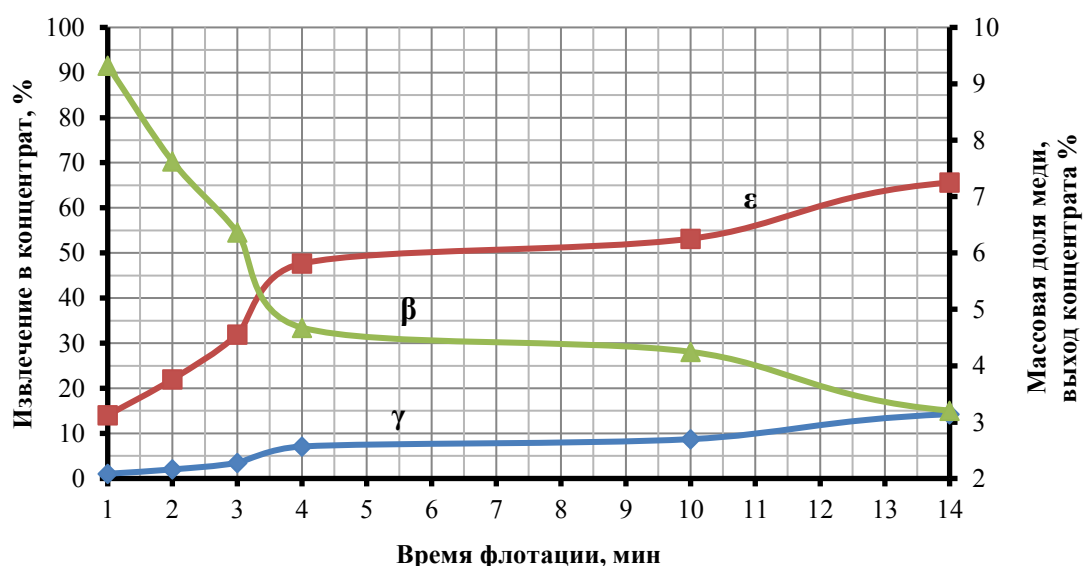


Рисунок 2 – Кривые кинетики флотации пробы № 1 по результатам опыта № 6: γ – выход концентрата; β – массовая доля меди в концентрате; ε – извлечение меди в концентрат

Лучшим оказался опыт № 6, в котором было достигнуто максимальное извлечение в концентрат (69,83 %) с массовой долей 2,8 %.

На пробе № 2 все опыты проводились в аналогичных условиях. Режимы и результаты флотационных опытов приведены в таблице 5 и таблице 6 соответственно, а кривые кинетики флотации для условий опыта № 1 представлены на рисунке 3.

Таблица 5 – Режимы проведения опытов (проба № 2)

№ опыта	Режим измельчения		рН	Режим флотации				
	массовая доля класса, %			Расход реагентов, г/т				
	71 мкм	45 мкм		БКК	Т-92	А	CuSO ₄	CaO
1	97	90	4,5	100	40	100	200	-
2			6,9	100	40	100	200	-
3			10,5	100	40	100	200	1000
4			6,9	50	40	50	200	-
5			6,9	150	40	150	200	-

Таблица 6 – Результаты проведения флотационных опытов (проба № 2)

№ опыта	Показатели, %						
	исходный	концентрат			хвосты		
	массовая доля	выход	извлечение	массовая доля	выход	извлечение	массовая доля
1	0,550	8,74	50,46	2,81	91,26	49,54	0,264
2	0,539	5,98	41,31	3,25	94,02	58,69	0,294
3	0,538	8,88	48,22	2,57	91,12	51,78	0,269
4	0,532	4,72	37,56	3,68	95,28	62,44	0,303
5	0,555	7,02	45,20	3,16	92,98	54,80	0,296

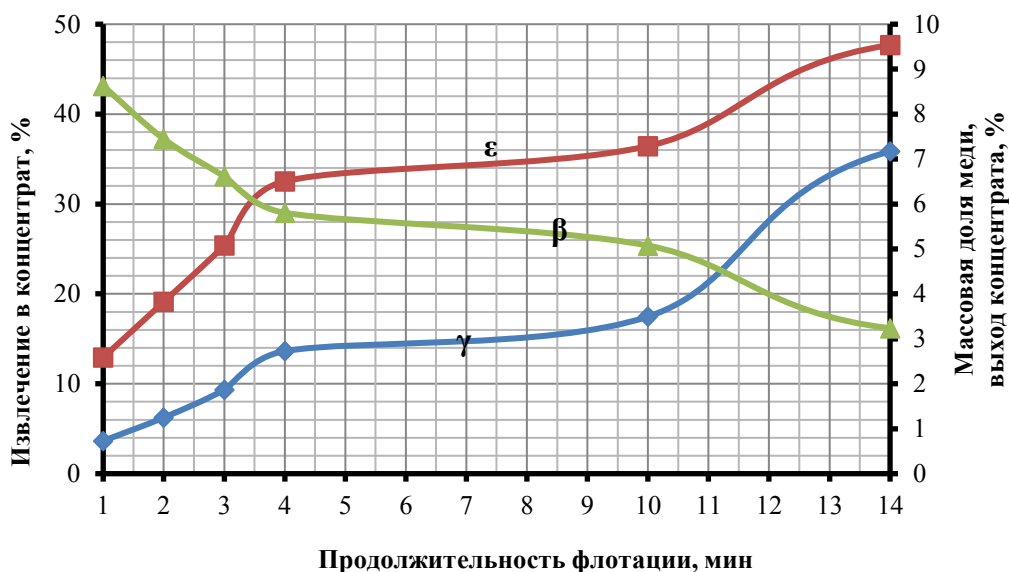


Рисунок 3 – Кривые кинетики флотации пробы № 2 по результатам опыта № 1: γ – выход концентрата; β – массовая доля меди в концентрате; ε – извлечение меди в концентрат

Максимальное извлечение было достигнуто в кислой среде. Сравнение с технологическими показателями аналогичных опытов, выполненных на пробе № 1, показывает, что полученные флотационные концентраты имеют одинаковое качество (2,81 %) с гораздо более низким извлечением меди в концентрат (50,46 % против 69,83 %, меньше на 19,37 %).

Сравнение технологических показателей лучших опытов, выполненных на двух пробах, показывает, что полученные флотационные концентраты имеют одинаковое качество (2,81 %) с гораздо более низким извлечением меди в концентрат (69,83 % против 50,46 %). Причиной этому служит различная массовая доля меди в исходном (0,68 % против 0,49 %), а также более высокая массовая доля цинка в пробе №2, который подавляет извлечение меди.

В результате исследований предложен реагентный режим для флотации медьсодержащих шлаков шахтной плавки, обеспечивающий извлечение в концентрат от 50,46 до 69,83 %, в зависимости от массовой доли меди в исходном.

Список литературы

1. Сабанова М. Н. Интенсификация процесса флотации медного шлака в условиях водооборота: дисс. на соискание учёной степени кандидата технических наук. М. 2016 г. – 169 с.
2. Технология обогащения медных и медно-цинковых руд Урала / под общ. ред. акад. РАН В. А. Чантурия и докт. техн. наук И. В. Шадруновой; Ин-т проблем комплекс. освоения недр РАН. М.: Наука, 2016. – 387 с.
3. Евдокименко А. К., Пименова Т. С., Шабалина Р. И., Обеднение шлаков медного производства // Цветные металлы. 1987. № 12. – С. 39-41.
4. Луккаренен Т. Флотация медных шлаков на комбинате «Оутокумпу» // М.: Научно-технический бюллетень «Цветная металлургия». 1968. №10. – С. 63-69.
5. Санакулов К. С., Хасанов А. С. Переработка шлаков медного производства. Ташкент: Фан. 2007. – 238 с.
6. Таужнянская З. А. Технология извлечения металлов из шлаков, отвальных хвостов обогатительных фабрик и шлаков металлургического производства за рубежом. М.: Цветметинформация, 1978. – С. 42-47.
7. Селиванов Е. Н., Беляев В. В., Гуляева Р. И., Копытов А. С., Сельменских Н. И. Фазовый состав продуктов и распределение металлов при флотации конвертерных шлаков Среднеуральского медеплавильного завода // Цветные металлы. 2008. №12. – С. 23-27.
8. Цыпин Е. Ф. Предварительное обогащение // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. 2001. № 4–5. С. 82–104.

СОПОСТАВЛЕНИЕ ПРИМЕНЕНИЯ ЦЕНТРОБЕЖНОЙ И ПНЕВМАТИЧЕСКОЙ СЕПАРАЦИИ В ОПЕРАЦИИ ПОДГОТОВКИ ПРОБ С КРУПНЫМ ЗОЛОТОМ

Волков П.С.

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

При выполнении анализов проб руд с крупным свободным золотом возникают значительные расхождения между результатами параллельных определений. Это объясняется неравномерным распределением зёрен золота при подготовке проб к анализам. В результате содержание золота в аналитических пробах, отбираемых для выполнения пробирных анализов, не соответствуют содержанию в массе исходной руды (эффект самородка). Особенно большие ошибки возникают при анализе руд объектов с относительно низким содержанием золота [1].

Для определения содержания золота возможно применение следующих методов:

- Традиционная пробирная плавка, её недостатки при анализе руд с крупным золотом очевидны.
- Пробирная плавка укрупнённой навески руды. Это трудоёмкая и дорогостоящая операция, поэтому применяется редко.
- Цианирование укрупнённых навесок руды. Этот метод применяется в ряде лабораторий. Недостатком является длительность процесса и определённые ограничения, связанные с применением цианида.
- Выполнение анализов с предварительным отсевом крупного золота на сите и отдельным анализом надрешётного и подрешётного продуктов (ОСТ 48-276-86). Метод применяется многими лабораториями, но масса навески на ситовой анализ, как правило, ограничивается 0,5-1 кг, которая для руд некоторых объектов недостаточна. После получения результатов анализов определяется содержание золота в исходной пробе руды по формуле:

$$\alpha = \frac{\gamma_{\text{н}}\beta_{\text{н}} + \gamma_{\text{п}}\beta_{\text{п}}}{100},$$

где $\gamma_{\text{н}}$ – выход надрешетного продукта, % от массы пробы, поступающей на контрольное просеивание;

$\beta_{\text{н}}$ – массовая доля золота в надрешетном продукте, г/т;

$\gamma_{\text{п}}$ – выход подрешетного продукта, % от массы пробы, поступающей на контрольное просеивание;

$\beta_{\text{п}}$ – массовая доля золота в подрешетном продукте, г/т;

α – массовая доля золота в исходной пробе, г/т.

Выполнение анализов с предварительным обогащением пробы и выделением основной части металла в концентрат с последующим отдельным анализом концентрата и хвостов. После получения результатов анализов определяется содержание золота в исходной пробе руды по формуле:

$$\alpha = \frac{\gamma_k \beta_k + \gamma_x \beta_x}{100},$$

где γ_k – выход концентрата, % от массы пробы, поступающей на выделение свободного золота;

β_k – массовая доля золота в концентрате, г/т;

γ_x – выход хвостов, % от массы пробы, поступающей на выделение свободного золота;

β_x – массовая доля золота в подрешетном продукте, г/т;

α – массовая доля золота в исходной пробе, г/т.

Анализируя альтернативные методы предварительного выделения свободного золота при подготовке руд к анализам можно сделать вывод о преимуществах выделения золота гравитационным концентрированием по следующим причинам [2].

1. Возможность подготовки проб большей массы, что обусловлено высокой производительностью центробежных концентраторов, в частности используемый при выполнении работ прецессионно-центробежный концентратор имеет производительность более 300 кг/час. Время обработки одной пробы массой 4 кг, включая разгрузку концентрата и промывку оборудования, составляет 15-20 мин. Практически такое же время требуется для мокрого отсева золота, но из навесок массой около 500 г.

2. Возможность механического сокращения пробы хвостов гравитации и снижение массы материала для последующего обезвоживания и сушки.

3. При гравитационном концентрировании извлекается золото всего диапазона крупности, в то время как при отсеве – только зёрна, размер которых превышает размер ячейки сита. Это подтверждает сравнение результатов анализов хвостов гравитации и отсева, в соответствии с которыми содержание золота в хвостах гравитации на 40-60 % ниже, чем в отсеве.

Применение методики определений массовой доли золота с предварительным гравитационным концентрированием позволяет повысить точность анализов по сравнению с методикой предварительного отсева крупного золота.

Повышение точности анализов при введении операции обогащения в процесс пробоподготовки требует реализации новых более перспективных способов обогащения позволяющие добиваться близких к гравитационному концентрированию результатов. Одним из способов рассмотрена технология «сухого» обогащения, которая интересует разработчиков, вероятно, столько же времени, сколько ведется промышленная добыча и переработка минерального сырья. Отсутствие потребления технологической во-

ды, необходимости сушки продуктов обогащения, сниженные капитальные затраты – далеко не полный перечень преимуществ «сухих» методов обогащения.

Еще в 20-е годы прошлого столетия делались попытки разделять минералы, используя силу воздушных потоков. Однако метод сначала не отличался высокой эффективностью и сопровождался слишком большими потерями полезных компонентов.

На данный момент на кафедре ОПИ имеется пневматический сепаратор позволяющий обогащать пробы руды в восходящем потоке воздуха принципом работы похожим на сепаратор Сепайр [4] и лабораторный центробежный концентратор К-200ВЛ, В К-80ВЛ [5,6] сравнение этих аппаратов и будем проводить.

Для проведения эксперимента подготовлены 2 пробы модельного материала. В качестве модельного материала использован кварц с маркерами из оловянно-свинцового сплава. Маркеры исполняли роль недробимых частиц благородных металлов находящихся в руде. Плотность данного сплава составляет 9000 кг/м^3 . Маркеры крупностью: 2, 1, 0,5 и 0,3 мм. Исходная крупность кварца - 2 мм.

Одну пробу модельного материала пропустили через пневматический сепаратор, время прохождения 25 кг составило 90 минут, масса концентрата – 5 кг. Концентрат сепаратора подвергли пересортировке, в пневматическом сепараторе изменив скорость восходящего потока воздуха, время прохождения материала – 30 минут, масса конечного концентрата – 10 г.

Полученный концентрат из ПС рассеян на лабораторной установке через несколько сит для выделения отдельных классов крупности, это производилось для упрощения дальнейшего извлечения маркеров из концентрата. Маркеры размером 2 мм и 1 мм отделялись от кварца с помощью визуального отбора, для извлечения маркеров размером 0,5 и 0,3 мм использовалась наклонная плоскость.

Так как данные маркеры имеют круглую форму, то они с легкостью отделяются от кварца, скатываясь по наклонной плоскости. Так же для отделения маркеров можно использовать ручную отмывку, но производить её лучше на разделённом по классам материале. Далее маркеры взвешены и проведена обработка результатов.

Результаты эксперимента на пневматическом сепараторе приведены в таблице 1.

Модельный материал пропустили через центробежный концентратор К-200ВЛ, время прохождения 25 кг составило 15 минут, масса концентрата – 450 г. Концентрат концентратора пропустили через центробежный концентратор К-80ВЛ, время прохождения материала - 5 минут, масса конечного концентрата – 50 г.

Полученный концентрат из К-80ВЛ рассеян на лабораторной установке через несколько сит для выделения отдельных классов крупности,

это производилось для упрощения дальнейшего извлечения маркеров из концентрата.

Таблица 1 - Массовые доли маркеров в исходной пробе и продуктах обогащения на пневматическом сепараторе

Крупность d, мм	Массовая доля в исходной пробе $\alpha \cdot 10^{-3}$, %	Массовая доля в концентрате $\beta \cdot 10^{-3}$, %	Извлечение ϵ , %
2	0,114	0,515	100
1	0,492	1,926	87,50
0,5	0,296	1,059	78,91
0,3	0,298	0,082	31,22

Результаты эксперимента на центробежном сепараторе приедены таблице 2.

Таблица 2 - Массовые доли маркеров в исходной пробе и продуктах обогащения на центробежном концентраторе

Крупность d, мм	Массовая доля $\alpha \cdot 10^{-3}$, %	Массовая доля в концентрате $\beta \cdot 10^{-3}$, %	Извлечение ϵ , %
2	0,114	0,015	100
1	0,492	0,023	81,25
0,5	0,296	0,013	80,00
0,3	0,298	0,001	3,75

Расчеты относительных погрешностей для условий при идеальном извлечении:

Погрешность сокращения пробы $S_{\alpha_j}^2$ [3]:

$$S_{\alpha_j}^2 = k \cdot f \cdot \alpha_j \cdot \beta_m \cdot \rho_m \frac{d_j^3}{q}, \left(\frac{\Gamma}{T}\right)^2 ;$$

α_j – массовая доля маркеров в исходной пробе, г/т

f – коэффициент формы маркеров;

β_m – массовая доля маркеров в концентрате, г/т;

ρ_m – плотность минерала, кг/м³.

$$S_{\alpha_2}^2 = 1,0 \cdot 1,14 \cdot 10^6 \cdot 9000 \frac{(2 \cdot 10^{-3})^3}{0,05} = 1641,6 \left(\frac{\Gamma}{T}\right)^2 ;$$

$$S_{\alpha_1}^2 = 1,0 \cdot 4,92 \cdot 10^6 \cdot 9000 \frac{(1 \cdot 10^{-3})^3}{0,05} = 885,6 \left(\frac{\Gamma}{T}\right)^2 ;$$

$$S_{\alpha_{0,5}}^2 = 0,85 \cdot 2,96 \cdot 10^6 \cdot 9000 \frac{(0,5 \cdot 10^{-3})^3}{0,05} = 56,6 \left(\frac{\Gamma}{T}\right)^2 ;$$

$$S_{\alpha_{0,3}}^2 = 0,85 \cdot 2,98 \cdot 10^6 \cdot 9000 \frac{(0,3 \cdot 10^{-3})^3}{0,05} = 12,3 \left(\frac{\Gamma}{T}\right)^2 ;$$

$$S_{\alpha_0}^2 = S_{\alpha_2}^2 + S_{\alpha_1}^2 + S_{\alpha_{0,5}}^2 + S_{\alpha_{0,3}}^2 \left(\frac{\Gamma}{T}\right)^2 ;$$

$$S_{\alpha_0}^2 = 1641,6 + 885,6 + 56,6 + 12,3 = 2596,1 \left(\frac{r}{T}\right)^2;$$

$$S_{\alpha_0} = \sqrt{2596,14} = 51,0 \left(\frac{r}{T}\right);$$

Относительная погрешность сокращения пробы P_0 :

Здесь S_0 и P_0 – среднеквадратичная и относительная погрешности подготовки пробы при нулевом варианте;

$$P_0 = \frac{2 \cdot S_{\alpha_0}}{\alpha} \cdot 100 = \frac{2 \cdot 51,1}{12,008} \cdot 100 = 849,43 \%$$

$$S_1^2 = S_{\alpha_0}^2 - S_{\alpha_2}^2 = 2596,1 - 1641,6 = 954,54 \left(\frac{r}{T}\right)^2;$$

$$P_1 = \frac{2 \cdot \sqrt{S_1^2}}{\alpha} \cdot 100 = \frac{2 \cdot \sqrt{954,54}}{12,008} \cdot 100 = 514,58 \%$$

$$S_2^2 = S_{\alpha_0}^2 - S_{\alpha_2}^2 - S_{\alpha_1}^2 = 2596,1 - 1641,6 - 885,6 = 68,94 \left(\frac{r}{T}\right)^2;$$

$$P_2 = \frac{2 \cdot \sqrt{S_2^2}}{\alpha} \cdot 100 = \frac{2 \cdot \sqrt{68,94}}{12,008} \cdot 100 = 138,29 \%$$

$$S_3^2 = S_{\alpha_0}^2 - S_{\alpha_2}^2 - S_{\alpha_1}^2 - S_{\alpha_{0,5}}^2 = 2596,1 - 1641,6 - 885,6 - 56,6 = 12,3 \left(\frac{r}{T}\right)^2;$$

$$P_3 = \frac{2 \cdot \sqrt{S_3^2}}{\alpha} \cdot 100 = \frac{2 \cdot \sqrt{12,3}}{12,008} \cdot 100 = 58,41 \%$$

$$S_4^2 = S_{\alpha_0}^2 - S_{\alpha_2}^2 - S_{\alpha_1}^2 - S_{\alpha_{0,5}}^2 - S_{\alpha_{0,3}}^2 = 2596,1 - 1641,6 - 885,6 - 56,6 - 12,3 = 0 \left(\frac{r}{T}\right)^2;$$

$$P_4 = \frac{2 \cdot \sqrt{S_4^2}}{\alpha} \cdot 100 = \frac{2 \cdot \sqrt{0}}{12,008} \cdot 100 = 0 \%$$

Формула расчета извлечения маркеров разной крупности в концентрат

$$\varepsilon(d_j) = \frac{q_j}{q_{\text{общ}}} \cdot 100 \%;$$

$$\varepsilon(2) = \frac{0,0284}{0,3002} \cdot 100 = 9,46 \%;$$

$$\varepsilon(2 + 1) = \frac{0,0284 + 0,1232}{0,3002} \cdot 100 = 50,50 \%;$$

$$\varepsilon(2 + 1 + 0,5) = \frac{0,0284 + 0,1232 + 0,074}{0,3002} \cdot 100 = 75,15 \%;$$

$$\varepsilon(2 + 1 + 0,5 + 0,3) = \frac{0,0284 + 0,1232 + 0,074 + 0,076}{0,3002} \cdot 100 = 100 \%$$

Расчеты относительной погрешности по результатам проведенных опытов:

Для пневматической сепарации:

-с учетом извлечения маркеров крупностью 2 мм

$$S_1 = S_{\alpha_0}^2 - S_{\alpha_1}^2 \cdot (\varepsilon) = 2596,1 - (1641,6 \cdot 1) = 954,54 \left(\frac{\Gamma}{T}\right)^2;$$

$$P_1 = \frac{2 \cdot \sqrt{S_1}}{\alpha} \cdot 100 = \frac{2 \cdot \sqrt{954,54}}{12,008} \cdot 100 = 514,58 \%$$

- с учетом извлечения маркеров крупностью 2 и 1 мм

$$S_2 = S_{\alpha_0}^2 - S_{\alpha_1}^2 \cdot (\varepsilon) - S_{\alpha_2}^2 \cdot (\varepsilon) = 2596,1 - (1641,6 \cdot 1) - (885,6 \cdot 0,875) = 179,64 \left(\frac{\Gamma}{T}\right)^2;$$

$$P_2 = \frac{2 \cdot \sqrt{S_2}}{\alpha} \cdot 100 = \frac{2 \cdot \sqrt{179,64}}{12,008} \cdot 100 = 223,23 \%$$

- с учетом извлечения маркеров крупностью 2, 1 и 0,5 мм

$$S_3 = S_{\alpha_0}^2 - S_{\alpha_1}^2 \cdot (\varepsilon) - S_{\alpha_2}^2 \cdot (\varepsilon) - S_{\alpha_3}^2 \cdot (\varepsilon) = 2596,1 - (1641,6 \cdot 1) - (885,6 \cdot 0,875) - (56,6 \cdot 0,789) = 134,98 \left(\frac{\Gamma}{T}\right)^2;$$

$$P_3 = \frac{2 \cdot \sqrt{S_3}}{\alpha} \cdot 100 = \frac{2 \cdot \sqrt{134,98}}{12,008} \cdot 100 = 193,50 \%$$

- с учетом извлечения маркеров крупностью 2, 1, 0,5 и 0,3 мм

$$S_4 = S_{\alpha_0}^2 - S_{\alpha_1}^2 \cdot (\varepsilon) - S_{\alpha_2}^2 \cdot (\varepsilon) - S_{\alpha_3}^2 \cdot (\varepsilon) - S_{\alpha_4}^2 \cdot (\varepsilon) = 2596,1 - (1641,6 \cdot 1) - (885,6 \cdot 0,875) - (56,6 \cdot 0,789) - (12,3 \cdot 0,312) = 131,14 \left(\frac{\Gamma}{T}\right)^2;$$

$$P_4 = \frac{2 \cdot \sqrt{S_4}}{\alpha} \cdot 100 = \frac{2 \cdot \sqrt{131,14}}{12,008} \cdot 100 = 190,73 \%$$

Расчеты извлечений суммарных классов в концентрат

$$\varepsilon(d_j) = \frac{q_j \cdot \varepsilon}{q_{\text{общ}}} \cdot 100 \%$$

$$\varepsilon(2) = \frac{0,0284}{0,3002} \cdot 100 = 9,46 \%$$

$$\varepsilon(2 + 1) = \frac{0,0284 + (0,1232 \cdot 0,875)}{0,3002} \cdot 100 = 45,37 \%$$

$$\varepsilon(2 + 1 + 0,5) = \frac{0,0284 + (0,1232 \cdot 0,875) + (0,074 \cdot 0,789)}{0,3002} \cdot 100$$

$$= 64,82 \%$$

$$\begin{aligned} & \varepsilon(2 + 1 + 0,5 + 0,3) = \\ & = \frac{0,0284 + (0,1232 \cdot 0,875) + (0,074 \cdot 0,789) + (0,076 \cdot 0,312)}{0,3002} \end{aligned}$$

$$\cdot 100 = 72,7 \%$$

Для гравитационной концентрации:

-с учетом извлечения маркеров крупностью 2 мм

$$S_1 = S_{\alpha_0}^2 - S_{\alpha_1}^2 \cdot (\varepsilon) = 2596,1 - (1641,6 \cdot 1) = 954,54 \left(\frac{\Gamma}{T}\right)^2;$$

$$P_1 = \frac{2 \cdot \sqrt{S_1}}{\alpha} \cdot 100 = \frac{2 \cdot \sqrt{954,54}}{12,008} \cdot 100 = 514,58 \%$$

- с учетом извлечения маркеров крупностью 2 и 1 мм

$$S_2 = S_{\alpha_0}^2 - S_{\alpha_1}^2 \cdot (\varepsilon) - S_{\alpha_2}^2 \cdot (\varepsilon) = 2596,1 - (1641,6 \cdot 1) - (885,6 \cdot 0,8125) = 234,99 \left(\frac{r}{T}\right)^2;$$

$$P_2 = \frac{2 \cdot \sqrt{S_2}}{\alpha} \cdot 100 = \frac{2 \cdot \sqrt{234,99}}{12,008} \cdot 100 = 255,32 \%$$

- с учетом извлечения маркеров крупностью 2, 1 и 0,5 мм

$$S_3 = S_{\alpha_0}^2 - S_{\alpha_1}^2 \cdot (\varepsilon) - S_{\alpha_2}^2 \cdot (\varepsilon) - S_{\alpha_3}^2 \cdot (\varepsilon) = 2596,1 - (1641,6 \cdot 1) - (885,6 \cdot 0,8125) - (56,6 \cdot 0,80) = 134,36 \left(\frac{r}{T}\right)^2;$$

$$P_3 = \frac{2 \cdot \sqrt{S_3}}{\alpha} \cdot 100 = \frac{2 \cdot \sqrt{134,36}}{12,008} \cdot 100 = 193,06 \%$$

- с учетом извлечения маркеров крупностью 2, 1, 0,5 и 0,3 мм

$$S_4 = S_{\alpha_0}^2 - S_{\alpha_1}^2 \cdot (\varepsilon) - S_{\alpha_2}^2 \cdot (\varepsilon) - S_{\alpha_3}^2 \cdot (\varepsilon) - S_{\alpha_4}^2 \cdot (\varepsilon) = 2596,1 - (1641,6 \cdot 1) - (885,6 \cdot 0,8125) - (56,6 \cdot 0,80) - (12,3 \cdot 0,0375) = 134,51 \left(\frac{r}{T}\right)^2;$$

$$P_4 = \frac{2 \cdot \sqrt{S_4}}{\alpha} \cdot 100 = \frac{2 \cdot \sqrt{131,14}}{12,008} \cdot 100 = 193,17 \%$$

Расчеты извлечений суммарных классов в концентрат

$$\varepsilon(d_j) = \frac{q_j \cdot \varepsilon}{q_{\text{общ}}} \cdot 100 \%$$

$$\varepsilon(2) = \frac{0,0284}{0,3002} \cdot 100 = 9,46 \%$$

$$\varepsilon(2 + 1) = \frac{0,0284 + (0,1232 \cdot 0,8125)}{0,3002} \cdot 100 = 42,80 \%$$

$$\varepsilon(2 + 1 + 0,5) = \frac{0,0284 + (0,1232 \cdot 0,8125) + (0,074 \cdot 0,80)}{0,3002} \cdot 100 = 62,52 \%$$

$$\varepsilon(2 + 1 + 0,5 + 0,3) = \frac{0,0284 + (0,1232 \cdot 0,8125) + (0,074 \cdot 0,80) + (0,076 \cdot 0,0375)}{0,3002} \cdot 100 = 63,47 \%$$

По результатам расчетов построена зависимость изменения относительной погрешности от суммарного извлечения классов при реальном извлечении маркеров, рисунок 1.

Проведенный эксперимент показал, что как пневматический сепаратор, так и центробежный концентратор показывают хорошие результаты по выделению крупных маркеров (недробимых частиц). Именно крупные частицы создают большую часть относительной погрешности.

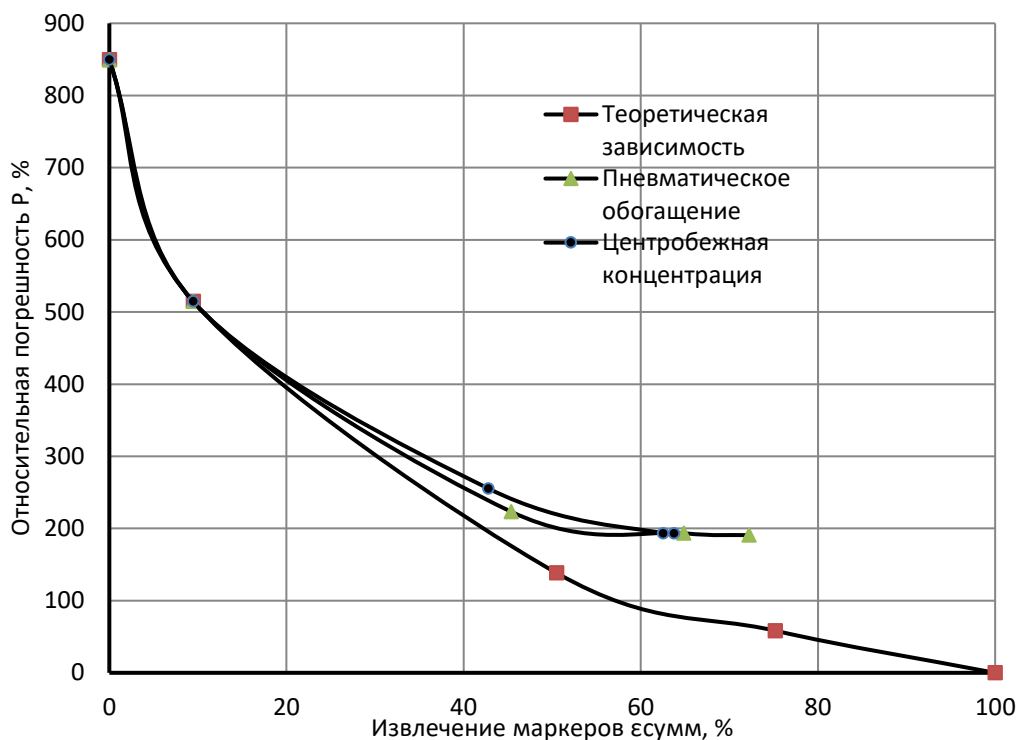


Рисунок 1 – Зависимость относительной погрешности от извлечения маркеров

Так как опыты проводились на материале с плотностью 9000 кг/м^3 , что значительно ниже плотности благородных металлов, то можно предположить, что извлечение более плотных минералов металлов будет значительно выше. Пневматическая установка является хорошей альтернативой центробежному сепаратору, так как разделение происходит без присутствия воды.

Несмотря на сложности и относительную дороговизну рассмотренных методов определения содержания крупного самородных благородных металлов, эти способы являются единственными надежными для достоверного определения содержаний благородных металлов в рудах с крупными частицами самородных фаз.

Список литературы

1. Козин В. З., Комлев А. Е., Волков П. С. Подготовка к анализу проб, содержащих недробимые включения // Обогащение руд. 2017. №1. С.24-29.
2. Кисляков В. Е. Прогнозная оценка извлечения золота // «Цветные металлы», 2008 г. №3 – С. 15-26.
3. Козин В. З. Опробование минерального сырья: науч. монография. Екатеринбург: УГГУ, 2011. 316 с.
4. Степаненко А.И. Комплекс пневматической сепарации «Сепайр». Инновации в сухом обогащении руд и нерудных материалов, Золотодобыча, №133, Декабрь, 2009
5. Морозов Ю. П., Фалей Е. А., Хамидулин И. Х. Разработка и испытания турбулизационных центробежных сепараторов // Горный журнал. 2015. № 5. С. 58–62.
6. Фалей Е. А. Оптимизация работы лабораторного турбулизационного центробежного сепаратора // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: матер. XIX Междунар. науч.-техн. конф. Екатеринбург: Форт Диалог-Исеть, 2014. С. 210–214.

ОСОБЕННОСТИ РАЗДЕЛЕНИЯ МИНЕРАЛОВ В ЦЕНТРОБЕЖНОМ ПОЛЕ

Пеньков П.М.

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

Центробежное обогащение получило широкое распространение благодаря преимуществам перед другими методами переработки минерального сырья, к которым можно отнести высокие показатели удельной производительности, экологическую чистоту. Для работы аппаратов требуется только электроэнергия и вода. Низкое энергопотребление, дешевизна, разделение минералов без изменения их свойств, широкий диапазон крупности разделяемых минеральных частиц.

Разработка и применение центробежных аппаратов для обогащения минерального сырья связаны с необходимостью более полного извлечения ценных компонентов из мелких и тонких классов крупности. Центробежные ускорения в десятки и сотни раз превышают ускорение свободного падения, что позволяет существенно снизить нижний предел крупности разделяемых минералов.

Область применения центробежных сепараторов обширна. Данные аппараты используются для извлечения частиц повышенной плотности (золота, серебра, платины, касситерита, олова, тантала, вольфрама, свинца и многих других) при обогащении различных типов руд и техногенного сырья.

Часто центробежные сепараторы устанавливаются в циклах измельчения для извлечения свободных частиц драгоценных металлов (золота, серебра, платины) [1].

При центробежной сепарации происходят потери ценного компонента, которые связаны с тем, что частицы ценного компонента, находящиеся на поверхности пристеночного слоя, за один цикл не успевают попасть в пазы и вымываются из конуса сепаратора вместе с легкой фракцией. Так же повышенное давление турбулизирующей воды, для предотвращения забивания пазов конуса центробежного сепаратора, может вымывать частицы из пазов конуса [2].

Одним из направлений повышения извлечения ценных компонентов в центробежной сепарации является использование циркуляционной концентрации. За счет многократного прохождения потока пульпы через центробежный сепаратор обеспечиваются более высокие показатели извлечения ценного компонента в тяжелую фракцию [3].

В лабораторных условиях проведены эксперименты на турбулизационном центробежном сепараторе К-200ВЛ на искусственной смеси кварца, и магнетита. Эксперименты выполнены в открытом цикле и при циркуля-

ции легкой фракции в широком диапазоне изменения технологических параметров центробежной сепарации: давление турбулизирующего агента - от 0,1 МПа до 0,3 МПа, частота вращения чаши - от 1080 об/мин до 1782 об/мин.

Схемы проведения опытов представлены на рисунке 1.

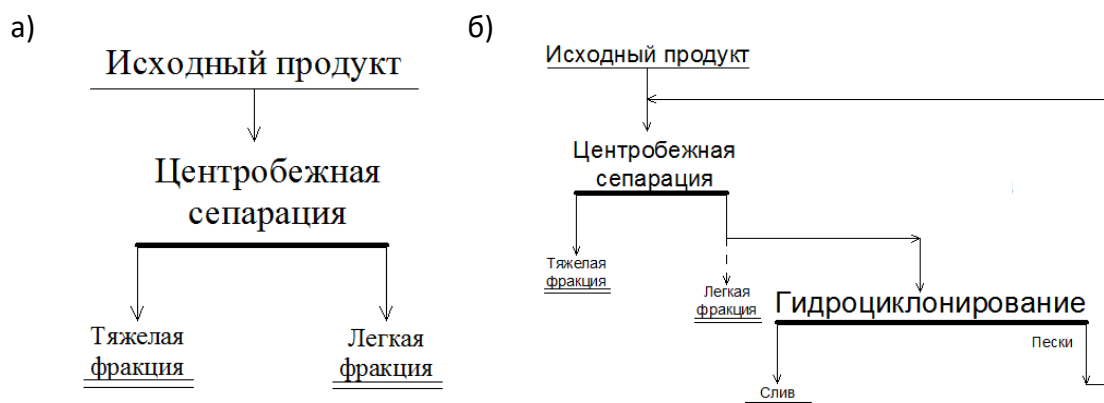


Рисунок 1 – Схемы проведения опытов на искусственной смеси в открытом цикле (а), и при циркуляции легкой фракции (б)

При работе в замкнутом цикле, с целью обеспечения заданной плотности пульпы в питании центробежного сепаратора, в связи с разжижением пульпы турбулизирующей водой, легкая фракция подвергается гидроциклонированию. Пески гидроциклона самотеком поступают в центробежный сепаратор, а слив выводится из цикла.

Из полученных результатов следует, что центробежная сепарация, в режиме циркуляции легкой фракции, обеспечивает повышение извлечения ценного компонента в тяжелую фракцию а так же, что низкое давление воздуха не способствует разрыхлению частиц в пазах конуса центробежного сепаратора, что приводит к забиванию этих пазов в начале процесса. При более высоком давлении турбулизирующего агента процесс накопления тяжелых частиц в пазах конуса идет равномерно. Разрыхление частиц в пазах способствует большему накоплению тяжелых минералов.

Данные работы проводились на искусственной смеси магнетита и кварца в связи с их легкодоступностью и простотой анализа полученных продуктов центробежной сепарации.

Для использования данных результатов, относительно золотосодержащих продуктов и их аналогов, необходимо применить материал с более высокой плотностью. Самым близким к золоту материалом, по плотности, является вольфрам. В связи с этим планируется проведение опытов на искусственной смеси кварца и вольфрама. Данная смесь используется как наиболее простая, для получения анализов конечных продуктов. Данные экспериментов будут представлены позднее.

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.
2. Пеньков П.М. Исследование центробежной сепарации на искусственной смеси магнетита и кварца Научно-техническая конференция "Инновационные технологии обогащения минерального и техногенного сырья", в рамках VII уральского горнопромышленного форума Екатеринбург, 17-19 октября 2017 г. – С. 184-185
3. Хамидулин И.Х. Технологии извлечения золота с использованием циркуляционной концентрации: дисс.... канд. техн. наук.: 25.00.13 / Хамидулин Иршат Халилович. – Екатеринбург, 2017.

УДК 556.3:553.98(07)

ТЕХНОГЕННЫЕ ПОДЗЕМНЫЕ ВОДЫ КАК ИСТОЧНИК ЦЕННЫХ КОМПОНЕНТОВ

Курина А.В., Зелинская Е.В., Толмачева Н.А.

Иркутский национальный исследовательский технический университет,
г. Иркутск, Россия

Разработка месторождений полезных ископаемых часто связана со вскрытием подземных вод. Подземные воды на месторождениях могут являться источником минерального сырья, в связи с высоким содержанием растворенных ценных микро- и макрокомпонентов и соединений в различной концентрации, в зависимости от условий залегания, генетического происхождения, географического положения.

В мире существует достаточно много технологий использования подземных вод, как гидроминерального сырья для извлечения йода, брома, фтора, бора, калия и магния и др. элементов.

Лидером по извлечению йода из подземных рассолов является Япония. На нефтегазовых месторождениях Минами-Канто, Ниигата, Накахо и других путём продувки и ионообменного процесса извлекается порядка 9 тыс. тонн в год ценного продукта. Так же в числе стран-лидеров по добыче йода из подземных вод являются США, Индонезия, Страны СНГ - Азербайджан и Туркменистан [1].

В подземных водах нефтегазовых месторождений наблюдаются наибольшие концентрации брома. В США, в штате Арканзас, бром добывается из подземной рапы, концентрация которой достигает 6000 ‰. Так же бром из рассолов добывают в Израиле, КНР, Японии, странах СНГ и Индии [2].

По данным различных источников в подземных водах месторождений полезных ископаемых содержится около 24 % мировых запасов стронция. Однако, в настоящее время, добыча стронция осуществляется в богатых месторождениях целестиновых руд в Испании, Мексике, Китае,

Турции и Иране. Извлечения стронция из рассолов на данный момент имеют потенциальное значение.

До 63% мировых запасов лития содержится в подземных водах. Из всего добываемого объема мирового лития 87 % извлекается из литесодержащей рапы соленых озёр. Значительные запасы сконцентрированы в Боливии, Чили, Китае, России, Аргентине, странах Африки [3]. Однако, тенденция потребления лития мировым производством такова, что добыча лития из подземных вод становится рентабельной при концентрации лития в 320 мг/дм^3 .

В пределах Сибирской платформы и прилегающих к ней Восточно-Саянской и Байкало-Витимской области байкальской складчатости и Восточно-Забайкальской системы Монголо-Охотской области палеозойской складчатости расположены крупные, часто уникальные, месторождения полезных ископаемых. Это Ленский и Тунгусский каменноугольные бассейны, Коршуновское и Абаканское месторождения железных руд, Таас-Тимусское месторождения природного газа, Ванкорское газонефтяное месторождение, Куломбинское нефтегазовое месторождение; Ковыктинское газоконденсатное месторождение и Талаканское месторождение.

При разработке месторождений вскрываются попутные воды, которые либо изливаются на поверхность, либо откачиваются из открытых выработок. Так, например, величина водопритоков в открытую выработку месторождения трубки «Удачная» при вскрытии среднекембрийского водоносного комплекса на глубине 600 м составляла $2700 \text{ м}^3/\text{сут}$. Дренажные рассолы содержат ряд ценных компонентов, концентрации которых превышают установленные кондиции. В частности, содержание магния составляет 13800 мг/дм^3 , брома 4900 мг/дм^3 , лития 150 мг/дм^3 , калия 12000 мг/дм^3 , стронция 1170 мг/дм^3 [4].

Исследования подземных вод и рассолов Тунгусского артезианского бассейна показывают, что весьма крепкие рассолы соленоватой формации, встречающиеся на глубинах от 700 до 1100 метров, достигают минерализации 525 г/дм^3 . Эти рассолы относятся к хлоридному кальциевому, реже кальциево-натриевому типу с высокими содержаниями брома (в среднем $3,5 \text{ г/дм}^3$) и стронция (в среднем $2,7 \text{ г/дм}^3$) [5].

В настоящее время подземные воды месторождений полезных ископаемых практически не являются источником промышленной добычи ценных компонентов. Это связано, в первую очередь, с отсутствием технологий, которые могли бы обеспечить комплексную переработку подземных вод с целью получения рентабельной товарной продукции. При этом большинство предприятий по разработке полезных ископаемых обладают достаточными собственными мощностями, доступной транспортной инфраструктурой (железные и автомобильные дороги) и наличием подготовленных кадров. Также следует отметить, что на данный момент в Российской Федерации прогнозных ресурсов запасов ценных компонентов в под-

земных водах месторождений полезных ископаемых на государственном учёте не имеется. [9] Сейчас подземные воды, вскрываемые при разработке месторождений полезных ископаемых на территории Восточной Сибири, по большей части являются отходами, которые наносят вред окружающей среде, и утилизация которых приводит к дополнительным затратам.

Таким образом, одной из ключевых задач является разработка технологий переработки и обогащения подземных вод и рассолов, с целью получения дополнительной товарной продукции и снижения экономической нагрузки на предприятия и экологической нагрузки на окружающую среду.

На сегодняшний день разработаны технологии, которые позволяют извлекать литий, стронций и цезий из подземных вод месторождений полезных ископаемых.

Для извлечения лития в форме порошка $[\text{LiAl}_2(\text{OH})_6] \cdot \text{Cl} \cdot m\text{H}_2\text{O}$ из высокоминерализованных природных рассолов хлоридного кальциевого и хлоридного магниевых типов и минерализованных вод Западной Сибири автором Рябцевым А.Д. [6] была предложена технология безреагентного обогащения лития на селективном сорбенте. Данная технология легла в основу рабочего проекта опытно-промышленной установки извлечения лития из природных рассолов Знаменского месторождения Иркутской области с годовой производительностью 800 т в пересчете на $\text{LiOH} \cdot \text{H}_2\text{O}$ для ОАО «НЗХК».

Автором Горбуновой О.А. [7] была разработана технология извлечения стронция из рассолов Коршуновского месторождения в виде хлорида стронция методом ионного обмена.

Группой ученых из Китая была предложена технология извлечения стронция из подземных вод Наньшанского нефтяного месторождения путём ионного обмена из концентрированного рассола [8].

Однако, существующие технологии либо не нашли широкого промышленного применения либо используются в качестве опытного производства на конкретном предприятии.

Таким образом, технологии переработки подземных вод месторождений полезных ископаемых необходимо совершенствовать для более эффективного извлечения ценных компонентов.

Нами предлагается, в связи с мировым ростом потребности в литии, активизировать работы по разработке и совершенствованию технологий извлечения лития из подземных высокоминерализованных вод. В качестве объектов исследований были выбраны подземные воды, вскрываемые при разработке Коршуновского железорудного месторождения, а также попутные воды нефтяных и газовых месторождений Сибирской платформы. Для извлечения лития предлагается использовать комбинированные обогатительные и химико-металлургические технологии, включающие как флотацию, так и ионно-обменные, сорбционные и экстракционные методы.

Список литературы

1. Анализ рынка йода в России в 2013-2017 гг, прогноз на 2018-2022 гг. // Маркетинговое исследование BUSINESSSTAT. 2018. – М., 2018. – С. 1-2.
2. Обзор рынка брома и бромистых соединений в СНГ. // Отчет исследовательской группы ИнфоМайн. 2018. – М., 2018. – С. 12-13.
3. Обзор рынка лития и его соединений в СНГ. // Отчет исследовательской группы ИнфоМайн. 2011. – М., 2011. – С. 10-14.
4. Дроздов А. В. Разновидность природных систем подземных промышленных вод на сибирской платформе. /Дроздов А.В., Сухов С.С. // Водные ресурсы. – 2008 – Т.35, № 3 – С. 277-287.
5. Сидкина Е. С. Рассолы западной части тунгусского артезианского бассейна. / Сидкина Е. С. // Геохимия – 2015 – № 8 – С. 743–756.
6. Рябцев А. Д. Переработка литиеносного поликомпонентного гидроминерального сырья на основе его обогащения по литию : дис. ... д-ра. техн. наук : 05.17.02 / Александр Дмитриевич Рябцев; Томский политех. ун-т – Томск, 2011. – 400 с.
7. Горбунова О. И. Разработка технологии извлечения стронция из природных рассолов Коршуновского месторождения : автореф. дис. ... канд. техн. наук : 05.15.08 / Ольга Ивановна Горбунова; Иркутск. Иркутский гос. техн. ун-т. – Иркутск, 1997. – 16 с.
8. Dong, Y. P. Separation and economic recovery of strontium from Nanyishan oil-field water, China / Y. P. Dong [и др.] // Natural Resources and Environmental Issues. – 2009 – Vol. 15, Issue 1 – P 203 – 208.
9. Плотникова Р. И. Состояние ресурсной базы промышленных подземных вод (гидроминерального сырья) России и проблемы ее освоения. / Плотникова Р. И. // Георесурсы, геоэнергетика, геополитика – 2011 – № 2(4) – С 18.

УДК 66.087:669.243.27

ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКАЯ ПЕРЕРАБОТКА ОТХОДОВ РЕНИЙСОДЕРЖАЩИХ ЖАРОПРОЧНЫХ НИКЕЛЕВЫХ СПЛАВОВ

Агапова Л.Я.¹, Килибаева С.К.¹, Рузахунова Г.С.¹,
Шегебаев Н.К.², Жумабеков Ж.Ж.²

¹Satbayev University, АО "Институт металлургии и обогащения"
г. Алматы, Казахстан

²РГП "Жезказганредмет", г. Жезказган, Казахстан

Отходы обработки и эксплуатации жаропрочных никелевых сплавов (ЖНС), содержащих до 9% рения, являются одним из наиболее перспективных видов вторичного рениевого сырья [1-14].

Доля рения, получаемого из вторичного сырья, составляет в мире 15-20 % от объема его производства. В США ежегодно из вторичного сырья регенерируется до 2 т рения, в России – 1 т. В Казахстане переработка вторичного сырья отсутствует. В основном ЖНС содержат от 50 до 75 вес. % никеля, от 3 до 15 вес. % таких металлов, как кобальт, хром и алюминий, а также от 1 до 10 вес. % одного или нескольких элементов из ряда тантал, ниобий, вольфрам, молибден, рений, платина и гафний [2]. Отходы никелевых сплавов могут быть в виде порошков шлифотходов или в виде лома

различных деталей, например, авиационных газотурбинных двигателей (рисунок 1).



Рисунок 1 - Рабочая лопатка ротора турбины двигателя из литейного никелевого жаропрочного сплава, бывшая в эксплуатации

Известны технологии рециклинга рения из отходов ЖНС, сочетающие пиро- и гидрометаллургические методы [5-7]. При переработке отходов ЖНС одной из проблем может быть недостаточная для гидрометаллургического вскрытия дисперсность материала, в связи с чем необходимо проводить его измельчение, что затруднено. Для решения этой проблемы используют разные приемы. Одним из таких приемов является, например, высокотемпературное (1500-1700 °С) сплавление материала с гранулированным алюминием в индукционной печи. В результате получают однородный сплав, который удастся измельчить и довести до требуемой крупности [4-5, 7]. Предложен способ спекания исходного материала с окислительной шихтой с последующим выщелачиванием [6].

Для кусковых отходов ЖНС чаще всего предлагают использовать электрохимические методы, основанные на анодном растворении материала под действием постоянного или переменного токов с переводом в раствор либо рения, либо никелевой основы сплава с концентрированием рения в анодном шламе [2, 8-14]. Из полученных тем или иным способом ренийсодержащих растворов рений может быть выделен методами экстракции и/или сорбции [4]. Несмотря на достаточно большое число предлагаемых схем рециклинга рения и других ценных металлов из отходов ЖНС, разработка эффективных технологий извлечения рения и других ценных металлов из отходов многокомпонентных ЖНС на сегодняшний день остается актуальной задачей.

Анализ литературы, посвященной вопросам переработки отходов ЖНС показал, что электрохимические способы переработки крупных кусков наиболее перспективны, так как при удачном выборе конструкции электролизера и электролита позволяют переводить металлы в раствор с достаточно высокими технологическими показателями.

В АО «Институт металлургии и обогащения» разработана технология переработки ренийсодержащих отходов ЖНС [13-14], включающая анодное растворение крупнокусковых отходов в сернокислых растворах с добавкой азотной кислоты с получением раствора и анодного шлама; химическое кислотное растворение полученного шлама с целью доизвлечения в раствор рения, никеля, кобальта и получения концентрата тугоплавких редких металлов; экстракционное извлечение рения из объединенных растворов от анодного вскрытия отходов и химического растворения шлама; осаждение щелочью из рафината после экстракции рения никель-кобальтового концентрата (рисунок 2).

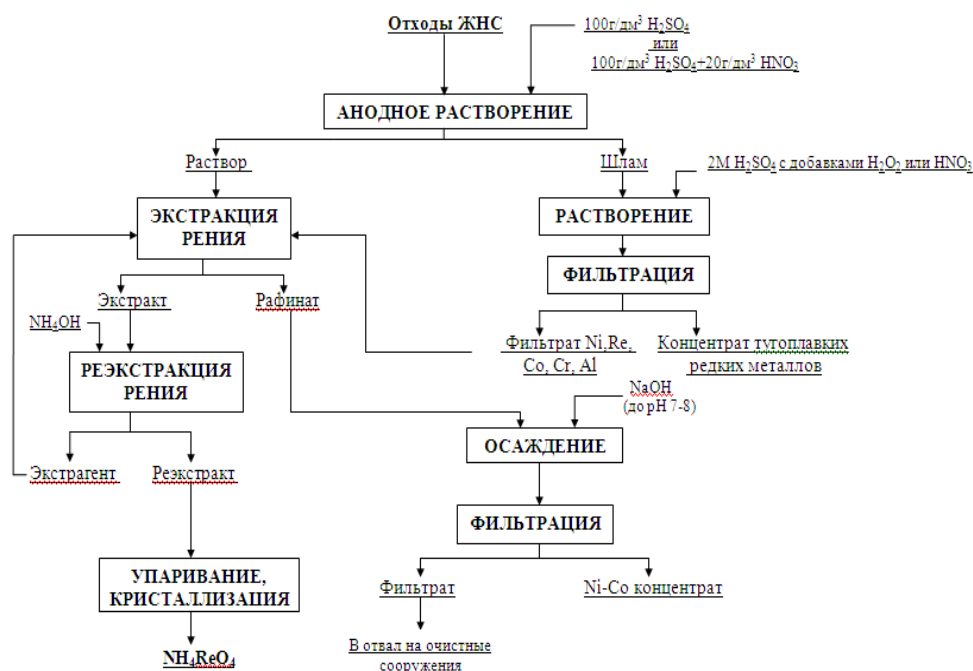


Рисунок 2 - Технологическая схема переработки отходов ренийсодержащих жаропрочных никелевых сплавов [13]

Для анодного растворения крупных кусков отходов была специально разработана конструкция лабораторного электролизера объемом 10 дм³. В этом электролизере были проведены испытания по анодному растворению отходов ЖНС (содержание, мас. %: Re - 2,99; Ni - 54,04; Co - 11,54; Al - 7,25; Cr - 6,27; Ta - 3,94; W - 4,38; Mo - 0,98; Si - 1,93), показавшие возможность электрохимической переработки достаточно крупных кусков отходов (массой 140 – 450 г) без их предварительного измельчения.

Установлено, что анодное растворение отходов ЖНС наиболее эффективно протекает в сернокислом растворе (100 г/дм³) с добавкой азотной кислоты (20 г/дм³) при плотности тока 500-1000 А/м², температуре 30-40 °С, при перемешивании раствора сжатым воздухом. В раствор переходит до 80-85 % Re, до 90-95 % Ni и Co. При этом расход электроэнергии составил

7,1 кВт.ч на 1 кг отходов, а соотношение растворенной массы ЖНС к массе анодного шлама $3,55 \div 3,88 : 1$.

Уточнены режимные параметры кислотной переработки анодного шлама с целью перевода в раствор рения, никеля и кобальта: 2 М раствор H_2SO_4 с добавкой HNO_3 , при Т:Ж=1:20, продолжительности 4 часа, температуре 50 °С. При всех этих условиях достигается наибольшая степень перехода в раствор никеля, кобальта и рения. Оставшийся кек в целом представляет собой концентрат тугоплавких редких металлов.

Растворы от анодного вскрытия отходов и химического растворения шламов объединили. В усредненном растворе содержание элементов составило, г/дм³: 0,70 Re, 21,85 Ni, 3,28 Co, 2,29 Al, 0,07 W, 0,07 Mo, 2,08 Cr.

Экстракцию рения из этих растворов изучали при О:В = 1 : 2÷20. При всех значениях О:В рений экстрагируется практически полностью (> 99,8 %). Совместно с ним частично экстрагируется и вольфрам. Хорошие результаты по реэкстракции рения получены при О:В = 10÷20 : 1, концентрации раствора аммиака 4 моль/дм³ и времени контакта фаз 5 мин. Из реэкстрактов, полученных при выбранных оптимальных условиях экстракции и реэкстракции, методом выпаривания получен черновой перренат аммония, извлечение 91,0 %. По данным химического анализа в черновом перренате аммония содержание рения составило 67,55 мас. %.

После экстракционного извлечения рения из растворов от анодного вскрытия отходов сплавов и химического вскрытия шламов остаются сернокислые рафинаты, которые содержат значительные количества никеля, кобальта, хрома, алюминия и некоторых других металлов. Для извлечения этих металлов из рафинатов был использован метод осаждения раствором NaOH до установления значения рН 7-8. При этом происходит практически полное осаждение гидроксидов никеля и кобальта в осадок.

Для проверки технологии в производственных условиях РГП «Жезказганредмет» был изготовлен опытно-промышленный электролизер объемом 100 дм³. Проведены операции: анодного растворения отходов с получением ренийсодержащих растворов и анодных шламов; химической переработки анодных шламов для перевода в раствор рения, никеля, кобальта и получения концентрата тугоплавких редких металлов; экстракционного извлечения рения из объединенных растворов от анодного растворения отходов и растворов от переработки шламов, реэкстракции рения и получения пульпы чернового перрената аммония; осаждения раствором гидроксида натрия из рафината после экстракции рения никель-кобальтового концентрата.

За 282 часа непрерывной работы с остановками на дозагрузку отходов и слив наработанных растворов в полупромышленном электролизере объемом 100 дм³ всего было переработано 134,68 кг отходов ЖНС. Масса нерастворенного остатка отходов составила 4,26 кг. Всего растворилось 130,42 кг отходов ЖНС.

Проведено химическое растворение анодных шламов (23,32 кг), полученных при проведении анодного растворения отходов ЖНС. После химического растворения анодных шламов получен фильтрат, в который из анодных шламов перешло до 70 % рения и 90 % никеля и кобальта, и концентрат тугоплавких редких металлов (16,82 кг) с содержанием 35,97 % W и 21,29 % Ta.

Растворы, полученные после анодного вскрытия отходов ЖНС и химического растворения анодных шламов, а также воды после промывки концентрата тугоплавких редких металлов, объединили и направили на экстракцию рения по существующей в цехе редких металлов технологии. Полученная богатая органика была направлена на твердофазную реэкстракцию. В процессе твердофазной реэкстракции образовалась пульпа черного перрената аммония, из которой был получен черновой перренат аммония с содержанием 68,4 % Re.

Из рафината после экстракции рения раствором гидроксида натрия осадили никель-кобальтовый концентрат, который фильтровали и промывали водой для удаления сульфата натрия и остатков щелочи. Всего получено 191,41 кг концентрата с содержанием 38,23 % Ni и 5,16 % Co.

На основании полученных результатов составлен баланс по рению, никелю, кобальту, вольфраму, танталу. Определены некоторые расходные коэффициенты по операциям переработки отходов ЖНС.

Список литературы

1. Каблов Е. Н., Петрушин Н. В., Светлов И. Л., Демонис И. М. Литейные жаропрочные никелевые сплавы для перспективных авиационных ГТД // Технология легких сплавов. 2007. № 2, С. 6-16.
2. Пат. № 2313589 РФ. Способ выделения ценных металлов из суперсплавов /Штоллер В., Ольбрих А., Меезе-Марктшеффель Ю., Мати В., и др. (DE). // Оpubл. 27.12.2007. Бюл. № 36.
3. Парецкий В. М., Бессер А. Д., Гедгагов Э. И. Пути повышения производства рения из рудного и техногенного сырья // Цветные металлы, 2008. № 10. С. 17-21.
4. Касиков А.Г., Петрова А.М. Рециклинг рения: Монография. – М.: РИОР: ИНФРАВ-М, Научная мысль, 2014. 95 с.
5. Петрова А.М., Касиков А.Г., Громов П.Б., Калинин В.Т. Извлечение рения из отходов сложнoleгированных жаропрочных сплавов на основе никеля // Цветные металлы. 2011. №11. С. 39-43.
6. WO 08/000810. Recycling of superalloys with the aid of an alkali metal salt bath / Olbrich A., Meese-Marktscheffel J., Jahn M. et al.; filling 29.06.07 ; publ. 03.01.08.
7. Петрова А.М., Касиков А.Г. Извлечение рения из отходов обработки и эксплуатации жаропрочных никелевых суперсплавов // Авиационные материалы и технологии. 2012. №3. С. 9-13.
8. Пат. № 5776329 US. Method for the decomposition and recovery of metallic constituents from superalloys / Krynitz U., Olbrich A., Kummer W., Schloh M.; publ. 07.07.98.
9. Палант А.А., Левчук О.М., Брюквин В.А. Комплексная электрохимическая технология переработки отходов жаропрочных никелевых сплавов, содержащих рений // Цветная металлургия. 2007. №11. С. 11-12.

10. Пат. № 2401312, РФ, Способ электрохимической переработки металлических отходов жаропрочных никелевых сплавов, содержащих рений. ИМЕТ РАН. Палант А.А., Брюквин В.А., Левчук О.М., Палант А.В., Левин А.М. заявл. 09.04.2009. Оpubл. 10.10.2010.

11. Чернышева О. В., Дробот Д. В. Варианты электрохимической переработки ренийсодержащего жаропрочного сплава // Химическая технология. 2017. Том 18. №1. С. 36-42.

12. Srivastava R., Kim M., Lee J. et al. Resource recycling of superalloys and hydro-metallurgical challenges // Journal of Materials Science. 2014. V. 49. Iss. 14. P. 4671-4686.

13. Агапова Л.Я., Абишева З.С., Килибаева С.К., Яхияева Ж.Е. Электрохимическая переработка техногенных отходов ренийсодержащих жаропрочных никелевых сплавов в сернокислых растворах // Цветные металлы. 2017. №10. С. 69-74.

14. Пат. № 33395 РК. Способ электрохимической переработки металлических отходов ренийсодержащих жаропрочных никелевых суперсплавов. Агапова Л.Я., Абишева З.С., Кенжалиев Б.К., Килибаева С.К., Яхияева Ж.Е., Алтенова А.Н. Заявл. 06.10.2017. Оpubл. 18.01.2019. Бюлл. Промышленная собственность РК №3, 2019 г.

МЕТОДИКА ОПРЕДЕЛЕНИЯ ТЕМПЕРАТУРНОГО ПОЛЯ АСБЕСТОСОДЕРЖАЩИХ ПРОДУКТОВ МЕТОДОМ КОНЕЧНЫХ РАЗНОСТЕЙ

Потапов В.Я., Потапов В.В., Захарова А.А., Афанасов А.С., Аванесян А.Э.

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,

г. Екатеринбург, Россия

Содержания асбеста в руде и продуктах обогащения определяется методами горного и геологического анализа.

Эти методы трудоемки, длительны и обладают невысокой точностью. Это препятствует оперативному использованию результатов анализа для управления производственными процессами. Существенными недостатками определения содержания волокна асбеста методами горного и геологического анализа является невозможность сведения материального баланса продуктов обогащения.

Данная работа будет посвящена изучению возможности контроля содержания асбеста в рудах на основе различия теплофизических характеристик составляющих их компонентов.

В таблице 1 приведены значения теплофизических характеристик асбеста и вмещающих пород которые будут использованы в дальнейших расчетах [1].

Заметно существование различие теплопроводности и температуропроводности между асбестом и серпантинном. Примером использования различных температуропроводности асбеста и породы является метод по кусковой сортировки руды подаются специальными питателями по одному в аппарат, где сначала подвергаются кратковременному нагреву в пламени пропановой горелки. Содержащейся в руде пропилки асбеста нагреваются до более высокой температуры, чем порода, а по выходе из зоны нагрева

охлаждаются медленнее (например, за 0,3 сек куски асбеста нагреваются до 800°, сростки в среднем до 200°, а куски породы примерно до 50°; через 0,7 сек после нагрева их температуры соответственно 250°, 50°, 25° (25). Это зависит от того, что асбест обладает меньшей теплопроводностью, и проводит меньше тепла во внутрь тепла. Затем руда подается мимо фотоэлементов, гуветвительных к ИК- излучению, а затем проходит зону измерения, где с помощью фотоэлементов оценивается кусок и счетно-решающее устройство решает, должен ли кусок направлен быть в концентрат или в хвост. Подается команда электропневматическому исполнительному органу на удаление. Поэтому тепловое расширение можно рекомендовать, как дополнительный метод использования для определения качества асбеста в продуктах обогащения.

Таблица 1 - Теплофизические характеристики горных пород

№ п/п	минерал	Удельный вес γ_0 , гс/м ³	Коэффициент теплопроводности λ , Вт/мк	Удельная теплоемкость, Дж/гк	Коэффициент температуропроводности $k = \frac{\lambda}{\gamma_0 c}$, см ² /сек
1	Асбест	2,1-2,8	0,22	0,81	0,001
2	Серпантин	2,5-2,6	1,8-2,9	0,65	0,014

Рассмотрим однородный стержень длины l . Будем предполагать, что боковая поверхность теплоизолирована и что во всех точках поперечного сечения стержня температура одинакова. Нагрев осуществляется в точке O . изучим процесс распространения тепла в стержне. Рассмотрим ось Ox так, что один конец стержня будет совпадать с точкой $x=0$, а другой с точкой $x=l$ (рис. 1). Пусть $u(x, y, z, t)$ - температура в сечении стержня с абсциссой x в момент t .

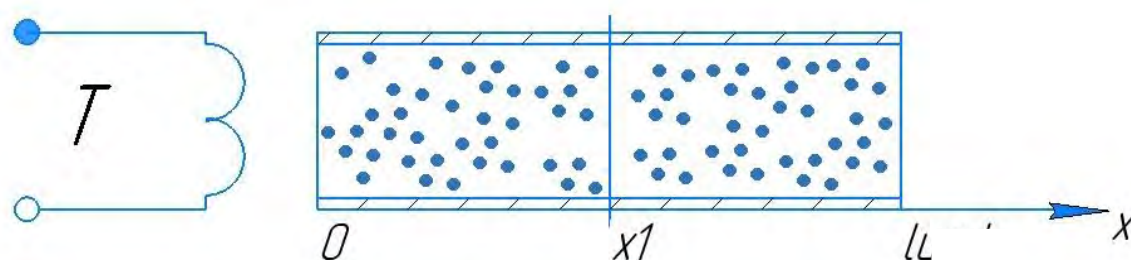


Рисунок 1 - Пояснение дифференциального уравнения 1

В случае линейного теплового потока температура зависит лишь от одной координаты и тогда уравнение теплопроводности при переходе в следующее:

$$k \frac{\partial^2 T}{\partial x^2} = \frac{\partial T}{\partial t} \text{ или } \frac{\partial u}{\partial t} = d^2 \frac{\partial^2 u}{\partial x^2} \quad (1)$$

Для решения уравнения (1.) применим метод конечных разностей. При решении уравнения методом конечных разностей производные заменяются соответствующими разностями (см. рис. 2.)[2].

$$\frac{\partial u(x,t)}{\partial x} \approx \frac{u(x+h,t) - u(x,t)}{h} \quad (2)$$

$$\frac{\partial^2 u(x,t)}{\partial x^2} \approx \frac{1}{h^2} \left[\frac{u(x+h,t) - u(x,t)}{h} - \frac{u(x,t) - u(x-h,t)}{h} \right]$$

или

$$\frac{\partial^2 u(x,t)}{\partial x^2} \approx \frac{u(x+h,t) - 2u(x,t) + u(x-h,t)}{h^2} \quad (3)$$

аналогично

$$\frac{\partial u(x,t)}{\partial x} = \frac{u(x,t+l) - u(x,t)}{l} \quad (4)$$

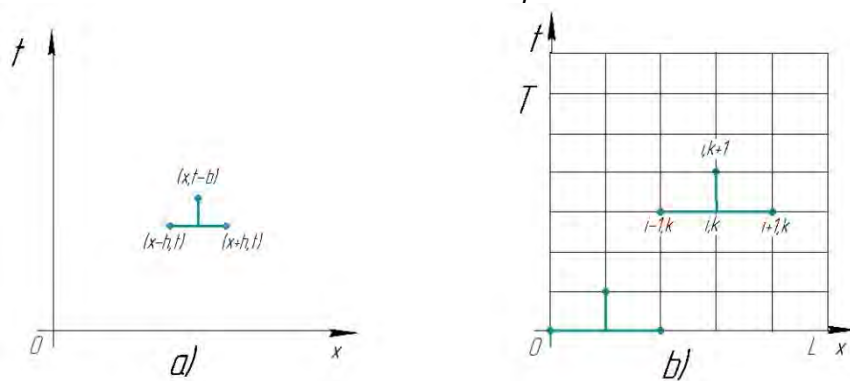


Рисунок 2 - Пояснение метода конечных разностей

Чтобы решить уравнения (1) было вполне определено, функция $u(x,t)$ должна удовлетворять краевым условиям, соответствующих физическим условиям задачи. Краевые условия для решения уравнения (1) могут быть различные условия, которые соответствуют так называемые первой краевой задаче определяющие [2]:

$$\begin{cases} U(x, 0) = \varphi(x), & 0 \leq x \leq L \end{cases} \quad (5)$$

$$\begin{cases} U(0, t) = \varphi_1(t), & 0 \leq t \leq T \end{cases} \quad (6)$$

$$\begin{cases} U(L, t) = \varphi_2(t), & 0 \leq t \leq T \end{cases} \quad (7)$$

физические условия (5) (начальное условие) соответствуют телу, что при $t=0$ в различных сечениях стержня задана температура, равная $\varphi(x)$. Условия (6), (7) (краевые условия) соответствуют тому, что на концах стержня при $x=0$ и при $x=L$ поддерживается температура, равная $\varphi_1(t)$ и $\varphi_2(t)$ соответственно. Найдем решение $U(x,t)$ в прямоугольнике, ограниченном прямыми $x=0, t=0, x=L, t=T$, если заданы значения искомой функции на 3-х его стороны $x=0, t=0, x=L$ (рис.2.). Покроем нашу область сеткой, образованное прямыми

$$\begin{aligned} x &= ih, \quad i=1,2,3,\dots, \\ t &= hl, \quad h=1,2,3,\dots, \end{aligned}$$

и будем определять приближенные значения решения в узких сетки, то есть в точках пересечения этих прямых. Введем обозначения: $u(ih,hl) = U_{i,k}$. Напишем вместо уравнения 1 соответствующее ему уравнение в конечных разностях для точки (ih,hl) . В соответствии с формулами (3) и (4) получим:

$$\frac{U_{i+k} + 1 - U_{i,h}}{l} = d^2 \frac{U_{i-1,h} - 2U_{i,h} + U_{i-1,k}}{h^2} \quad (8)$$

определим $U_{i,h+1}$

$$U_{i,h+1} = \left(1 - \frac{2a^2l}{h^2}\right) U_{i,h} + d^2 \frac{l}{h^2} (U_{i+1,h} + U_{i-1,k}) \quad (9)$$

из формулы (9) следует, что если известны три значения в k -м ряду. $U_{i,k}$; $U_{i+1,k}$; $U_{i-1,k}$, то определяется значение $U_{i,1+k}$ в $(k+1)$ -м ряду. Нам известны все значения на прямой $t=0$. По формуле (9) мы определим значение на всех внутренних точках отрезка $t=[2]$. Значения в крайних точках отрезка нам известны в следующих формулах (6) и (7). Так ряд за рядом мы определяем значения искомого решения во всех узлах стенки.

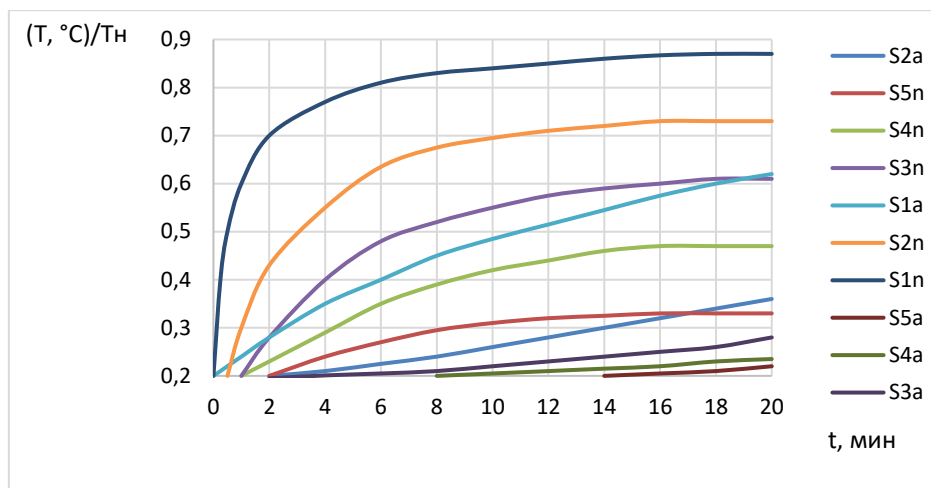
Доказано, что по формуле (9) можно получить приближенное значение решения не при произвольном соотношении шагов h и b , а только в том случае, если $l \leq \frac{h}{2a}$ формула (9), если шаг l по оси t выбрать так, чтобы было:

$$1 - \frac{2a^2l}{h^2} = 0 \text{ или } l = \frac{h^2}{2a^2} \quad (10)$$

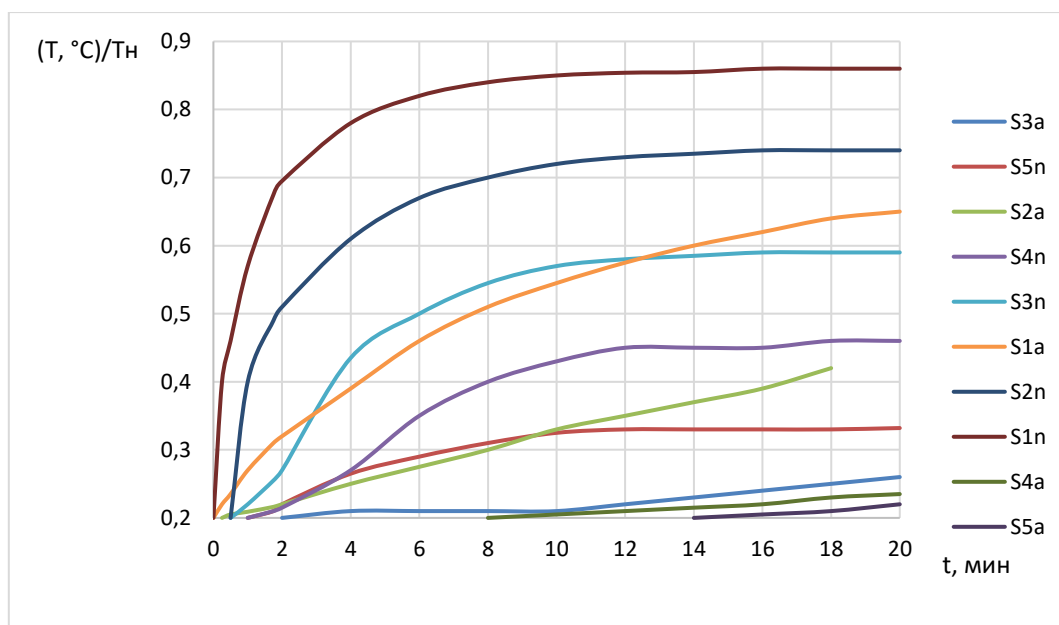
в этом случае уравнение (9) принимает вид:

$$U_{i,k} + 1 = \frac{l}{2} (U_{i+1,k} + U_{i-1,k}) \quad (11)$$

Данный метод расчета был использован для определения температурного поля в исследуемых нами образцах асбестосодержащих руд, согласно дифференциального уравнению теплопроводности 1. Для решения уравнения (1) была составлена программа расчета на ЭВМ. Результаты расчета представлены на рис.3 и 4. Определялись параметры температуры по длине образцов в разные промежутки времени, длина образцов варьировалась от 1 до 5 см, как видно из графиков температурное поле имеет различные характеристики, как для асбеста, так и для вмещающих пород, что достаточно для анализа содержания асбеста в рудном массиве.



**Рисунок 3 - Распределение температуры во времени для различных длин образца:
T- температура; S_a –асбестовая порода; $S_{п}$ –монолит пустой породы;
i- показатель увеличения длины**



**Рисунок 4 - Распределение температуры во времени для различных длин образца
T- температура; S_{ia} –асбестовая порода; $S_{ип}$ –монолит пустой породы;
i- показатель увеличения длины**

Список литературы

1. Мельников. Н. В. Справочник физических свойств горных пород. Недр-М.-1975.
2. Пискунов. А.С. Дифференциальное и интегральное исчисления. Часть 2. Наука-М.-2001.
3. Чудновский. А.Ф. Теплофизические характеристики дисперсных материалов. Государственное издание физико-механической литературы-М.-1962.
4. Кравец Б. Н. Специальные и комбинированные методы обогащения. □ М.: Недр, 1986. – 340 с.

ИЗУЧЕНИЕ ТЕПЛОФИЗИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК АСБЕСТОСОДЕРЖАЩИХ ПРОДУКТОВ ДЛЯ ЗАДАЧ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО РАЗДЕЛЕНИЯ

Потапов В.Я., Потапов В.В., Захарова А.А., Афанасов А.С., Аванесян А.Э.
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.

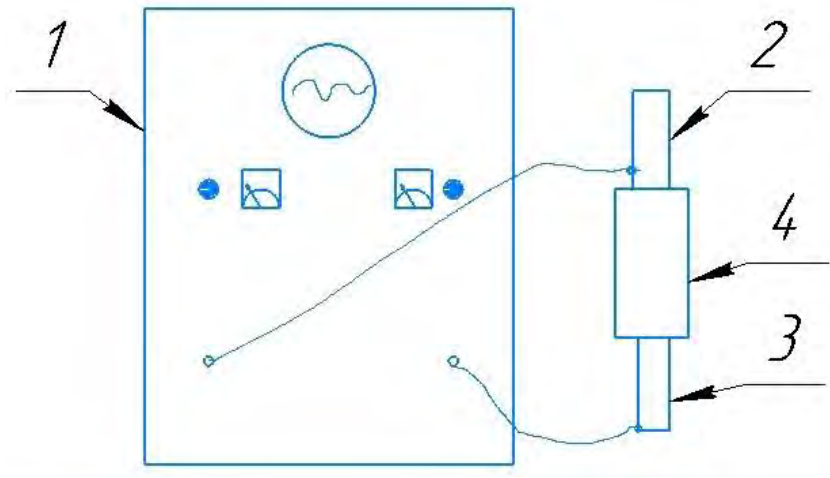
Методика измерения теплопроводности асбеста и вмещающих пород практически отсутствует, но характер распространения тепловых волн аналогичен распространению звуковых волн. В физике горных пород принята закономерность, что звуковые волны имеют такую же природу распространения в образце, что и тепловые. Поэтому для измерения и прогноза теплопроводности использовался метод звуковой локации.

Результаты измерений приведены в табл. 1.

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 мелкокрапленным 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 ожелезненный вдоль волокон	0,051	10,6	4811,32
Асбест ожелезненный 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 измерения 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.

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.

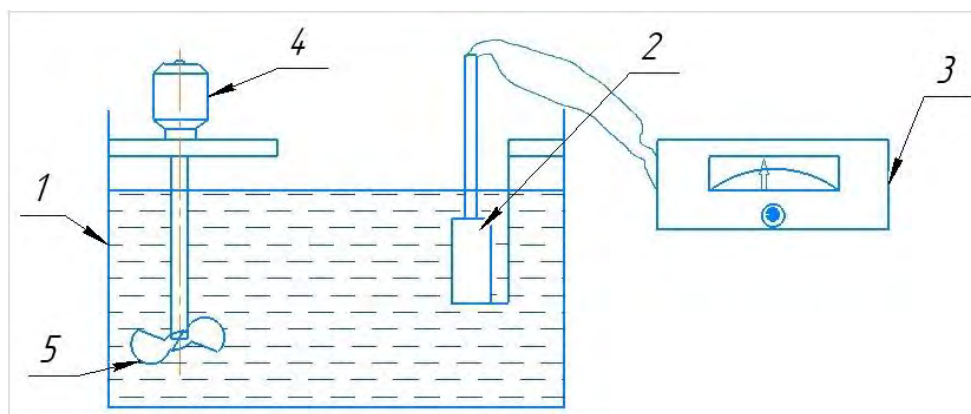


Рис. 2. Изменение объемного коэффициента температуропроводности: 1-сосуд с водой, 2-образец, 3-милливольтметр, 4-эл. двигатель, 5-эмписсер

После полного охлаждения образца измерялись новые значения температуры воды. По снятым показаниям температуры проводились расчеты удельной теплоемкости образца по формуле:

$$c = \frac{c_B \cdot m_B \cdot (t_K - t_H)}{m_{ОБР} \cdot (200 - t_K)}, \quad (2)$$

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;

$m_{ОБР}$ - масса образца, кг.

Результаты исследования приведены в табл. 2.

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).

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 мелкокрапленным асбестом	50	11,5	30,0	1,82
Серпентинит с дунитом	55	13,8	32,1	1,66
Дунит	58	13,1	32,9	1,71
Серпентинит с перидотитом	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

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, м²/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 30⁰. Затем поочередно образцы подвергались охлаждению в пульсирующей водной среде с температурой 15-20⁰.

Показания кинетики охлаждения образца регистрировались с помощью милливольтметра, подключенного к термопаре, за определенные промежутки времени до полного охлаждения образца.

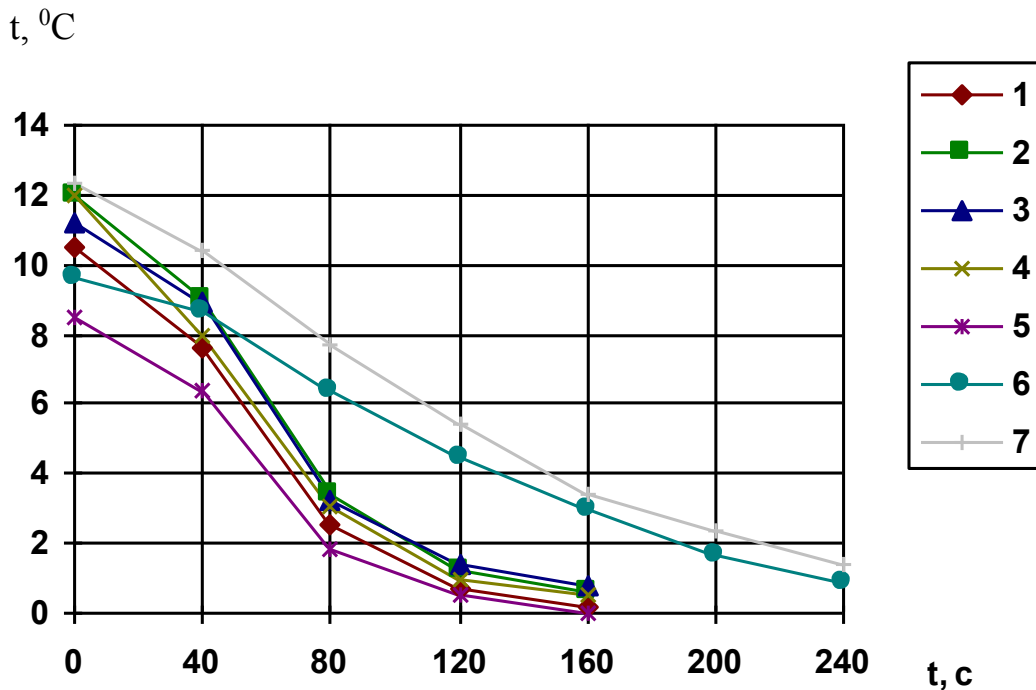
Результаты экспериментов были обработаны на ЭВМ и сведены в табл. 3.

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.

**Таблица 3 - Определение скорости прохождения упругой волны
через различные виды образцов асбеста и вмещающих пород**

Образец	Коэффициент температуропроводности, м ² /с	Коэффициент формы, м ² /с	Расчетный интервал времени, с	Расчетный интервал температуры, с
Серпентинит	$6,22 \cdot 10^{-7}$	$3,08 \cdot 10^{-5}$	20-100	70-27,5
Серпентинит с мелко-крупленным асбестом	$6,43 \cdot 10^{-7}$	$3,15 \cdot 10^{-5}$	30-100	71,25-30
Дунит	$6,66 \cdot 10^{-7}$	$3,45 \cdot 10^{-5}$	30-80	67,5-36,25
Серпентинит с дунитом	$6,06 \cdot 10^{-7}$	$3,18 \cdot 10^{-5}$	30-100	57,25-31,25
Серпентинит с перидотитом	$8,3 \cdot 10^{-7}$	$3,46 \cdot 10^{-5}$	30-70	57,5-32,5
Асбест ожелезненный	$5,47 \cdot 10^{-7}$	$5,9 \cdot 10^{-5}$	50-140	70-40
Асбест без железа	$4,29 \cdot 10^{-7}$	$4,84 \cdot 10^{-5}$	50-140	62,5-37,5



**Рисунок 3 - Кинетика охлаждения асбеста и вмещающих пород:
1 - серпентинит; 2 - серпентинит с мелко вкрапленным асбестом; 3 - дунит;
4 - серпентинит с дунитом; 5 - серпентинит с перидотитом;
6- асбест ожелезненный; 7 - асбест без железа**

Имея волокнистую структуру, асбест существенно медленнее охлаждается; вмещающие породы, имея монолитную структуру, отдают свое тепло значительно быстрее.

Наибольшее различия в температуре асбеста и пород при охлаждении имеется в интервале времени охлаждения от 60 до 180 секунд (см. рис.3).

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. Исследование комплекса физических свойств пород Баженовского месторождения: Отчет о НИР, N Гос. регистрации 73082128/Руководитель Г.Я.Ковин.-М.,1974-12с.
2. Фотоэлектронная сортировка, новый перспективный метод обогащения неметаллорудных полезных ископаемых: Обзор.- М.: ЦНИИЭТСтром., 1968-26 с.
3. Owyer F.B, Thompson R.L., Ore sorting./ Develop and Innosot. Aust.Process Ind/, Aust. Chen. Eg. Conf., Newcastle, 1972, Pop. Sundney, S.A. p. 81-88.
4. Цыпин Е.Ф., Пелевин А.Е., Лавник В.Я., Балабаева Л.М. Выбор признаков разделения для предварительного обогащения асбестовой руды Баженовского месторождения// Совершенствование технологии обогащения асбестовых руд. /Сб. научных трудов ВНИИпроектасбеста - Асбест, 1986. С.46 -58.
5. Пелевин А.Е. Предварительное обогащение асбестовой руды с использованием магнитной сепарации : Дис: ... канд. техн. наук. - Свердловск, 1989. - 225 с.
6. Arvidson et al. Recent advances in dry high-intensity permanent-magnet separator technology // Preprints XIV International Mintral Processing Congres. - Toronto (Canada). - October. - 1982.- P.71 - 79.
7. Комлев С.Г. Селективный нагрев частиц при термоагдезионом обогащении. Известия вузов. Горный журнал, 1989, N 4.
8. Ржевский В.В., Новик Г.Я. Основы физики горных пород. - М.: Недра, 1984.- 359с.
9. Щедринский М.Б., Кулибин В.М. Обогащение асбеста. - М.: Промстройиздат, 1953. - 86с.
10. Комлев С.Г., Цыпин Е.Ф., Потапов В.Я., Термоагдезионный сепаратор. Инф. лист о научно-техническом достижении N 189 - 82, ЦНТИ, Свердловск, 1982, 4с.
11. Козин В.З. Опробование и контроль технологических процессов обогащения. -М. :Недра, 1985

ТЕРМОДИНАМИКА ФОРМИРОВАНИЯ АДСОРБЦИОННОГО СЛОЯ ТИОЛЬНЫХ СОБИРАТЕЛЕЙ НА СФАЛЕРИТЕ ПРИ НАЧАЛЬНОЙ СТАДИИ ОКИСЛЕНИЯ СУЛЬФИДНОЙ СЕРЫ МИНЕРАЛА

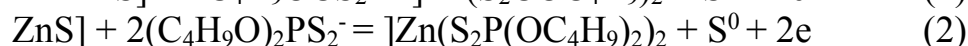
Горячев Б.Е., Николаев А.А., Чжо Зай Я

ФГАОУ ВО Национальный исследовательский технологический университет
«МИСиС», г. Москва, Россия

В работе приведены результаты исследования состояния поверхности сфалерита в растворах тиольных собирателей с использованием термодинамического и потенциометрического методов исследований.

Рассмотрена термодинамическая система “ZnS – H₂O – CO₂ – C₄H₉OCS⁻” и “ZnS – H₂O – CO₂ – (C₄H₉O)₂PSS⁻”. Субпроцессы, которые способствуют гидрофобизации поверхности сфалерита (1) – (7).

Если сфалерит не активирован ионами меди, то взаимодействие происходит по реакциям (1) и (2):

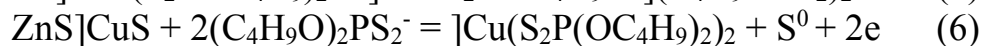
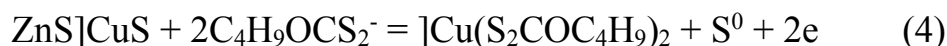


где] – схематическое изображение поверхности минерала;

Когда происходит активация цинковой обманки по известной реакции:



то взаимодействие ее поверхности с собирателями может протекать следующим образом:



Взаимодействие поверхности неактивированного сфалерита с ксантогенат- и дитиофосфат- ионами на начальном этапе окисления минерала до элементной серы в слабо щелочной минеральной суспензии невозможно. При этом отмечена термодинамическая возможность формирования дисульфидов, как при использовании ксантогената, так и дитиофосфата.

В результате расчетов построены диаграммы термодинамической стабильности, по которым определены области концентраций ионов собирателей и значения окислительно-восстановительных потенциалов, при которых образуются гидрофобные и гидрофильные соединения на поверхности сфалерита. Это позволяет лучше понять причины неудовлетворительной флотации сфалерита в коллективных и селективных циклах, а также разработать меры, необходимые для повышения извлечения минерала и содержания металла в концентрат.

Проведенные потенциометрические исследования сфалеритового электрода в слабощелочных водных растворах тиольных собирателей также установили, что потенциал минерального электрода зависит от концентрации ионов собирателей, что означает потенциалопределяющий характер дибутилдитиофосфат- и ксантогенат- ионов на сфалерит.

Экспериментально установленная функциональная связь неактивированного и активированного ионами меди сфалеритового электрода выявила, что могут быть условия для взаимодействия дибутилдитиофосфат-ионов со сфалеритом, несмотря на то, что в литературе отсутствуют значения произведения растворимости дибутилдитиофосфата цинка.

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ СВОЙСТВ АЗОТИРОВАННОГО ФЕРРОСИЛИЦИЯ С РАЗЛИЧНЫМ СОДЕРЖАНИЕМ КОМПОНЕНТОВ

Двойченкова Г. П.^{1,2}, Тимофеев А. С.^{1,2}, Морозов В. В.³, Попадьян Е. Г.⁴

¹ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр РАН», г. Москва, Россия

²МПТИ (ф) ФГАОУ ВО «Северо-Восточный федеральный университет
им. М.К. Аммосова», г. Мирный, Россия

³ФГАОУ ВО Национальный исследовательский технологический университет
«МИСиС», г. Москва, Россия

⁴НИГП АК «АЛРОСА», г. Мирный, Россия

Применяемый на фабриках АК «АЛРОСА» ферросилиций характеризуется неодинаковой стойкостью и часто его расход превышает нормативные значения [1, 2]. Для повышения технологических свойств металлоизделий применяют технологию азотирования, что может быть перспективно и для повышения устойчивости ферросилиция [3, 4]. Данные исследования были проведены с целью определения возможности применения технологии азотирования и выбора оптимального состава ферросилиция. Поставленные эксперименты были ориентированы на рабочий интервал массовых долей кремния в ферросилиции (5-25 %).

Схема исследования сплавов ферросилиция с различным содержанием основных компонентов, приведенная на рисунке 1, включала выплавку проб, их размерную обработку, насыщение азотом (азотирование) и серию физических и физико-химических исследований.

Выплавка образцов и сплавов ферросилиция с содержанием кремния 100, 25, 15, 12, 9, 6, 0 % происходила в электродуговой печи с нерасходуемым электродом LK8 фирмы Leybold-Heraeus, Германия массой 20-40 гр. Во время испытаний сплавов ферросилиция было решено использовать цилиндрические образцы 6 x 25 мм, поскольку образцы такой формы используются согласно методики определения истираемости.

Нарезка образцов нужного диаметра производилась на станке электроэрозионном проволочно-вырезном АРТА.



Рисунок 1 – Схема исследований сплавов ферросилиция с различным содержанием основных компонентов

С целью изучения однородности поверхности сплавов ферросилиция с различным содержанием основных компонентов методом электронной микроскопии были получены электронные изображения. Как видно на вышеприведенных рисунках текстура сплавов весьма однородная за исключением текстуры чистого кремния. Однородность текстуры свидетельствует о получении качественного сплава необходимого для последующих исследований.

Для определения толщины азотированного слоя был выбран метод Оже-спектроскопии, позволяющий определить элементный состав поверхностного слоя. Из полученных данных видно, что толщина азотированного слоя азотированного сплава ферросилиция с содержанием кремния 15% достигает 650 нм.

Магнитную восприимчивость сплавов ферросилиция определяли методом измерения магнитной силы, действующей на исследуемый образец в постоянном магнитном поле.

Данные о магнитных свойствах сплавов, полученные на магнитных весах, представленные в таблице 1. показывают, что с увеличением содержания кремния и уменьшением содержания железа магнитные свойства сплавов при поверхностном азотировании снижаются на 2-2,5 %.

Образцы сплавов ферросилиция с различным содержанием основных компонентов испытывали на истирание на универсальной машине фирмы Cert UMT Multi-Specimen Test System.

Таблица 1 - Магнитная восприимчивость сплавов ферросилиция с различным содержанием основных компонентов

Содержание основных компонентов	Магнитная восприимчивость, отн. ед.	
	До азотирования	После азотирования
100% Fe 0% Si	2700	2650
94% Fe 6% Si	1430	1402
91% Fe 9% Si	960	945
88% Fe 12% Si	720	712
85% Fe 15% Si	450	434
75% Fe 25% Si	2	2
0% Fe 100% Si	0	0

Метод заключался в трении цилиндрического образца по контртелу, изготовленному из высокопрочной стали с твердостью более 63 HRC. Испытания проводились в течении 15 минут, за это время образец преодолел расстояние в 1000 м.

Результаты измерений массового износа сплавов ферросилиция с различным содержанием основных компонентов показали, что азотированные образцы более устойчивы к истиранию (рисунок 2) во всем диапазоне соотношений железа и кремния.

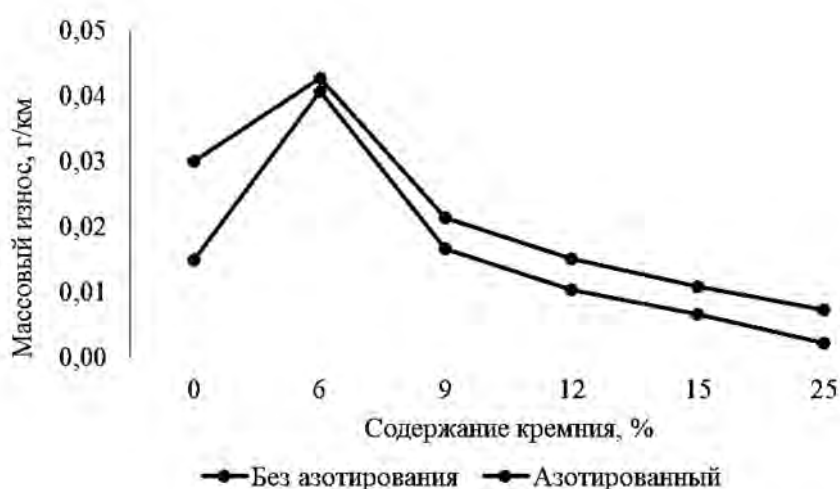


Рисунок 2 – Массовые износы исходного и азотированного сплавов ферросилиция с различным содержанием основных компонентов.

Существенный износ ферросилиция связан с его коррозией [5]. Большинство процессов коррозии металлов имеет электрохимическую природу, поэтому электрохимические методы играют большую роль в технике коррозионных испытаний.

Для исследований были использованы 14 образцов с различным содержанием кремния. в качестве коррозионной среды была использована технологическая вода обогатительных фабрик № 3.

Измерения проводились двумя электрохимическими методами: анодных кривых в бескислородной среде и Тафелевских прямых в обычных условиях при равновесной концентрации кислорода [4]. Для работы использовался потенциостат-гальваностат Р40-Х с трехэлектродной ячейкой.

При анализе результатов установлено, что скорость коррозии азотированного ферросилиция с содержанием кремния 6, 9, 12, 15% в оборотной воде снижается в 10, 9, 8, 11 раза, соответственно, т.е. азотированный ферросилиций показал большую устойчивость к окислению (рисунок 3).

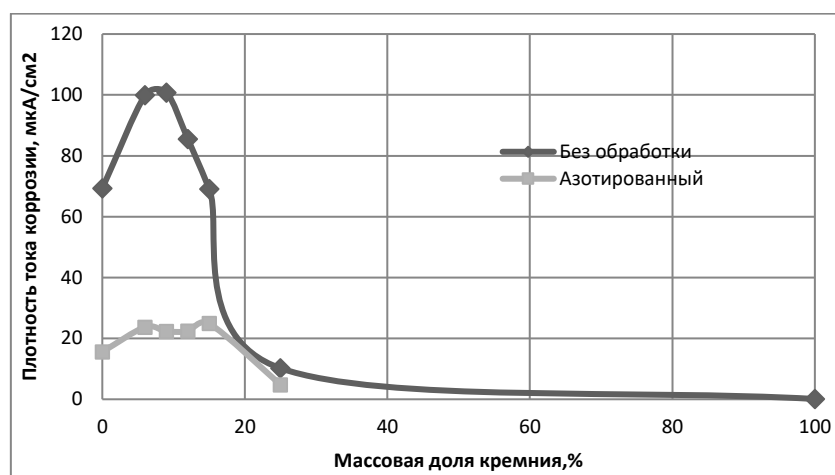


Рисунок 3 – Зависимости плотности тока коррозии от массовой доли кремния в ферросилиции (вода ОФ №3)

Таким образом, в результате проведенных исследований показано, что ферросилиций различного состава улучшает механические и коррозионные свойства в результате азотирования, что позволяет рекомендовать данный метод к дальнейшим исследованиям и промышленному освоению.

Список литературы

1. Чантурия В.А., Богачев В.И. Двойченкова Г.П. и др. Экспериментальные исследования физико-химического состояния свойств ферросилиция в процессе тяжелосредней сепарации алмазосодержащего сырья // Збагачення корисних копалин. – 2012. – Вип. 49(90). – С. 63-75.
2. Джура, В.А. Обогащение алмазосодержащих кимберлитов в тяжелой суспензии / В.А. Джура, Н.М. Кулебякин, Н.И. Селезнева и др. // Обогащение руд. – 2002. С. 3-8.
3. Арзамасов Б.Н. Химико-термическая обработка металлов в активизированных газовых средах. М.: Машиностроение, 1979.
4. Воскобойников В.Г. и др. Общая металлургия - 6-изд., перераб. и доп. - М.: ИКЦ «Академкнига», 2005 - 768 с.
5. Авдохин В.М., Чернышева Е.Н. Сокращение потерь ферросилиция в процессе тяжелосредней сепарации алмазосодержащего сырья / // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2003. – №4. – С. 240-244.

КИНЕТИКА МИНЕРАЛИЗАЦИИ ПУЗЫРЬКА ВОЗДУХА В СУСПЕНЗИИ СФАЛЕРИТА В УСЛОВИЯХ ПРИМЕНЕНИЯ СУЛЬФАТА МЕДИ

Николаев А.А., Коньрова А.

ФГАОУ ВО Национальный исследовательский технологический университет
«МИСиС», г. Москва, Россия

Известно, что на технологические показатели флотационного обогащения руд цветных металлов влияет физические и физико-химические свойства минералов, схема обогащения, реагентный и гидродинамический режим, создаваемый в камере флотационной машины и др. [1, 2]. При этом, в постоянных условиях, на технологические показатели флотационного обогащения будет влиять время флотации. Поэтому изучение кинетики флотации минералов является актуальной задачей.

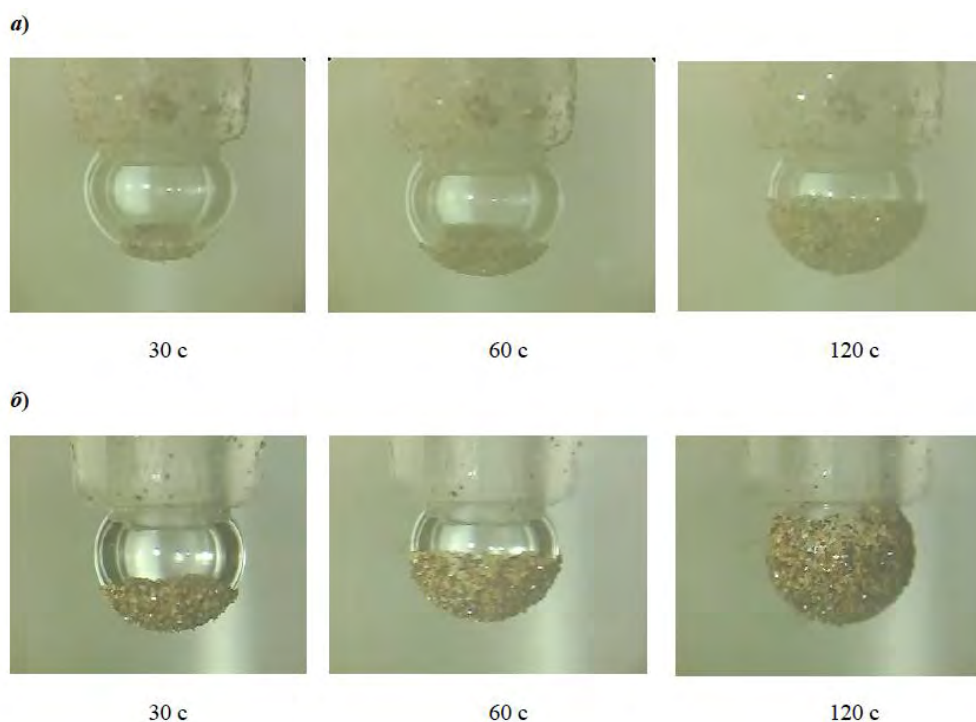
В работе приведены результаты промежуточных исследований кинетики минерализации пузырька воздуха в суспензии сфалерита с использованием реагента-активатора и сульфгидрильного собирателя.

Навеску минерала крупностью $-0,074+0,044$ мм помещали в реактор, в котором находился раствор сульфата меди и проводили агитацию суспензии в течение заданного времени, после этого суспензию сфалерита перемешивали в растворе сульфгидрильного собирателя заданной концентрации.

В суспензию вводили микрокапилляр, из которого выдували пузырек воздуха постоянного объема. После остановки мешалки и осаждения частиц минерала фотографировали пузырек, получая изображение с закрепившимися на нем частицами сфалерита. Формировали новый пузырек и проводили перемешивание в той же суспензии в течении более длительного времени, тем самым изучая влияние времени перемешивания. Схема экспериментальной установки, описание полученных ранее результатов приведены в работах [3 – 5].

В качестве реагента-активатора использовали сульфат меди, а в качестве сульфгидрильного собирателя – изобутиловый ксантогенат калия.

Фотографии пузырька воздуха с закрепившимися на нем частицами сфалерита в растворах изобутилового ксантогената калия ($c = 0,1\%$) до и после активации сфалерита сульфатом меди представлены на рисунке 1.



**Рисунок 1 - Кинетика минерализации пузырька воздуха в суспензии сфалерита
а) без активации; б) после активации**

Визуально видна разная нагруженность пузырька воздуха частицами. Увеличение длительности перемешивания суспензии с 30 до 120 с привело к росту площади пузырька воздуха, занятой закрепившимися на нем частицами сфалерита.

Закрепление частиц происходило даже при использовании одного собирателя без предварительной активации сфалерита. Такая флотоактивность минерала может свидетельствовать о том, что в указанных условиях его поверхность обладала определенной степенью гидрофобности.

Активация сфалерита и последующая агитация с раствором изобутилового калия приводила к тому, что площадь покрытия пузырька воздуха частицами сфалерита увеличивалась по сравнению с предыдущим случаем. Это наблюдалось при всех временах перемешивания суспензии сфалерита в присутствии пузырька, а при времени $t = 120$ с происходило практически полное покрытие пузырька частицами минерала.

Проведенные исследования свидетельствуют о том, что частицы сфалерита могут закрепляться на пузырьке воздуха, но закрепление частиц сфалерита во времени идет медленней по сравнению со случаем активации сфалерита сульфатом меди.

Техническим результатом действия сульфата меди на сфалерит в условиях проведенных экспериментов служит повышение степени минерализации пузырька, которое может быть неодинаковым при разном времени перемешивания суспензии сфалерита, что может приводить к повышению извлечения цинка в пенный продукт при его флотации.

Список литературы

1. Богданов О.С, Максимов И.И., Поднек А.К., Янис Н.А. Теория и технология флотации руд. М.: Недра, 1990. – 363 с.
2. Абрамов А.А. Флотационные методы обогащения. М.: Издательство МГГУ, издательство «Горная книга», «Мир горной книги», 2008. – 710 с.
3. Николаев А.А., Петрова А.А., Горячев Б.Е. Кинетика закрепления пирита на пузырьке воздуха в условиях перемешивания суспензии // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2016. № 2. С. 131–139.
4. Николаев А.А., Со Ту, Горячев Б.Е. О кинетике минерализации пузырька воздуха сфалеритом в условиях применения тиольных собирателей и их композиций // Обогащение руд, 2016. № 5. С. 14–18.
5. Николаев А.А., Батхуяг А., Горячев Б.Е. Исследование кинетики минерализации пузырька воздуха в суспензии шламовых фракций пирита в динамических условиях. Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2018. № 5. С. 154–158.

ВЫБОР ЛЮМИНОФОРСОДЕРЖАЩЕЙ КОМПОЗИЦИИ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ АЛМАЗОВ МЕТОДОМ РЕНТГЕНО-ЛЮМИНЕСЦЕНТНОЙ СЕПАРАЦИИ

Ковальчук О. Е.¹, Двойченкова Г. П.^{2,3}

¹НИГП АК «АЛРОСА», г. Мирный, Россия

²ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр РАН», г. Москва, Россия

³МПТИ (ф) ФГАОУ ВО «Северо-Восточный федеральный университет
им. М.К. Аммосова», г. Мирный, Россия

Многие кристаллы алмаза характеризуется аномально низкими или высокими природными значениями быстрой и медленной компонент сигнала люминесценции, что приводит к попаданию алмазных кристаллов в хвостовые продукты РЛС [1]. Применение люминофоров для корректировки параметров сигнала люминесценции обладает большим потенциалом вследствие широкого выбора химических соединений, обладающих свойствами рентгено- или фотолюминесценции [2]

С учетом ранее полученных результатов [3], в качестве предметов исследований были приняты композиции, содержащие органический люминофор «Антрацен сцинтилляционный», обладающий максимальными значениями быстрой компоненты, и неорганический люминофор К-35 (ортосиликат цинка, активированный марганцем), обладающий максимальными параметрами медленной компоненты. Исследования проводились на люминофорсодержащих композициях и на прошедших этими композициями обработку искусственных слабосветящихся алмазах и минералах кимберлитов: пиробах, оливине, эпидоте

Изучение спектральных и спектрально - кинетических параметров исследуемых объектов было выполнено в лаборатории института «Якут-нипроалмаз» АК «АЛРОСА» с использованием портативного сепаратора

ПОЛЮС-М [4]. Принцип работы сепаратора основан на использовании свойства алмазов люминесцировать при воздействии рентгеновского излучения и различиях интенсивности этой люминесценции у минералов кимберлита и алмазных кристаллов. В аппарате реализован «люминесцентно-абсорбционный» режим анализа, с расположением рентгеновской трубки и приемника люминесценции по разные стороны потока материала (рисунок 1).

На первом этапе исследований изучены спектрально - кинетические параметры люминофорсодержащих органоминеральных композиций. В экспериментальных исследованиях использованы индикаторы, полученные на основе смеси цетана с люминофорами в разных концентрациях по содержанию люминофоров. Индикаторы загружали люминесцентный сепаратор Полюс–М (рисунок 1), где замерялись спектрально - кинетических параметров сигнала люминесценции.

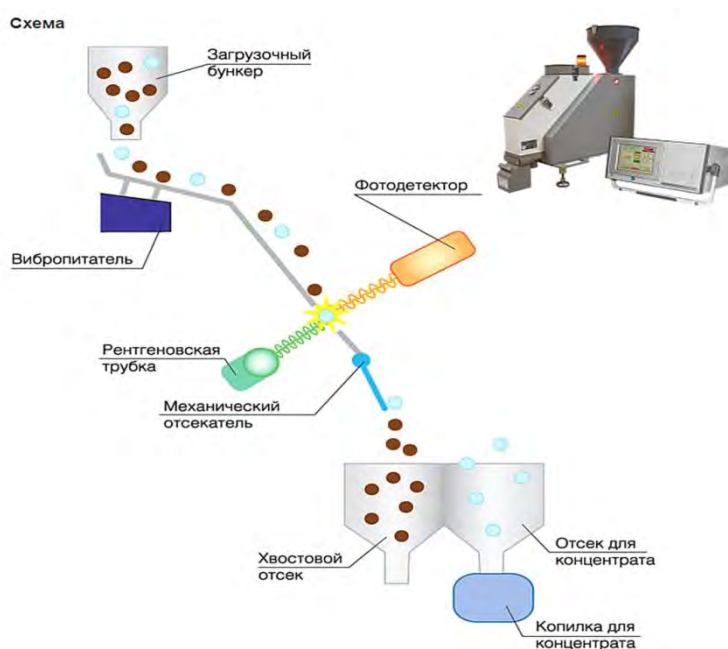


Рисунок 1 – Изображение и схема работы портативного сепаратора ПОЛЮС-М

На втором этапе исследований в органоминеральную композицию цетана с люминофорами (антрацен сцинтилляционный и К-35) добавлялась вода и готовилась рабочая среда. Несветящиеся синтетические алмазы и минералы кимберлита помещались в рабочую среду с целью закрепления на их поверхностях люминофоров. Далее алмаз или минералы кимберлита с закрепившимся люминофором загружали в люминесцентный сепаратор Полюс–М, где измерялись спектрально - кинетических параметров сигнала люминесценции исследуемых объектов.

Регистрируемая прибором Полюс-М кинетическая кривая сигнала люминесценции, приведенная использовалась для расчета спектрально -

кинетических параметров исследуемых люминофорсодержащих органо-минеральных композиций.

Критерием оценки соответствия исследуемого объекта алмазному кристаллу является отношение компонент, рассчитываемое по формуле [2]:

$$K_K = (BK + MK)/MK, \quad (1)$$

где BK и MK быстрая и медленная компоненты сигнала на момент окончания импульса возбуждения за вычетом напряжений шума и люминесценции воздуха.

Результаты анализа данных по измерениям параметров индикаторов на основе цетана и композиций антрацена сцинтилляционного с К-35 показали высокой способностью к рентгенолюминесценции.

Таблица 1 – Измеренные параметры индикаторов с органо-минеральной композицией цетана с люминофорами

Соотношение К-35 и антрацена	свертка	тау, мс	МК, мВ	БК, мВ	K _s	Индикация
9:1	0,3	2	5954	14300	2,2	+
9:1	0,7	2,8	7656	16980	2	+
4:1	0,5	1,8	4630	16453	4,1	+
4:1	0,5	1,8	4454	16366	4,8	+
1:1	0,5	1,8	1235	17243	12,1	-
1:1	0,5	1,8	1405	17391	11,8	+

Сопоставлением спектрально - кинетических параметров исследуемых смесей цетана и люминофоров по двум импульсам показано соответствие сигналов значениям, необходимым для регистрации имитаторов в качестве алмазов для установленных параметров РЛС[5]:. Так, параметр «свертка» находится в пределах границ селективности (0,3 – 0,7), отношение компонент – в параметрах селективности (2,2-12,8), «тау» – в пределах селективности (1,8 – 2,8 мс). Медленная компонента (МК) находится в пределах чувствительности (1235 – 7656 мВ). Быстрая компонента (БК) также находится в пределах чувствительности (14300 – 17391 мВ)».

Результатами экспериментальных исследований установлено, что в исследованных диапазонах соотношений концентраций выбранных люминофоров в органическом растворителе – цетане, полученные композиции обладают необходимыми для модифицирования алмазов спектрально - кинетическими характеристиками.

С учетом поставленной задачи была проанализирована зависимость соотношения BK и MK от соотношений расходов люминофоров в смеси их с органическим основанием. Заданные значения отношений компонент (менее 12) достигаются при соотношениях расходов К-35 и антрацена более 30-35 к 1.

Для алмазов со смещенной исходной спектральной характеристикой (БК/МК исх. алмаза больше 12) требуется большее соотношение люминофора К-35 и антрацена. Для алмазов с более низким спектральным отношением требуется меньшее соотношение К-35 и антрацена в органической фазе.

Результаты аналогичных исследований, проведенных на минералах кимберлита, показали, что наблюдаются существенные отличия влияния люминофоров на конечный сигнал. Так на сигнал люминесценции образцов минералов (пироп, оливин и эпидот) наибольшее влияние оказывает люминофор К-35.

Для более точного определения оптимальных параметров люминофорсодержащей среды была математическая обработка. Обработка проводилась с помощью сервиса Matlab стандартным методом регрессионного анализа с использованием линейных моделей [4].

В результате математической обработки были получены двухпараметрические модели зависимостей спектральных характеристик алмаза и сопутствующих минералов от концентраций люминофоров. Достоверность модели множественной линейной регрессии интенсивности сигналов по БК и МК на алмазе и сопутствующих минералах достаточна. Значения коэффициента детерминированности составили 0,62-0,87. Значения критерия Фишера превышают табличные.

Анализ полученных результатов показал, что для достижения требуемого соотношения БК и МК, позволяющего извлекать алмазы (менее 12), необходимо поддерживать соотношение расходов люминофоров (К35 и антрацена) более 30-35. Для алмазов со смещенной спектральной характеристикой (БК/МК больше 12) требуется большее соотношение люминофора К-35 и антрацена. Для алмазов с низкими спектральными характеристиками требуется меньшее соотношение К-35 и антрацена.

Для достижения требуемого соотношения БК и МК, не позволяющего извлекать сопутствующие минералы (менее 1), необходимо поддерживать концентрацию люминофора К-35 в органической фазе эмульсии более 2 -3 мг/мл (0,2-0,3% или соотношение от 1:300 до 1:500). При этом можно поддерживать необходимое соотношение между расходами К-35 и антрацена, обеспечивающего кинетические характеристики сигнала люминесценции алмаза, обеспечивающие его извлечение при РЛС.

Таким образом с использованием данного метода подтверждена эффективность применения композиции органического (антрацена) и неорганического (К-35) люминофоров в цетане, при различных соотношениях компонентов.

Список литературы

1. Миронов В. П. Использование явления люминесценции в алмазодобывающей промышленности // Наука и техника в Якутии. – 2005. - №1(8). - С. 11 – 14.

2. Владимиров Е.Н., Казаков Л.В., Колосова Н.П. Повышение эффективности работы сепаратора алмазов за счёт цифровой обработки сигналов. Современная электроника. № 2. 2008. С. 64–69.

3. Чантурия В.А., Двойченкова Г.П., Морозов В.В., Ковальчук О.Е., Подкаменный О.Е., Яковлев В.Н. Экспериментальное обоснование состава люминофоров для индикации алмазов в условиях рентгенолюминесцентной сепарации кимберлитовых руд // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых/ -2018. -3. - С.112-120.

УДК 622.07

ВИНТОВАЯ СЕПАРАЦИЯ НА ЗОЛОТОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЯХ РОССИИ

Прокопьев С.А., Болотин М.Л., Прокопьев Е.С.
ООО ПК «Спирит», г. Иркутск, Россия

На сегодняшний день технологии переработки золотосодержащего сырья находятся на небывало высоком уровне. На предприятиях отрасли применяются методы крупнокускового, гравитационного, магнитного и флотационного обогащения. Используются высокоэффективные способы металлургической переработки как исходного сырья, так и промпродуктов и концентратов.

С точки зрения технологичности применения методов обогащения и аппаратуры и приемов для максимального извлечения золота из сырья, отрасль достигает пика своего развития. В переработку вовлекаются месторождения с низкими содержаниями золота (от 0,9 г/т), со сложным минеральным составом и гранулометрическим характеристикам золота, а также техногенные месторождения, представляющие из себя лежалые хвосты ЗИФ и промывочных приборов.

Однако, для эффективной отработки месторождений с низкими содержаниями золота и техногенного сырья, требуются технологические решения, позволяющие рентабельно вовлекать в переработку такие месторождения, а именно:

- Высокая производительность по исходному сырью;
- Оптимальная и сбалансированная технология обогащения и металлургии, обеспечивающая высокий уровень извлечения золота, но при этом аппаратное оформление которой не несет высокие капитальные и эксплуатационные затраты;
- Применение энергосберегающих технологий переработки (особенно важно для территорий, отдаленных от основных источников генерации электроэнергии);
- Минимальные простои из-за поломок или доставки запасных частей в труднодоступные районы.

Среди методов и аппаратуры для использования в таких условиях выгодную позицию занимает винтовая сепарация – процесс обогащения, в котором реализован принцип гравитационного обогащения в водных потоках малой глубины. Винтовая сепарация широко применяется на обогатительных фабриках, перерабатывающих олово (**Правоурмийское** месторождение), вольфрам (**Джидинское** месторождение [1]), титан (**Олекминский** рудник), железо (Шламы **Магнитогорского МК**), хром (Руда **Донского** месторождения), алмазы (**Мирнинский ГОК**), уголь (**ОФ Кузнецкого бассейна**), марганец (**Орджоникидзевский и Марганецкий ГОКи**, Украина).



Рисунок 1 – Винтовые сепараторы на ЗИФ месторождения Нерундинское (Республика Бурятия)

При этом, на золотоизвлекательных фабриках винтовая сепарация пока еще находится в роли новичка. Однако, в последние годы прослеживается последовательный тренд во внедрении данного метода в технологию переработки золотосодержащего сырья. Происходит это благодаря такими существенными достоинствами винтовой сепарации, как:

- Эффективное извлечение золота крупностью до 20 микрон;
- Высокая удельная производительность (современные винтовые сепараторы позволяют перерабатывать до 10 т/ч на 1 м² занимаемой площади);
- Способность значительно сокращать потоки сырья на стадии получения черного концентрата – особенно актуально для руд с низким содержанием и техногенного сырья [2];
- Отсутствие привода и расходных элементов;
- Отсутствие необходимости в закупке и доставке реагентов;

- Простота и визуализация ведения процесса, что подразумевает задействование персонала любой квалификации для обслуживания сепараторов.

Сегодня винтовые сепараторы применяются на таких объектах как «**Нерундинская ЗИФ**» (Республика Бурятия), ЗИФ участка «**Встречный**» месторождения **Среднеканская дайка** (Магаданская область), ЗИФ месторождения «**Электрическое**» (Иркутская область), проведены успешные промышленные испытания извлечения золота из хвостов сорбции ЗИФ-3 **Олимпиадинского** месторождения (Красноярский край), повышения эффективности переработки руд Талатуйского месторождения на **Дарасунском** руднике (Забайкальский край) [3], извлечения золота из хвостов ЗИФ-3 месторождения «**Голец Высочайший**» (Иркутская область). В россыпном секторе золотодобычи России винтовые сепараторы нашли применение на драгах и в составе промывочно-обогачительных комплексов с развитой схемой обогащения.



Рисунок 3 – Винтовые сепараторы на ЗИФ участка «Встречный» месторождения Среднеканская дайка, Магаданская область

В 2019 году состоится промышленный запуск в эксплуатацию обогачительного комплекса производительностью 50 т/ч, на котором будут перерабатываться лежалые хвосты флотации ЗИФ Рудника «**Джульетта**» (Магаданская область), основу которого составят винтовые сепараторы принципиально новой конструкции, будут проведены промышленные испытания винтовой сепарации при обогащении руды месторождения «**Дражное**» (Республика Саха – Якутия), продолжатся исследования по разработке технологии лежалых хвостов ГОКа «**Высочайший**» на основе винтовой сепарации с выходом на технико-экономическое обоснование вовлечения хвостов в переработку, будет внедрен обогачительный комплекс производительностью 50 м³/час на одном из россыпных месторож-

дений Усть-Янского улуса Республики Саха-Якутия, в котором реализован принцип извлечения мелкого и тонкого золота винтовыми сепараторами.

Применение винтовой сепарации на действующих ЗИФ, а также при переработке техногенных месторождений обеспечивает высокий уровень извлечения золота вкуче с простотой ведения процесса и низкими эксплуатационными затратами.

ООО Производственная компания «Спирит» предоставляет большой комплекс услуг для горно-обогатительных предприятий. Среди них - геологические работы (в том числе на техногенных месторождениях), технологические исследования широкого спектра (от тестовых работ до полупромышленных испытаний руд с глубокой доводкой), технологический аудит действующих обогатительных производств, разработка технологических регламентов и ТЭО, разработка проектов ГОКов, создание новых конструкций и изготовление обогатительного и металлургического оборудования (обогатительные установки и комплексы, скруббер-бутары, гидроциклоны, грохоты, чаны выщелачивания, концентрационные столы), поставки и сервис основного и вспомогательного оборудования, изготовление **винтовых сепараторов** диаметром от 250 до 3000 мм в одно-, двух- и трехжелобном исполнении; минеральных, шламовых и угольных, аутсорсинг и обслуживание поставленного оборудования.

Список литературы

1. Иванов В.Д. Винтовые аппараты для обогащения руд и россыпей в России / В.Д. Иванов, С.А. Прокопьев. – М.: Дакси, 2000. - 239 с.
2. Аникин М.Ф. Винтовые аппараты для обогащения руд / М.Ф. Аникин, В.Д. Иванов, М.Л. Певзнер. – М.: Недра, 1970 г.
3. Испытания технологии винтовой сепарации на Дарасунской ЗИФ/ Прокопьев С. А., Прокопьев Е. С., Чикишева Т. А., Копылов С. А., Харчистов В. А. – Статья в бюллетене Золотодобыча, № 223, Июнь, 2017

УДК 622.342.1:622.77 (571.5)

**РЕЗУЛЬТАТЫ ЛАБОРАТОРНЫХ ИССЛЕДОВАНИЙ ПО
ПОЛУЧЕНИЮ ЧЕРНОВОГО ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО
КОНЦЕНТРАТА ИЗ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ ОДНОЙ ИЗ ЗИФ
ВОСТОЧНОЙ СИБИРИ**

**Прокопьев С. А.^{1,3}, Прокопьев Е. С.^{1,2}, Самсоненко Т. Е.³, Харчистов В. А.³,
Чикишева Т. А.^{1,2,3}**

¹Институт земной коры СО РАН, г. Иркутск, Россия

²ООО ПК «Спирит», г. Иркутск, Россия

³Иркутский государственный университет, г. Иркутск, Россия

Для России золотодобывающая промышленность является базовой отраслью экономики. За долгие годы добычи россыпного и рудного золота накоплено огромное количество техногенных золотосодержащих объектов,

ресурсный потенциал которых оценивается около 5000 т. В связи с истощением запасов золота, и в тоже время, увеличением объемов добычи ценного металла, возникает необходимость вовлекать в процесс переработки золотосодержащие техногенные месторождения. Имеется ряд особенностей, которые характеризуют данное сырье как труднообогатимое: техногенные отложения интенсивно окисляются, выщелачиваются и разрушаются, что приводит к изменению минералогического, вещественного состава и выносу элементов; золото находится в трудноизвлекаемых формах и неравномерно распределяется по объему хвостохранилища. Вышеперечисленные факторы обуславливают сложность выбора методов обогащения данного сырья.

В настоящее время существует множество различных методов извлечения рудного и россыпного золота, одними из самых распространенных являются флотационные, гидрометаллургические и гравитационные. Однако, для эффективного извлечения мелкого и тонкого золота из труднообогатимого минерального сырья необходимо усовершенствовать имеющиеся технологические режимы распространенных методов обогащения. Как известно из опыта обогащения минерального сырья, для получения первичного концентрата, в основном применяются гравитационные методы обогащения. Одним из видов гравитационного оборудования является винтовой сепаратор. Отличительные особенности данных аппаратов состоят в простоте конструкции и наглядности ведения процесса, а также, геометрические параметры одного из типа винтовых сепараторов позволяют извлекать тонкое золото.

В лаборатории обогащения ООО ПК «Спирит» были проведены исследования по определению обогатимости лежалых золотосодержащих хвостов гравитационными методами. Задачей исследования являлось определение оптимальных технологических параметров проведения гравитационного обогащения на шламовом винтовом сепараторе для получения первичного золотосодержащего концентрата. Технологической пробой являлись хвосты, отобранные на хвостохранилище ЗИФ, технологическая схема которой включает в себя гравитационные и флотационные методы обогащения рудного золота. Результаты гранулометрического и химического анализов пробы приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Гранулометрический состав исследуемой пробы

Класс крупности, мм	Выход, %	Содержание Au, г/т	Распределение Au по классам крупности, %
+0,071	24,24	1,10	33,12
-0,071+0,040	13,59	1,40	23,63
-0,040+0,0	62,17	0,56	43,25
Всего	100,0	0,805	100,0

По полученным результатам видно, что основная часть (62,17 %) материала представлена мелкими частицами, крупностью менее 0,040 мм, с распределение в этот диапазон 43,25 % золота. Исходя из гранулометрического состава исходного сырья, исследования проводились на винтовом сепараторе для обогащения шламового материала (СВШ).

В ходе исследований изучалось влияние процента твердого в питании и производительности винтовой сепарации на эффективность извлечения золота в концентрате. Были подобраны оптимальные технологические параметры для проведения гравитационного обогащения с применением винтовой сепарации. В таблице 2 приведены режимные параметры проведения винтовой сепарации на СВШ-750.

Таблица 2 – Режимные параметры проведения винтовой сепарации

№ п/п	Производительность на желоб, т/час	% твердого в питании	Выход концентрата, %	Содержание Au в концентрате, г/т	Извлечение, %
1	0,570	40	4,7	6,14	34,35
2	0,870	38	19,53	0,61	14,18
3	0,620	38	5,8	3,42	23,61
4	0,950	37	14,2	0,4	6,76
5	0,680	36	7,6	2,88	26,06
6	1,220	35	11,4	0,52	7,06

Как видно из таблицы 2 извлечение, а также содержание золота в концентрате возрастает при следующих режимных параметрах: производительность – 0,550–0,700 т/ч на желоб, содержание твердого в питании 36–40 %.

После выбора оптимальных технологических параметров работы винтового аппарата были проведены испытания технологической схемы, включающей в себя трехстадиальную винтовую сепарацию, с контрольными операциями промпродукта и хвостов основной ВС (рисунок 1) для получения первичного гравиконоцентрата.

Технологические параметры проведения процессов винтовой сепарации:

а) основная ВС на СВш-750:

- производительность на желоб – 0,55–0,7 т/час;
- массовая доля твердого в питании – 36–40 %;
- расход смывной воды – 0,1 м³/ч.

б) контрольная ВС на СВш-750:

- производительность на желоб – 0,5–0,6 т/час
- массовая доля твердого в питании – 36–40 %;
- расход смывной воды – 0,1 м³/ч.

Технологические показатели представлены в таблице 3.

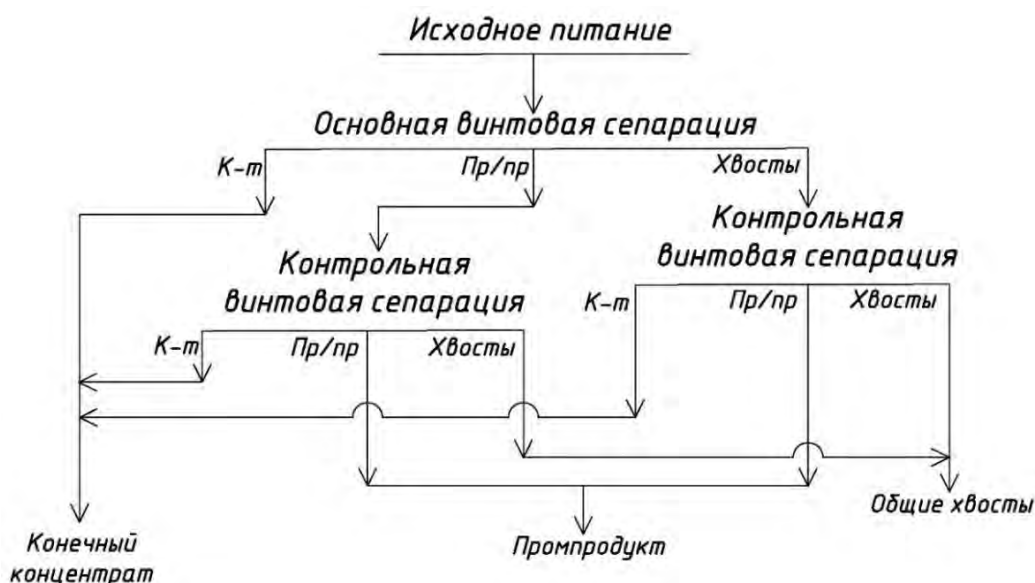


Рисунок 1 – Технологическая схема проведения винтовой сепарации

Таблица 3 – Конечные продукты обогащения лежалых хвостов

Наименование продуктов	Выход от исходного питания, %	Содержание Au, г/т	Извлечение от исходного питания, %
Конечный концентрат	10,83	4,445	57,30
Промпродукт	45,13	0,52	28,00
Общие хвосты	44,04	0,28	14,70
Итого: Исходный материал	100,00	0,84	100,00

В результате обогащения лежалых хвостов был получен конечный концентрат с содержанием золота 4,445 г/т, общим выходом от исходного питания 10,83 %, и извлечением 57,30 %. Извлечение золота в хвосты составляет всего 14,70 % от исходного питания, с содержанием золота 0,28 г/т, и выходом 44,04 %.

Минеральный состав продуктов обогащения и количественная оценка содержаний каждого минерала были определены с помощью методов оптической микроскопии в соответствии с методиками Научного совета по методам минералогических исследований (НСОММИ).

При проведении анализа лёгких фракций, сростков золота открытого типа с породообразующими минералами не визуализируется. С помощью микроскопа из тяжелых фракций были извлечены зёрна видимого свободного золота (рисунок 2). Исследования рудных минералов в отражённом свете показали наличие в некоторых пробах пылевидных и тонкодисперсных свободных частиц золота, а также его микровключений в пирите, редко в пирротине (рисунок 3, 4).

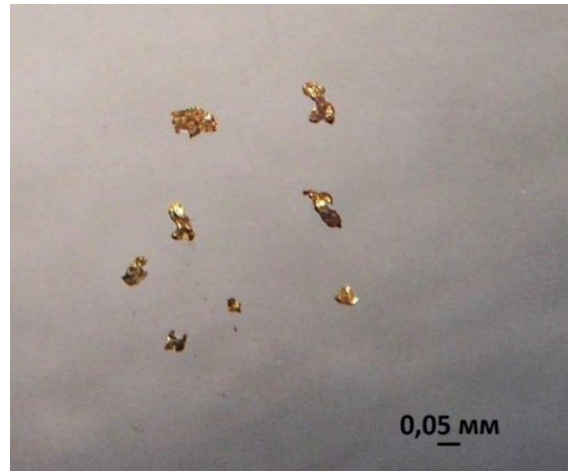


Рисунок 2 – Зёрна самородного золота концентрата
Фото в бинокулярный стереомикроскоп

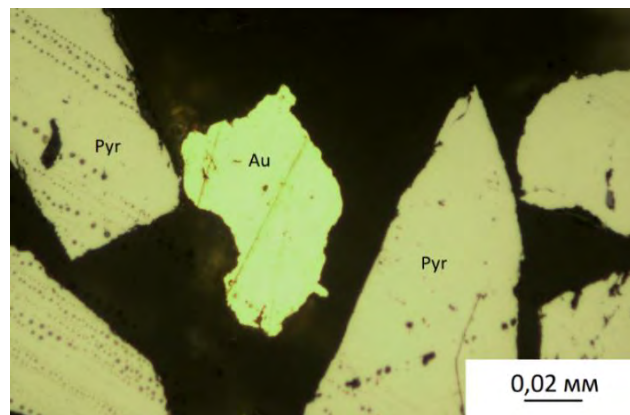


Рисунок 3 – Микрофотография фрагмента брикетного шлифа
Au – золото самородное, Pyr – пирит.
Длина зерн золота 0,07 мм, ширина 0,03–0,05 мм

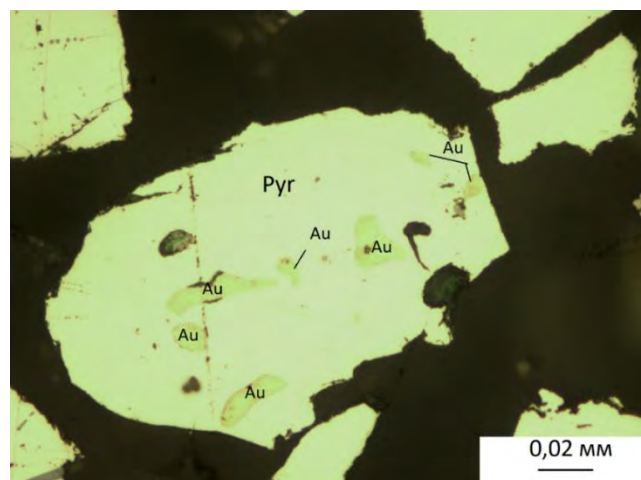


Рисунок 4 – Микрофотография включений золота в пирите:
Au – золото самородное, Pyr – пирит.
Длина зерн золота 0,01-0,04 мм, ширина в среднем 0,005 мм.

Полученные результаты подтверждают выводы ранее проводимых работ ООО ПК «Спирит» в сфере переработки техногенного сырья и указывают на возможность эффективного обогащения гравитационным методом (винтовой сепарацией) материала техногенного месторождения с получением качественного черного концентрата с высоким уровнем извлечения. Полученный концентрат может быть переработан методами глубокой доводки до шлихового золота, либо до концентрата, отвечающего условиям металлургического процесса.

Список литературы

1. Иванов В. Д. Винтовые аппараты для обогащения руд и россыпей в России / В. Д. Иванов, С. А. Прокопьев. – М.: Дакси, 2000. – 239 с.
2. Зеленов В. И. Методика исследования золото- и серебросодержащих руд / В. И. Зеленов. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1989. – 302 с.

УДК 622.765.06

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК КОМПОЗИЦИОННЫХ ФЛОТОРЕАГЕНТОВ

**Кенжалиев Б. К., Тусупбаев Н. К., Семушкина Л. В., Ержанова Ж. А.,
Билялова С. М.**

Satbayev University, АО «Институт металлургии и обогащения»,
г. Алматы, Казахстан

Современная практика применения собирателей при флотации сульфидных руд в большинстве случаев предусматривает совместное использование ксантогенатов и аэрофлотов. Дополнительное к ксантогенатам использование аэрофлотов дает возможность не только улучшить качество получаемых сульфидных концентратов за счет более селективного действия аэрофлотов, но и повысить извлечение металлов за счет способности аэрофлотов эффективно флотировать тонкие частицы. Результаты экспериментальных исследований собирателей из класса диалкилдитиофосфатов (аэрофлотов) показывают, что их совместное применение с ксантогенатами во многих случаях обеспечивает повышение извлечения металлов на 1-2 %. Использование смесей собирателей является универсальным средством для получения необходимого соотношения в каждом конкретном случае количеств химически и физически сорбированного собирателя на поверхности флотируемого минерала [1-4].

Получение эффективных композиционных собирателей можно достичь путем регулирования углеводородных радикалов нормального и изостроения при их синтезе. В отличие от базовых собирателей, имеющие в своем составе нормальные углеводородные радикалы (нормальные бутиловые ксантогенаты и аэрофлоты) композиционные собиратели являются более поверхностно-активными за счет гидрофобного взаимодействия углеводородных радикалов нормального и изостроения. При перекрытии ука-

занных углеводородных радикалов обнажаются полярные группы, и это приводит к усилению собирательных свойств. Композиционные собиратели, в отличие от своих аналогов, являются дешевыми, экономически выгодными реагентами. Для существенного удешевления и повышения эффективности реагентов при получении ксантогенатов и аэрофлотов в качестве исходного сырья было использовано специально подготовленное сивушное масло, являющееся отходом спиртового производства. Очищенное сивушное масло по данным хроматографического анализа включает пять спиртов (изопропиловый, изобутиловый, бутиловый, амиловый и изоамиловый), содержание изоамилового спирта в них колеблется в пределах 50-65 %.

По сродству сульфгидрильных собирателей к катионам тяжелых металлов выстраивается известный ряд классов сульфгидрильных собирателей: дитиокарбаматы > ксантогенаты > дитиофосфаты.

Изучены физико-химические характеристики модифицированных собирателей. Важной физико-химической характеристикой гетерополярных реагентов, зависящей от длины углеводородного радикала, является их поверхностная активность на границе раздела жидкость-газ. Показано, что исследованные аэрофлоты обладают способностью снижать поверхностное натяжение на границе раздела вода-воздух аналогично поверхностно-активным веществам. Однако для них характерно медленное установление равновесия на границе раздела вода-воздух, особенно в области малых флотационных концентраций.

Наиболее эффективным поверхностно-активным веществом является композиционный аэрофлот. Результаты измерений показали, что за равные промежутки времени по наибольшему снижению величины поверхностного натяжения реагенты располагаются в следующем порядке: композиционный аэрофлот > смесь бутилового и изоамилового аэрофлотов > изоамиловый аэрофлот > бутиловый аэрофлот, то есть наибольшим динамическим значением поверхностной активности обладает композиционный аэрофлот.

Исследована кинетика процесса адсорбции на границе вода-воздух. В исследованиях были использованы три образца собирателей, которые являются представителями разных типов и классов сульфгидрильных собирателей: ионогенные - композиционный ксантогенат, композиционный аэрофлот и представитель неионогенного собирателя - N-аллил-о-изобутилтионокарбамата (ТС-1000). На основании результатов адсорбционных исследований построены изотермы адсорбции композиционного ксантогената, композиционного аэрофлота и N-аллил-о-изобутилтионокарбамата (ТС-1000) на поверхности мономинеральных фракций пирита, галенита, сфалерита и халькопирита в статических условиях. Установлено, что композиционный ксантогенат максимально адсорбируется на всех минералах (на пирите $2,64 \cdot 10^{-5}$ моль/м², на халькопирите $3,3 \cdot 10^{-5}$ моль/м²), а композиционный аэрофлот на поверхности всех минералов имеет наименьшую величину адсорбции (на пирите $0,95 \cdot 10^{-5}$ моль/м², на халькопирите $1,31 \cdot 10^{-5}$ моль/м²),

ТС-1000 обладает наибольшим сродством к халькопириту, который в 1,4 раза больше сродства композиционного ксантогената к халькопириту.

Анализ полученных результатов показывает, что адсорбция ТС-1000 и композиционного аэрофлота на пирите в 2,05 и 2,7 раз меньше, чем композиционного ксантогената, что вполне однозначно объясняет слабовыраженную флотоактивность тионокарбамата и композиционного дитиофосфата по отношению к пириту. Для ТС-1000 величина предельной адсорбции наступает быстрее, по сравнению с композиционным ксантогенатом и композиционным аэрофлотом, т.е. при наименьшей равновесной концентрации. Больше всего на халькопирите адсорбируется композиционный ксантогенат, затем ТС-1000 и композиционный аэрофлот. Адсорбция композиционного аэрофлота на поверхности халькопирита по сравнению с пиритом больше в 1,8 раза. Композиционный ксантогенат на галените также обладает наибольшей адсорбцией, а композиционный аэрофлот обладает наименьшей. Изучением адсорбции композиционного ксантогената, ТС-1000 и композиционного аэрофлота на поверхности мономинеральных фракций пирита, халькопирита, неактивированного сфалерита и галенита было установлено, что композиционный ксантогенат адсорбируется на поверхности всех минералов. По адсорбционной активности собирателей к поверхностям минералов выстраивается следующий ряд: композиционный ксантогенат > ТС-1000 > композиционный аэрофлот.

Результаты исследований кинетики адсорбции композиционного ксантогената, ТС-1000 и композиционного аэрофлота на поверхности пирита, халькопирита и сфалерита показали, что насыщение адсорбции собирателей на поверхности всех минералов при исследуемой концентрации собирателей достигается за первые 60 с.

Рассчитанный по экспериментальным данным порядок реакции по адсорбированному собирателю для бутилового ксантогената, ТС-1000 и композиционного аэрофлота на поверхности всех минералов соответствует первому порядку. Определены константы скорости адсорбции (таблица 1) собирателя на поверхности минералов на основании приращения адсорбции в одинаковых условиях $dC_{\text{адс}}/dt$.

Таблица 1 – Константа скорости адсорбции собирателей

Минерал	Константа скорости адсорбции собирателей при 25 ⁰ С, моль · 10 ⁻² · м ⁻² · с ⁻¹		
	композиционный ксантогенат	композиционный аэрофлот	ТС-1000
Пирит	7,68	1,22	3,63
Халькопирит	7,64	5,82	11,31
Сфалерит	5,15	1,48	2,65

Константы скорости адсорбции композиционного ксантогената на пирите и халькопирите сопоставимы, в случае использования композиционного дитиофосфата константа скорости адсорбции выше на халькопирите в 4,7 раза по сравнению с пиритом, в случае ТС-1000 константа скорости адсорбции выше в 3,1 раза, при наиболее высокой абсолютной величине константы скорости адсорбции на пирите. Установлено, что на пирите наименьшей константой скорости адсорбции обладает композиционный аэрофлот - $1,22 \text{ моль} \cdot 10^{-2} \cdot \text{м}^{-2} \cdot \text{с}^{-1}$, которая практически в 6,8 раза ниже константы скорости адсорбции композиционного ксантогената $7,68 \text{ моль} \cdot 10^{-2} \cdot \text{м}^{-2} \cdot \text{с}^{-1}$.

Исследования проведены при финансовой поддержке Комитета науки Министерства образования и науки Республики Казахстан по программе № BR0523640.

Список литературы

1. Ignatkina V.A., Bocharov V.A. and B.T. Tubdenova (Puntsukova). Combinations of different-class collectors in selective sulphide-ore flotation //Journal of Mining Science, Springer New York.- 2010.- Vol. 46.- № 1 - pp. 82-88. <https://doi.org/10.1007/s10913-010-0012-y>

2. Рябой В.И., Шепета Е.Д., Кретов В.П., Левковец С.Е., Рябой И.В. Влияние поверхностноактивных свойств реагентов, содержащих диалкилдитиофосфаты натрия, на флотацию сульфидов //Обогащение руд.- 2015.- № 2.- С.18-22. <https://doi.org/10.17580/or.2015.02.04>

3. Erdenova M., Kenzhaliyev B., Koizhanova A., Temirova S., Abdylbaev N. Extraction of gold from man-made mineral raw materials by Methods of flotation enrichment and cyaning //Proceedings of 18th International Multidisciplinary Scientific GeoConference SGEM 2018. Albena, Bulgaria, 29 June - 9 July 2018. - P.67-75. <https://doi.org/10.5593/sgem2018/1.4/s04.009>

4. Билялова С.М., Тусупбаев Н.К., Ержанова Ж.А., Мухамедилова А.М. Коллоидно-химические и флотационные характеристики полифункциональных реагентов //Комплексное использование минерального сырья.- 2017. - № 1.- С.5-10. www.kimsimio.kz

УДК 669.2; 544.726.2

ПРИМЕНЕНИЕ МОДИФИЦИРОВАННОГО КАТИОНИТА ДЛЯ ОЧИСТКИ ФТОРСОДЕРЖАЩИХ РАСТВОРОВ И СТОКОВ

Маковская О.Ю., Польшина Т.Д.

ФГАОУ ВО «Уральский федеральный университет имени первого Президента России Б.Н. Ельцина», г. Екатеринбург, Россия

Проблема очистки от фтора промышленных растворов, сточных и грунтовых вод вызывает повышенный интерес к поиску оптимальной технологии. Существуют различные методы снижения концентрации фтора в водных растворах. Чаще всего применяют химическое осаждение с образованием малорастворимых соединений [1], где в качестве реагентов ис-

пользуют соли кальция, магния, алюминия, железа. Используют обратный осмос и электродиализ [2-3], электрокоагуляцию [4], адсорбцию [5] и ионный обмен [6]. Основным недостатком методов осаждения является образование объемных осадков, требующих размещения в шламохранилищах. Мембранные методы отличаются высоким расходом электроэнергии и ограниченным сроком службы дорогостоящих мембран. Процесс обратного осмоса очень эффективен для очистки относительно небольших количеств сточных вод, но применение его в крупном масштабе экономически нецелесообразно.

Сорбционные методы позволяют обрабатывать большие объемы сточных вод и извлекать целевой компонент в концентрированный продукт. Широкое применение в сорбционной очистке от фтора получили следующие материалы: оксиды и гидроксиды металлов, биосорбенты, углеродистые материалы и композиты [7]. Эти материалы, как правило, относительно дешевы, но обладают невысокой емкостью и не всегда пригодны для регенерации.

Наиболее перспективным является метод сорбционной очистки на синтетических ионитах. В последнее время достаточно большое количество исследований посвящено удалению фтора с использованием катионитов, модифицированных ионами металлов [8-9]. Предполагается, что катионообменные смолы в Me^{n+} -форме более селективны к ионам фтора, чем аниониты в присутствии конкурирующих анионов в растворе [6]. Также, сорбционная способность и селективность по отношению к фтору зависит иона металла, которым модифицируют катионит.

Для модификации предложено использовать Lewatit TP 260 – слабо-кислотный макропористый катионит с хелатными группами аминотетрафосфоновой кислоты. Перевод ионита в алюминиевую форму осуществляли, выдерживая навеску в растворе хлорида алюминия в течение 24 часов. После предварительной обработки, 1 г сухой смолы приводили в контакт со 100 см³ модельного раствора фторида натрия, содержащего 100 мг/дм³ ионов фтора. Время контакта составляло 24 часа. Изучено влияние концентрации алюминия в исходном растворе на сорбцию фтора. Результаты проведенных опытов приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Влияние концентрации алюминия в растворе для модификации на СОЕ ионита по фтору

Концентрация $AlCl_3$ в исходном растворе, моль/дм ³	СОЕ (F), мг/г
0,1	5,24
0,3	8,21
0,5	8,39
0,7	8,56
1	8,48

Таким образом, применение модифицированного ионами алюминия катионита для селективной сорбции анионов F^- можно считать перспективным.

Список литературы

1. Матюшенко А.И. Реагентное обесфторивание подземных вод / А.И. Матюшенко, Л.В. Приймак // Вестник ИргТУ. – 2012. - № 1 (60). – С. 71-73.
2. Шабарин А.А. Очистка питьевой воды от фторидов методом обратного осмоса / А. А. Шабарин [и др.] // Вестник Мордовского университета. – 2018. – Т. 28. - № 1. – С. 36-47.
3. Arda M. Removal of Fluoride from Geothermal Water by Electrodialysis (ED) / M. Arda [et al.] // Separation Science and Technology. – 2009. – V. 44. – P. 841-853.
4. Takdastan A. Fluoride Removal From Drinking Water by Electro-coagulation Using Iron and Aluminum Electrodes / A. Takdastan, S.E. Tabar, A. Neisi, A. Eslami // Jundishapur Journal of Health Sciences. - 2014. – V. 6 (3). – 7 p.
5. Habuda-Stanic M. A Review on Adsorption of Fluoride from Aqueous Solution / M. Habuda-Stanić, M.E. Ravančić, A. Flanagan // Materials. – 2014. – V. 7. – P. 6317-6366.
6. Meenakshi S. Identification of selective ion-exchange resin for fluoride sorption / S. Meenakshi, N. Viswanathan // Journal of Colloid and Interface Science. – 2007. – V. 308. – P. 438-450.
7. Demirkalp G. Removal of Fluoride from water by Al(III)-loaded and Al(OH)₃-coated chelating resin / G. Demirkalp [et al.] // Desalination and Water Treatment. – 2016. – V 57 (34). – P. 15910-15919.
8. Prabhu S.M. Effect of metal ions loaded onto iminodiacetic acid functionalized cation exchange resin for selective fluoride removal / S.M. Prabhu, S. Meenakshi // Desalination and Water Treatment. – 2014. – V. 52. – P. 2527-2536.

УДК 622.7

НОВЫЙ СПОСОБ ДЕЗИНТЕГРАЦИИ ГЛИНИСТЫХ И ТРУДНОПРОМЫВИСТЫХ МАТЕРИАЛОВ

Афанасенко С.И., Лазариди А.Н., Прохорцев В.В., Сафонов С.А.
ЗАО «Итомак», г. Новосибирск, Россия

Проблема дезинтеграции глинистых материалов сохраняет свою актуальность и в наше время. Сегодня для дезинтеграции и классификации глинистых материалов широко применяют аппараты барабанного типа: бутары, скруббер – бутары, промывочные барабанные грохоты. Промывка в устройствах такого типа осуществляется механическим путем: за счет каскадного перемещения материала, трением и соударением кусков глины о стенки барабана и крупную галю, воздействия промывочной воды, подаваемой из оросителей.

В процессе промывки в бочечных аппаратах при вращении формируются глинистые окатыши, которые сильно затрудняют извлечение полезных компонентов. Кратное применение операций дезинтеграции существенно повышают себестоимость полезного компонента.

В ЗАО ИТОМАК создана установка для эффективной промывки глинистых материалов струями высокого давления - высоконапорная бута-ра - Дезинтегратор Высокого Давления (ДВД) для интенсивной промывки, механической дезинтеграции, классификации в водной среде глинистых проб песков с целью их дальнейшего обогащения.

Внешний вид ДВД представлен на рисунке 1.



Рисунок 1 – Дезинтегратор высокого давления ДВД-0,15

Уникальная конструкция данного аппарата, позволяет за считанные минуты размывать струей высокого давления во вращающемся барабане глинистые образцы.

Специальные форсунки, с давлением до 300 бар, обеспечивают быстрое разрушение глинистого материала.

Внутри барабана дезинтегратора происходит интенсивная промывка исходного материала. Частицы материала, меньше размера отверстий сетки барабана выводятся через сливной патрубков и подаются на обогащение. Отмытый материал классом крупности более размера перфорации, после завершения цикла дезинтеграции выгружается механизированным опрокидыванием корпуса.

К настоящему времени инженерами компании ИТОМАК созданы различные типы барабанов, отличающиеся как размером перфорации, так и расположением перфорированной сетки в барабане для использования дезинтегратора в различных целях.

Уникальность прибора состоит и в удобстве его использования. Весь ручной труд сведен к минимуму. Аппарат имеет три положения: загрузки, промывки (рабочее положение) и выгрузки (см. рисунок 2). Все операции по перемещению рабочей части прибора выполняются электроприводами с помощью пульта управления. Кроме этого можно, при необходимости, регулировать рабочее давление на каждую форсунку.

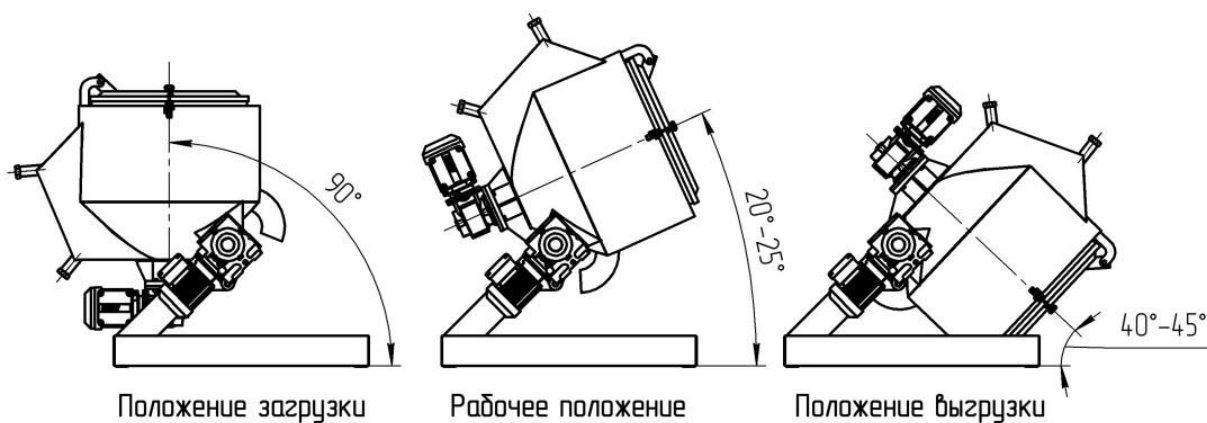


Рисунок 2 – Три положения дезинтегратора

Преимущества Дезинтегратора высокого давления ИТОМАК-ДВД перед традиционными методами и приборами:

1. Существенно, в 10-15 раз, снижен расход промывочной воды по сравнению с обычными барабанными грохотами.
2. Высокая скорость дезинтеграции материала. В среднем уходит 3-5 минут на пробу весом до 15 кг.
3. Кнопочное управление упрощает эксплуатацию аппарата.

Данная установка стала популярной у геологов и технологов. Результат промывки пробы глинистых золотосодержащих песков весом 15 кг показан на рисунках 3-5.

В настоящий момент дезинтегратор ИТОМАК-ДВД выпускается в двух модификациях. В таблице 1 приведены основные характеристики для каждой из них.



Рисунок 3 – Исходная глинистая проба в барабане дезинтегратора



Рисунок 4 – После 1 минуты дезинтеграции

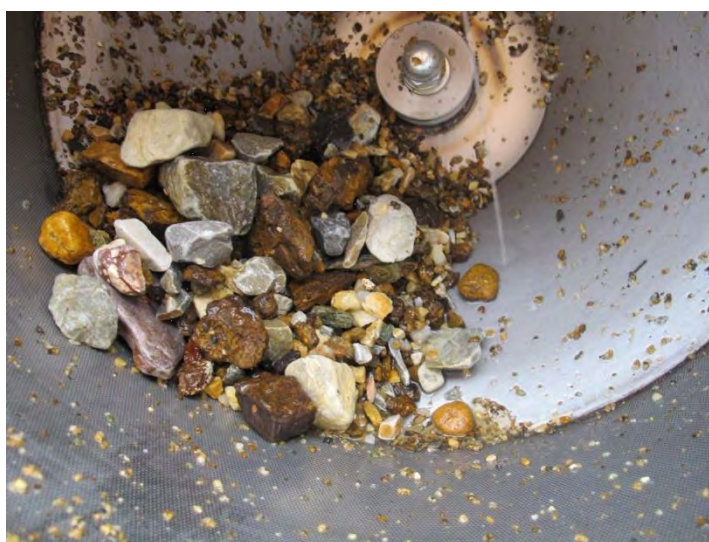


Рисунок 5 – Полная дезинтеграция за 3 минуты

Таблица 1 – Основные характеристики высоконапорных бугар ИТОМАК- ДВД

Наименование параметра	ДВД-0,1	ДВД-0,15
Максимальная производительность, м ³ /ч,	0,1	0,15
Диаметр отверстий на сеющей части дезинтегратора, мм	2,0	2,0
Максимальная крупность исходного материала, мм	300	300
Давление воды в системе, бар	200	200
Масса изделия, кг, не более	180	205
Габаритные размеры изделия (ДхШхВ), мм:	910x720x1150	1150x1050x1380

Компанией «ИТОМАК» реализовано уже более 20 установок. Среди заказчиков данного оборудования такие предприятия, как: РОСАТОМ (ПАО НЗХК), АЛРОСА, институт Уралмеханобр, ТОМС, ООО СПИРИТ, Иркутский научный центр. Золотодобывающие предприятия «Берелех» и «Статус» приобрели эти установки для обогащения геологоразведочных проб.

Также, данное оборудование активно используется в научно-исследовательских лабораториях, в том числе в собственной лаборатории ЗАО «ИТОМАК».

Список литературы

1. Троицкий В.В. Промывка и обесшламливание полезных ископаемых // М: Недра. 1988.
2. Афанасенко С.И., Лазариди А.Н., Прохорцев В.В. Дезинтегратор // Патент РФ № 154507 от 22 июня 2014.
3. Эффективная дезинтеграция глинистых и труднопромывистых материалов // Золотодобыча. 2019. № 1(242).С. 24-25.

МОДЕЛИРОВАНИЕ СХЕМЫ ФЛОТАЦИИ С ОБОГАЩЕНИЕМ ПЕННЫХ ПРОДУКТОВ В СУЖАЮЩИХСЯ ЖЕЛОБАХ

Валиева О.С.

МПТИ (ф) ФГАОУ ВО «Северо-Восточный федеральный университет им. М.К. Аммосова», г. Мирный, Россия

При флотации в большинстве случаев используются замкнутые канонические схемы, включающие в себя ряд перечистных и контрольных операций флотации, в которых промпродукты возвращаются в различные точки процесса или обрабатываются отдельно. Объем циркулирующих продуктов для развитых схем флотации составляет значительную величину, которая в отдельных случаях на порядок превышает объемный расход исходного питания схемы. Циркулирующие потоки приводят к увеличению машиноемкости схемы, увеличивают нахождение отдельных частиц в пульпе, что отрицательно сказывается на показателях флотации [1].

Разработка и реализация оптимальных схем флотации является одним из важных направлений совершенствования технологии флотации. Совершенствование схемных решений может быть достигнуто путем замыкания технологических схем флотации, логика построения которых, заключается в исключении циркуляции потоков, выведении из схемы готовых по значению массовой доли продуктов в готовый концентрат, объединении и отдельной флотации промпродуктов [2].

Одним из вариантов совершенствования разомкнутых схем флотации является использование процессов вторичной концентрации минералов в пене для получения разнокачественных продуктов. Для интенсификации процесса и обеспечения эффективного разделения пенного слоя на

продукты по высоте используется обогащение пенных продуктов в сужающихся желобах.

Сужающиеся желоба для обогащения пенных продуктов испытаны в промышленных условиях на пенных продуктах медной флотации ряда обогатительных фабрик. Установлено, что обогащение пенных продуктов в сужающихся желобах может быть эффективнее операций переречистой флотации [3].

Нами выполнены испытания сужающегося желоба усовершенствованной конструкции на Красноуральской обогатительной фабрике ОАО «Святогор». Промышленные испытания выполнены на пенных продуктах в операциях: основной медной и первой переречистой флотации руд Волковского и Сафьяновского месторождений; первой переречистой цинковой флотации руды Ново-Шемурского месторождения. В результате испытания установлено, что использование сужающихся желобов в операциях основной и переречистой флотации позволяет получать кондиционные концентраты при высоком извлечении в них ценных компонентов [4].

На примере флотации медной руды Волковского месторождения выполнено моделирование схемы с применением сужающихся желобов.

Для операции основной медной флотации было выполнено покамерное опробование, результаты которого свидетельствуют, что массовая доля меди в пенном продукте по фронту флотации снижается от 26,60 % в первой камере до 0,15 % в 14 камере. В первых трех камерах возможно получение кондиционного медного концентрата при значительном извлечении в него меди.

По результатам испытания сужающихся желобов на руде Волковского месторождения построены зависимости массовой доли меди в верхнем продукте от его выхода, которые приведены на рисунке 1

При моделировании схемы по зависимостям, приведенным на рисунке 1, определяли выход верхнего продукта сужающегося желоба заданного качества.

Существующая схема флотации с обогащением пенных продуктов в сужающихся желобах показана на рисунке 2. По данной схеме предусмотрена установка сужающихся желобов на первых 5 камерах основной медной флотации. В первых трех сужающихся желобах в верхнем продукте получается кондиционный медный концентрат с массовой долей меди более 25 %. Нижний продукт первых трех желобов объединяется с верхним продуктом последующих желобов и направляется во вторую переречистую операцию. Нижний продукт 4 и 5 желобов направляется вместе с пенным продуктом остальных камер основной флотации в первую переречистую флотацию.

Балансы по конечным продуктам существующей и предлагаемой схем приведены в табл. 1 и 2 соответственно. Сравнение результатов показывает, что внедрение сужающихся желобов в первых пяти камерах опера-

ции основной медной флотации позволит повысить извлечение меди в концентрат на 5 %.

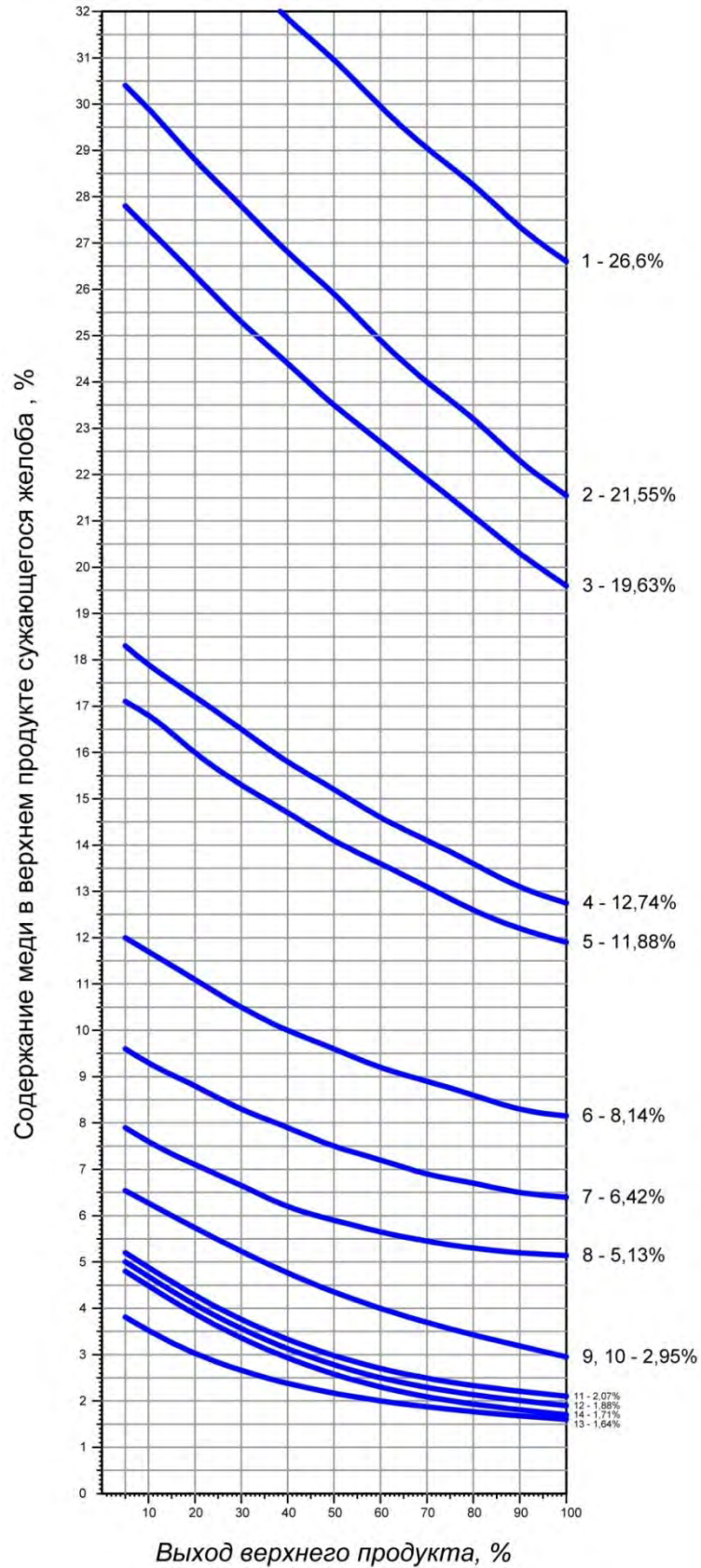


Рисунок 1 – Распределение массовой доли меди в верхнем продукте от его выхода

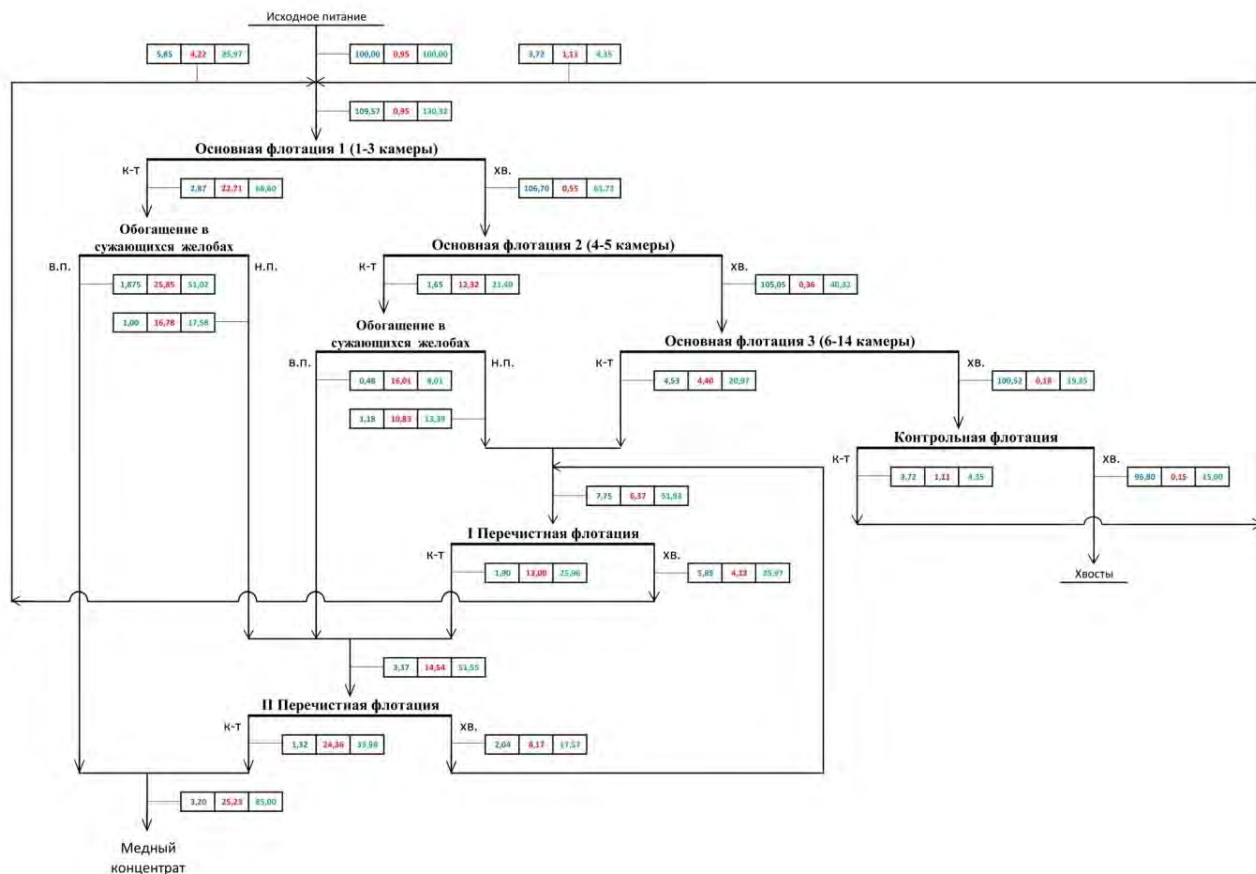


Рисунок 2 – Качественно-количественная схема флотации с обогащением пениных продуктов в сужающихся желобах

Таблица 1 – Баланс по конечным продуктам существующей схемы обогащения руды Волковского месторождения

Наименование продукта	Выход, %	Массовая доля, %	Извлечение, %
Концентрат	2,92	26,03	80,00
Хвосты	97,08	0,20	20,00
Исходная руда	100,00	0,95	100,00

Таблица 2 – Баланс по конечным продуктам схемы с сужающимися желобами в основной флотации

Наименование продукта	Выход, %	Массовая доля, %	Извлечение, %
Концентрат С.Ж.	1,87	25,85	51,02
Концентрат II пер.	1,33	24,36	33,98
Концентрат	3,20	25,23	85,00
Хвосты	96,8	0,15	15,00
Исходная руда	100,00	0,95	100,00

В целом проведенные исследования свидетельствуют о целесообразности широкого внедрения предлагаемой технологии на флотационных обогатительных фабриках.

Список литературы

1. Морозов Ю.П. Флотационные методы обогащения: конспект лекций / Ю.П. Морозов; Урал. гос. горный ун-т. – Екатеринбург: Изд-во «Форт Диалог-Исеть», 2011. – 156 с.
2. Динь Нгок Данг. Моделирование и оптимизация процесса флотационного разделения на основе вероятностных представлений: Автореферат диссертации докт. тех. наук – 1982. – 43с.
3. Морозов Ю.П., Валиева О.С., Мухтаров Н.Г. Предложения по реализации обогащения пенных продуктов флотации в сужающихся желобах на Балхашской обогатительной фабрике [Текст] // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: материалы XXII Междунар. науч.-техн. конф., 19-20 апреля 2017г. – Екатеринбург: Изд-во «Форт Диалог-Исеть», 2017. – С.320-323.
4. Морозов Ю.П., Тропников Д.Л., Кузнецов В.А., Комаровский В.Л., Валиева О.С., Интогарова Т.И. Промышленные испытания сужающегося желоба на обогатительной фабрике ОАО «Святогор» // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: Материалы XXIII Междунар. науч.-техн. конф., 10-13 апреля 2018 г. – Екатеринбург: Изд-во «Форт Диалог-Исеть», 2018. - С.382-385.

МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ СХЕМ ФЛОТАЦИИ С ФЛОТОКЛАССИФИКАЦИЕЙ

¹Интогарова Т.И., ¹Валиева О.С., ²Морозов Ю.П., ²Бекчурин Е.А.

¹МПТИ (ф) ФГАОУ ВО «Северо-Восточный федеральный университет
им. М.К. Аммосова», г. Мирный, Россия

²ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Россия

Процесс флотоклассификации - это процесс, который объединяет в одном аппарате процесс флотации с гидравлической классификацией. Реализация данного процесса целесообразнее во флотоклассификаторах чанового типа в замкнутых циклах измельчения [1, 2].

При проведении промышленных испытаний чановых флотоклассификаторов, работающих в замкнутом цикле с измельчением при переработке медных руд на Красноуральской, Сибайской и Бурибаевской обогатительных фабриках был получен кондиционный медный концентрат в пенном продукте флотоклассификатора от 10 до 30% от общего кондиционного концентрата[3].

Для более полной оценки влияния процесса флотоклассификации на технологические показатели флотационного обогащения выполнено математическое моделирование по методике декомпозиционного моделирования и итерационного метода расчета схем [4]. Основой данной методики является декомпозиция схемы на отдельные типовые элементы и декомпо-

зация потоков продуктов в схеме. Типовыми элементами схемы приняты камеры флотационных машин. При декомпозиции схемы использовано двухпараметрическое кодирование топологии схемы, при котором связи типовых элементов друг с другом задаются двумерным массивом в виде матрицы $N \times N$, где N – количество типовых элементов в схеме.

Методика моделирования включает использование кинетики массопереноса составляющих пульпу монофаз. В качестве монофаз использованы: жидкая фаза, классы крупности флотируемых и нефлотируемых компонентов, т.е. монофазы характеризуются приблизительно одинаковыми разделительными свойствами[4]. В нашем случае в качестве монофаз использованы: жидкая фаза – вода; халькопирит, пирит, сфалерит и минералы пустой породы по классам крупности +0,071 мм, -0,071+0,010 мм, -0,010 мм. В методику включено дальнейшее деление монофаз на фракции по значению разделительного признака, в качестве которого при флотации применяется константа уравнения кинетики флотации.

Исходные данные для моделирования были приняты из результатов покамерного опробования схемы на Балхашской обогатительной фабрике. По результатам опробования проводился расчет количественной покамерной схемы по каждой монофазе. Разработана методика декомпозиционного балансового расчета схемы, особенностью которой является использование системы поиска и отработки невязок балансов через уравнения кинетики флотации монофаз в отдельных типовых элементах схемы.

Исходными данными для расчета являются: производительность по исходному питанию и пенным продуктам, массовые доли твердого и ценных компонентов в продуктах, массовые доли ценных компонентов в классах крупности, плотность монофаз, количество и рабочие параметры камер.

Количество монофаз в продуктах рассчитывалось по следующим формулам:

$$Q_B = Q_T \frac{(1-\beta_T)}{\beta_T}, \quad (1)$$

где Q_B - производительность по воде, т/ч;

Q_T - производительность по твердому, т/ч; β_T - массовая доля твердого

$$Q_{Ti} = Q_T \cdot \beta_{kli}, \quad (2)$$

где Q_{Ti} - производительность по i – му классу крупности, т/ч;

β_{kli} - массовая доля i – го класса крупности.

$$Q_{Xpi} = Q_T \cdot \frac{\beta_{cui}}{0.346}, \quad (3)$$

где Q_{Xpi} – производительность по халькопириту в i -ом классе крупности, т/ч;

β_{cui} - массовая доля меди в i -ом классе крупности.

$$Q_{Cfi} = Q_{Ti} \cdot \frac{\beta_{zni}}{0.671}, \quad (4)$$

где Q_{Cfi} - производительность по сфалериту в i -ом классе крупности, т/ч;

β_{Zni} - массовая доля цинка в i -ом классе крупности.

$$Q_{Pyi} = \frac{Q_{Ti} \cdot \beta_{Si} - Q_{Xpi} \cdot 0,35 - Q_{Cfi} \cdot 0,33}{0,54}, \quad (5)$$

где Q_{Pyi} - производительность по пириту в i -ом классе крупности, т/ч;

β_{Si} - массовая доля серы в i -ом классе крупности; 0,35; 0,33; 0,54 – соответственно, массовая доля серы в халькопирите, сфалерите и пирите

$$Q_{порi} = Q_{Ti} - Q_{Xpi} - Q_{Cfi} - Q_{Pyi}, \quad (6)$$

где $Q_{порi}$ - производительность по породе в i -ом классе крупности, т/ч;

Количество воды на смыв концентратов $Q_{смi}$ определялось экспериментально.

Обработка невязок при расчете количественной монофазной модели схемы осуществлялась через уравнения кинетики трех видов:

1) Уравнение К.Ф. Белоглазова

$$\varepsilon_{iy} = 1 - e^{-k_{iy} \cdot t_j}, \quad (7)$$

2) Уравнение кинетики флотационного процесса в одной камере, приведенное в [5]

$$\varepsilon_{ij} = \frac{1}{1 + \frac{1}{k_{ij} \cdot t_j}}, \quad (8)$$

3) Уравнение кинетики вида

$$\varepsilon_{ij} = k_{ij} \cdot t_j, \quad (9)$$

где ε_{ij} - извлечение i -ой монофазы в пенный продукт j – го типового элемента;

k_{ij} - коэффициент кинетики флотации;

t_j - время флотации (среднее время пребывания пульпы в типовом элементе).

Расчеты по уравнениям кинетики 7, 8, 9 приводят к одинаковым результатам. Это связано с тем, что время флотации в одном типовом элементе слишком мало по сравнению с общим временем флотации, описываемом в этих уравнениях и соответственно, кинетическая зависимость на начальной стадии процесса в каждом типовом эксперименте может быть линеаризована без внесения в расчет существенных ошибок.

Декомпозиционная модель схемы флотации полученная по результатам опробования, является исходной для дальнейшего моделирования. Для моделирования схем и режимов предложен алгоритм и разработана программа расчета. Алгоритмом предусмотрено введение соответствующих изменений в исходное состояние схемы. По полученным коэффициентам кинетики флотации по монофазам для каждого типового элемента последовательно осуществляется расчет количества монофаз пенного и камерного продуктов.

Расчеты проводятся в цикле при заданном количестве итераций, которое определяется скоростью сходимостью итерационной системы и заданной точностью расчета.

По результатам моделирования выполнены расчеты качественно-количественных схем флотации без флотоклассификации и с флотоклассификацией при получении в ней кондиционного концентрата при извлечении в него 10, 20 и 30%. Балансы по конечным продуктам приведены в таблицах 1, 2, 3, 4 [6].

Таблица 1 – Баланс по конечным продуктам обогащения руды, перерабатываемой на Балхашской обогатительной фабрике

Наименование продукта	Выход, %	Массовая доля, %	Извлечение, %
Концентрат	5,04	20,50	82,00
Хвосты	94,96	0,24	18,00
Питание	100,00	1,26	100,00

Таблица 2 – Баланс по конечным продуктам с извлечением 10 % в концентрат флотоклассификации

Наименование продукта	Выход, %	Массовая доля, %	Извлечение, %
Концентрат флотоклассификации	0,60	21,00	10,00
Концентрат флотации	4,62	20,32	74,50
Итого концентрат:	5,22	20,38	54,50
Хвосты	94,78	0,21	15,50
Питание	100,00	1,26	100,00

Таблица 3 – Баланс по конечным продуктам с извлечением 20 % в концентрат флотоклассификации

Наименование продукта	Выход, %	Массовая доля, %	Извлечение, %
Концентрат флотоклассификации	1,20	21,00	20,00
Концентрат флотации	4,06	20,23	65,20
Итого концентрат:	5,26	20,42	85,20
Хвосты	94,74	0,20	14,80
Питание	100,00	1,26	100,00

Таблица 4 – Баланс по конечным продуктам с извлечением 30 % в концентрат флотоклассификации

Наименование продукта	Выход, %	Массовая доля, %	Извлечение, %
Концентрат флотоклассификации	1,80	21,00	30,00
Концентрат флотации	3,54	20,22	56,80
Итого концентрат:	5,34	20,48	86,80
Хвосты	94,66	0,18	13,20
Питание	100,00	1,26	100,00

Показано, что при переработке руды месторождения Шатыркуль на Балхашской обогатительной фабрике с массовой долей меди 1,26% извлечение меди в концентрат с массовой долей 20,5% составит 82%. При работе схемы с флотоклассификацией в замкнутом цикле измельчения прогнозируется существенное повышение извлечения меди в медный концентрат.

Так при извлечении меди 10% в пенный продукт флотоклассификатора с массовой долей меди 21% суммарное извлечение меди в конечный кондиционный продукт составляет 84,5%, при извлечении 20% - 85,2%, а при извлечении 30% суммарное извлечение меди в конечный кондиционный концентрат составляет 86,8%.

Полученные результаты моделирования свидетельствуют о целесообразности внедрения в схему обогащения медной руды операции флотоклассификации в замкнутом цикле измельчения.

Список литературы

1. Морозов Ю.П. Исследование закономерностей и промышленные испытания флотоклассификации руд и хвостов обогащения [Текст] / Ю.П. Морозов, Г.Ж. Абдыкирова, Е.А. Фалей, С.Б. Дюсенова // Цветные металлы. – 2016. – № 6. – С. 29-37.

2. Бекчурина Е.А. Использование процесса вторичной концентрации минералов в пене для повышения технологических показателей флотоклассификации [Текст] / Бекчурина Е.А., Интогарова Т.И. // Мат-лы международ. научн.-техн. конф. «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья» (19-20 апреля 2017 г.). – Екатеринбург: изд-во «Форт Диалог-Исеть», 2017. – С. 324-328.

3. Морозов Ю.П. Теоретическое обоснование и разработка новых методов и аппаратов извлечения тонкодисперсных благородных металлов из руд: дис. д-ра техн. наук: 25.00.13 / Морозов Юрий Петрович. – Екатеринбург, 2001. – 397 с.

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

5. Барский Л.А., Козин В.З. Системный анализ в обогащении полезных ископаемых. – М.: Недра. – 1978. – С. 104.

6. Морозов Ю.П., Бекчурина Е.А., Валиева О.С. Моделирование процесса флотации с флотоклассификацией в замкнутом цикле измельчения // Мат-лы международ. научн.-техн. конф. «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья» (19-20 апреля 2017 г.). – Екатеринбург: изд-во «Форт Диалог-Исеть», 2018. – С. 236-240.

СОДЕРЖАНИЕ

РАСЧЕТНЫЙ МЕТОД ОЦЕНКИ ОДНОРОДНОСТИ НАВЕСОК ДЛЯ АНАЛИЗА Козин В.З.	3
ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ ПЕРЕРАБОТКИ МЕДНО-ЦИНКОВЫХ РУД НОВО-ШЕМУРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ Мамонов С.В., Зиятдинов С.В., Дресвянкина Т.П., Кузнецов В.А.	8
ПОЛУЧЕНИЕ ИЛЬМЕНИТОВОГО КОНЦЕНТРАТА ИЗ ТИТАНОМАГNETИТОВОЙ РУДЫ Пелевин А.Е.	15
ПРОБЛЕМЫ И РЕШЕНИЯ ПО ОБОГАЩЕНИЮ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ, СОДЕРЖАЩЕГО ТОНКИЕ ШЛАМЫ Газалеева Г.И.	19
ОСОБЕННОСТИ КОНТАКТНОЙ И БЕСКОНТАКТНОЙ ПОЛЯРИЗАЦИИ ЧАСТИЦ СУЛЬФИДНЫХ МИНЕРАЛОВ ПРИ ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКОЙ ХЛОРИНАЦИИ Морозов Ю.П., Шевченко А.С., Киселёв М.Ю.	24
ОБОГАТИМОСТЬ МНОГОКОМПОНЕНТНЫХ РУД ПРИ РАЗЛИЧНЫХ АЛГОРИТМАХ РЕНТГЕНРАДИОМЕТРИЧЕСКОЙ СЕПАРАЦИИ Овчинникова Т.Ю., Цыпин Е.Ф., Ефремова Т.А.	28
СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ РЕАГЕНТНОГО РЕЖИМА МОЛИБДЕНОВОЙ ФЛОТАЦИИ С ПРИМЕНЕНИЕМ КРИТЕРИЯ ОПТИМИЗАЦИИ – ФУНКЦИИ ПРИВЕДЕННЫХ ПОТЕРЬ Эрдэнэзул Жаргалсайхан, Морозов В. В., Тумэн-Аюуш Батмунх	31
ОЦЕНКА СООТВЕТСТВИЯ ТОЧКИ ОПРОБОВАНИЯ ТРЕБОВАНИЯМ СТАНДАРТОВ Комлев А.С.	36
ИССЛЕДОВАНИЕ ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКОЙ ХЛОРИНАЦИИ ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ СУЛЬФИДНЫХ МЕДНЫХ РУД Шевченко А.С., Морозов Ю.П., Битимбаев М.Ж.	41
ПРИМЕНЕНИЕ ВИНТОВОЙ СЕПАРАЦИИ ДЛЯ ДОИЗВЛЕЧЕНИЯ МЕЛКОГО И ТОНКОГО ЗОЛОТА ИЗ ОТВАЛОВ РОССЫПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ Прокопьев С.А., Болотин М.Л., Дёмин И.А., Старовойтов А.В., Копылов С.А.,	43
КОМПОНОВОЧНЫЕ РЕШЕНИЯ ДЛЯ РЕАЛИЗАЦИИ РАЗОМКНУТЫХ СХЕМ ФЛОТАЦИИ Морозов Ю.П., Колтунов А. В., Валиева О.С., Пеньков П. М.	47
ПЕРЕРАБОТКА ШЛАМОВ НЕЙТРАЛИЗАЦИИ ШАХТНЫХ ВОД МЕТОДОМ ГЛУБОКОГО ВОССТАНОВИТЕЛЬНОГО ПЛАВЛЕНИЯ Павлов В.Ф., Морозов Ю.П., Павлов М.В.	50

ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИ ПРЕДЕЛЬНЫХ КОНЦЕНТРАЦИЙ ИОНОВ В ОБОРОТНЫХ ВОДАХ Пестряк И.В., Морозов В.В.	52
ОКИСЛИТЕЛЬНО-ВОССТАНОВИТЕЛЬНЫЙ ПОТЕНЦИАЛ ПРИ ФЛОТАЦИИ ТЕННАНТИТА И ПИРИТА В ПРИСУТСТВИИ ТИОСУЛЬФАТА НАТРИЯ Каюмов А.А., Игнаткина В. А., Бочаров В.А., Аксенова Д.Д., Белокрыс М.А., Малофеева П.Р.	57
ИННОВАЦИОННАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ ВОЛЬФРАМСОДЕРЖАЩИХ ХВОСТОВ МЕСТОРОЖДЕНИЯ КАРА-ОБА Шевченко А.С., Морозов Ю.П., Шаугенов М.Р.	61
РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ ТИПИЗАЦИИ МЕДНО-ЦИНКОВЫХ КОЛЧЕДАНЫХ ПИРРОТИНСОДЕРЖАЩИХ РУД НА ПРИМЕРЕ ПРИОРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ Романенко С.А., Ушаков Е.К.	63
ВНЕДРЕНИЕ СИСТЕМЫ МОДИФИЦИРОВАНИЯ ОБОРОТНОЙ ВОДЫ НА НИКОЛАЕВСКОЙ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКЕ Арустамян К.М., Бариашвили А.Т.	68
ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ ТРУДНООБОГАТИМЫХ МЕДНО-ЦИНКОВО- ПИРИТНЫХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ «АБЫЗ» Немчинова Л.А., Соловьева Л.А., Романенко С.А.	72
РЕГУЛИРОВАНИЕ ГИДРОФОБНОСТИ ПОВЕРХНОСТИ АЛМАЗНЫХ КРИСТАЛЛОВ С ПРИМЕНЕНИЕМ ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКОЙ УЛЬТРАЗВУКОВОЙ ТЕХНОЛОГИИ Подкаменный Ю.А., Двойченкова Г.П.	78
МОДЕЛИРОВАНИЕ ФЛОТАЦИОННЫХ СИСТЕМ «ЦИНК–РЕАГЕНТ» ПРИ ИЗВЛЕЧЕНИИ ИЗ ПРОДУКТИВНЫХ РАСТВОРОВ Медяник Н.Л., Шевелин И.Ю., Тарасюк Е.В., Горшков Ф.С.	82
К ПРОБЛЕМЕ ВЫБОРА СЕЛЕКТИВНЫХ РЕАГЕНТОВ ДЛЯ ФЛОТАЦИИ УГЛЕЙ Медяник Н.Л., Муллина Э.Р., Мишурина О.А., Турлина А.А., Расторгуев А.Е.	85
ИЗУЧЕНИЕ ЭФФЕКТИВНЫХ ФОРМ ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКОГО ИЗВЛЕЧЕНИЯ КАТИОНОВ МАРГАНЦА ИЗ ТЕХНОГЕННЫХ ВОД ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ Медяник Н.Л., Мишурина О.А., Муллина Э. Р., Ершова О.В., Варнавский Д.А.	90
ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ОБОГАТИМОСТИ КЛИНКЕРА ВЕЛЬЦЕВАНИЯ ЦИНКОВЫХ КЕКОВ С РАЗДЕЛЕНИЕМ ТЕХНОГЕННЫХ ФАЗ Сабанова М.Н., Орехова Н.Н., Горлова О.Е.	95
ОБЖИГМАГНИТНОЕ ОБОГАЩЕНИЕ ОКИСЛЕННОЙ ЖЕЛЕЗНОЙ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ «АБАИЛ» С ЦЕЛЬЮ ПОЛУЧЕНИЯ КОНЦЕНТРАТА ДЛЯ МЕТАЛЛИЗАЦИИ Мушкетов А.Ан., Мушкетов А.Ал., Лопатин Ю.Н., Сопина Н.А.	101

РАЗРАБОТКА АВТОКЛАВНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ НЕКОНДИЦИОННЫХ МЕДНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ С ПРИМЕНЕНИЕМ ПРОЦЕССА ГИДРОТЕРМАЛЬНОГО ОСАЖДЕНИЯ МЕДИ Оспанов Е.А., Шахалов А.А., Шнеерсон Я.М., Фоменко И.В.	106
ПОВЫШЕНИЕ СЕЛЕКТИВНОСТИ РАЗДЕЛЕНИЯ СУЛЬФИДОВ И ФЛОТООАКТИВНЫХ СИЛИКАТОВ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ МАЛОСУЛЬФИДНОЙ ПЛАТИНОМЕТАЛЛЬНОЙ РУДЫ Лавриненко А.А., Макаров Д.В., Шрадер Э.А., Саркисова Л.М., Кузнецова И.Н.	112
ИССЛЕДОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ОБОГАЩЕНИЯ ФАЗ В ПРОЦЕССАХ МАГНИТНОГО РАЗДЕЛЕНИЯ КОМПОНЕНТОВ ЗОЛЫ ОТ СЖИГАНИЯ БУРЫХ УГЛЕЙ Лавриненко А.А., Кунилова И.В., Гольберг Г.Ю., Лусинян О.Г., Кравченко В.Н., Шимкунас Я.М.	117
ИССЛЕДОВАНИЕ ПОЛИМОЛЕКУЛЯРНОГО СОСТАВА ТЕХНИЧЕСКИХ ЛИГНОСУЛЬФОНАТОВ В КАЧЕСТВЕ СВЯЗУЮЩИХ ДЛЯ БРИКЕТИРОВАНИЯ УГОЛЬНОЙ МЕЛОЧИ Лавриненко А.А., Попов Е.М.	119
МИНЕРАЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ОЛОВЯННОЙ РУДЫ ПРАВОУРМИЙСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ И ИХ ВЛИЯНИЕ НА ОБОГАТИМОСТЬ Чикишева Т.А., Проккопьев С.А., Проккопьев Е.С., Карпова А.Г., Тукусер В.И.	122
ОБОГАЩЕНИЕ МЕЛКОДИСПЕРСНОЙ ФРАКЦИИ ХРОМОВОЙ РУДЫ Дюсенова С.Б., Кенжалиев Б.К., Гладышев С.В., Абдулвалиев Р.А., Абдыкирова Г.Ж.	127
ИССЛЕДОВАНИЕ ЦЕОЛИТОВ СЕВЕРНОГО КАЗАХСТАНА Кенжалиев Б.К., Суркова Т.Ю., Беркинбаева А.Н., Досымбаева З.Д., Чукманова М.Т., Абдикерим Б.Е.	132
К ВОПРОСУ ОБ ИЗВЛЕЧЕНИИ РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ ИЗ УРАНСОДЕРЖАЩИХ РАСТВОРОВ Кенжалиев Б.К., Есимова Д.М., Суркова Т.Ю., Рузахунова Г.С.	137
ИССЛЕДОВАНИЕ АДСОРБЦИОННЫХ И ФЛОТАЦИОННЫХ СВОЙСТВ ДИТИОПИРИЛМЕТАНА Иванова Т.А., Рязанцева М.В., Гетман В.В., Каркешкина А.Ю.	141
ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ ПЕРЕРАБОТКИ МЕДНОЙ РУДЫ С ПОВЫШЕННЫМ СОДЕРЖАНИЕМ ТЕННАНТИТА ПЕРВОГО РУДНОГО ТЕЛА УЗЕЛЬГИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ Алтынаманов Д.М., Чинова М.И., Мамонов С.В.	144
ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОЦЕССА МОКРОГО ТОНКОГО ГРОХОЧЕНИЯ НА НОВОМ ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОМ ОБРАЗЦЕ ГРОХОТА НПК «МЕХАНОБР-ТЕХНИКА» Бузунова Т.А., Шигаева В.Н., Коровников А.Н.	151

ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ МЫШЬЯКСОДЕРЖАЩЕГО МЕДНО-ЦИНКОВОГО ПРОМПРОДУКТА Булаев А.Г., Меламуд В.С., Елкина Ю.А., Мельникова Е.А., Бодуэн А.Я.	156
БИООКИСЛЕНИЕ ПИРИТ-АРСЕНОПИРИТНОГО ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО КОНЦЕНТРАТА Булаев А.Г.	161
ПРИМЕНЕНИЕ ЦЕНТРОБЕЖНОЙ МЕЛЬНИЦЫ ЦМВУ-800 В УСЛОВИЯХ КРАЙНЕГО СЕВЕРА Винокуров В.Р.	165
СНИЖЕНИЕ ПОТЕРЬ ОТ СПРИНКЛЕРОВ ПРИ КУЧНОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ МЕТАЛЛОВ Воробьев А.Е., Тчаро Хоноре	170
ПРОБЛЕМА РАЗБАВЛЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РАСТВОРОВ Воробьев А.Е., Тчаро Хоноре	177
ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРОЦЕССА ОБЕЗВОЖИВАНИЯ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ Дмитракова У.В., Круглов А.В., Юшина Т.И.	179
МЕТОДИКА ОПРЕДЕЛЕНИЯ ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТИ ПРОЦЕССА ДРОБЛЕНИЯ "В СЛОЕ" Ельникова С.П.	184
РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ДОВОДКИ ЧЕРНОВОГО ОЛОВЯННОГО КОНЦЕНТРАТА ФЕСТИВАЛЬНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ Шигаева В.Н., Шихов Н.В., Ефремова Т.А.	188
ПОВЫШЕНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ПЕРЕРАБОТКИ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД НА ОСНОВЕ СНИЖЕНИЯ ПОТЕРЬ МЕТАЛЛОВ С РАЗНОИМЕННЫМИ КОНЦЕНТРАТАМИ Чинова М.И., Тюленев А.Ю., Мамонов С.В. Козлова И.П.,	193
МОДЕЛЬ РАСКРЫТИЯ МИНЕРАЛЬНЫХ ФАЗ Цыпин Е.Ф., Елизаров Д.Б., Овчинникова Т.Ю., Ефремова Т.А.	196
МЕТОДИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПОГРЕШНОСТЕЙ СТАНДАРТНЫХ ОБРАЗЦОВ СОСТАВА РУД И ПРОДУКТОВ ОБОГАЩЕНИЯ Ступакова Е.В.	199
ГЕОМЕТРИЯ ПРИЕМНЫХ СТЕНОК ПРОБООТБИРАТЕЛЕЙ Нестерова Т.В.	203
ОСОБЕННОСТИ РЕНТГЕНОРАДИОМЕТРИЧЕСКОЙ СЕПАРАЦИИ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКОЙ РУДЫ Ефремова Т. А., Цыпин Е. Ф., Овчинникова Т. Ю.	205

ИССЛЕДОВАНИЯ ПО ПЕРЕРАБОТКЕ ПЫЛЕЙ ЭДП В АММИАЧНО-ХЛОРИДНЫХ РАСТВОРАХ С ПОЛУЧЕНИЕМ КАТОДНОГО ЦИНКА Кийко А.А., Топоркова Ю.И., Колмачихина О.Б.	208
ИССЛЕДОВАНИЕ ОСОБЕННОСТЕЙ ВСКРЫТИЯ УПОРНЫХ АРСЕНОПИРИТОВЫХ РУД И ИХ ДАЛЬНЕЙШАЯ ПЕРЕРАБОТКА Звонцов Н.О., Рогожников Д.А.	211
ИЗВЛЕЧЕНИЕ МЕДИ ИЗ ОТРАБОТАННЫХ РАСТВОРОВ ТРАВЛЕНИЯ ПЕЧАТНЫХ ПЛАТ Маковская О.Ю., Шевчук А.П.	215
ПЕРЕРАБОТКА ВТОРИЧНЫХ СЕРЕБРОСОДЕРЖАЩИХ МАТЕРИАЛОВ ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИМ МЕТОДОМ Польгалов С.Э., Шадрина Е.А., Колмачихина О.Б., Лобанов В.Г.	217
ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ СУЛЬФИДНО-ЩЕЛОЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ФЛОТАЦИОННОГО КОНЦЕНТРАТА ОЛИМПИАДИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ Коблик А.А., Русалев Р.Э., Рогожников Д.А., Набойченко С.С.	221
СОРБЦИЯ НИКЕЛЯ НА СЛАБОКИСЛОТНОМ КАТИОНИТЕ LEWATIT MONOPLUS TP 207 Курдюмов В.Р., Тимофеев К.Л., Мальцев Г.И.	227
КИНЕТИКА ИСПАРЕНИЯ КОМПОНЕНТОВ ИЗ Sb-Pb-Sn СПЛАВА Королев А.А., Тимофеев К.Л., Мальцев Г.И.	232
ОЧИСТКА ДРЕНАЖНЫХ ВОД ОТ МАРГАНЦА, ЖЕЛЕЗА, СВИНЦА И ЦИНКА Курдюмов В.Р., Гребнева А.А., Субботина И.Л., Тимофеев К.Л.	237
СПОСОБ ПЕРЕРАБОТКИ ОТРАБОТАННОГО ЭЛЕКТРОЛИТА И ОТМЫВОЧНОЙ ВОДЫ СУРЬМЯНО-ОЛОВЯННОГО ПРОИЗВОДСТВА Пургин А.П., Субботина И.Л., Тимофеев К.Л.	243
ОЦЕНКА ОБОГАТИМОСТИ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ ЯРОСЛАВСКОЙ ГОРНОРУДНОЙ КОМПАНИИ Киенко Л.А., Воронова О.В.	247
ИССЛЕДОВАНИЯ ВЛИЯНИЯ УЛЬТРАЗВУКОВОЙ ОБРАБОТКИ РАЗЛИЧНЫХ ПРОДУКТОВ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ В ПРОЦЕССЕ ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ ТЕХНОГЕННОГО ФЛЮОРИТСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ Воронова О.В., Киенко Л.А.	252
ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ИНТЕНСИФИКАЦИИ ПРОЦЕССА ОБОГАЩЕНИЯ СКАРНОВОЙ ШЕЕЛИТ-СУЛЬФИДНОЙ РУДЫ ЗА СЧЕТ ВНЕДРЕНИЯ ФЛОТОМАШИНЫ PNEUFLOT Шепета Е.Д., Саматова Л.А.	255

ИЗУЧЕНИЕ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ОТХОДОВ УГЛЕБОГАЩЕНИЯ В КАЧЕСТВЕ ВТОРИЧНОГО СЫРЬЯ Петухов В.Н., Свечникова Н.Ю., Юдина С.В.	259
ПРИМЕНЕНИЕ ПЕРОКСИДА ВОДОРОДА ДЛЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ МЕТАЛЛОВ Крылова Л.Н., Селиверстов А.Ф.	263
КОНЦЕНТРИРОВАНИЕ БЛАГОРОДНЫХ И РЕДКИХ МЕТАЛЛОВ ГРАВИТАЦИОННЫМ И МАГНИТНЫМ МЕТОДАМИ ИЗ БУРЫХ УГЛЕЙ СЕРГЕЕВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ (АМУРСКАЯ ОБЛАСТЬ, РФ) Сорокин А.П., Агеев О.А.	268
МИНЕРАЛОГО-ГЕОХИМИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ САМОРОДНОГО ЗОЛОТА В ПРОДУКТАХ СГОРАНИЯ БУРЫХ УГЛЕЙ ЕРКОВЕЦКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ (АМУРСКАЯ ОБЛАСТЬ, РФ) Сорокин А.П., Агеев О.А.	273
ВЛИЯНИЕ СОДЕРЖАНИЯ СУЛЬФИДНЫХ МИНЕРАЛОВ НА ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ ПРИ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ МЕДНО-ЦИНКОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ БИОРАСТВОРОМ Фомченко Н.В., Муравьев М.И., Уварова Т.К., Меламуд В.С.	278
ПОЛУЧЕНИЕ СИНТЕТИЧЕСКОГО КАРНАЛЛИТА ИЗ ОТХОДОВ ТИТАНОМАГНИЕВОГО ПРОИЗВОДСТВА Ультаракова А.А., Есенгазиев А.М., Онаев М.И., Касымжанов К.К., Улдаханов О.Х.	282
КОМПЛЕКСНАЯ ПЕРЕРАБОТКА ЖЕЛЕЗИСТОЙ ФРАКЦИИ БОКСИТОВ Позмогов В.А., Абдулвалиев Р.А., Гладышев С.В., Имангалиева Л.М., Касымжанова А.К.	287
ИЗВЛЕЧЕНИЕ РЗЭ ИЗ КРАСНОГО ШЛАМА Абдулвалиев Р.А., Гладышев С.В., Ахмадиева Н.К. Имангалиева Л.М.	290
ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОПТИМАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ БАРИТСОДЕРЖАЮЩЕЙ РУДЫ Тусупбаев Н.К., Турысбеков Д.К., Нарбекова С.М., Калдыбаева Ж.А., Мухамедилова А.М., Сатыханова А., Садык Б.	293
О ВОЗМОЖНОСТИ ПЕРЕРАБОТКИ НИЗКОКАЧЕСТВЕННОГО ВОЛЬФРАМСОДЕРЖАЮЩЕГО СЫРЬЯ Тусупбаев Н.К., Муханова А.А., Семушкина Л.В., Калдыбаева Ж.А., Мухамедилова А.М.	297
ВЫБОР ОПТИМАЛЬНОГО СПОСОБА ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ВЫСОКОСЕРНИСТЫХ МЕДНЫХ СУЛЬФИДНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ Агапитов Я.Е., Захарьян С.В., Каримова Л.М., Хажимухаметов Т.А.	300

ПОЛУЧЕНИЕ ДОПОЛНИТЕЛЬНОЙ ТОВАРНОЙ ПРОДУКЦИИ ПРИ ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ПЕРЕРАБОТКЕ ЧЕРНОВОГО МЕДНОГО КОНЦЕНТРАТА Хажимухаметов Т.А., Каримова Л.М., Захарьян С.В., Агапитов Я.Е.	305
ПУЛЬПА БАЛХАШСКОГО СЕРНОКИСЛОТНОГО ПРОИЗВОДСТВА – ЦЕННОЕ ТЕХНОГЕННОЕ СЫРЬЕ ДЛЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ РЕНИЯ И СЕЛЕНА Загородняя А.Н., Шарипова А.С., Линник К.А.	309
МАГНИТНАЯ ВОСПРИИМЧИВОСТЬ СЛАБОМАГНИТНЫХ ПОРОДНЫХ МИНЕРАЛОВ Пелевин А.Е.	314
ПОВЫШЕНИЕ КАЧЕСТВА ЖЕЛЕЗНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ С ПОМОЩЬЮ СЕПАРАЦИИ В ПЕРЕМЕННОМ МАГНИТНОМ ПОЛЕ Пелевин А.Е.	317
ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ ЗОЛОТА ИЗ УПОРНОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ НА ОСНОВЕ ХИМИКО-ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКОГО МЕТОДА Самусев А.Л., Миненко В.Г.	319
КОМПЛЕКСНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ЛЕЖАЛЫХ ХВОСТОВ АКШАТАУСКОГО ВОЛЬФРАМ-МОЛИБДЕНОВОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ Прокопьев С.А., Иванова К.К., Манучарянц А.Б., Петкевич-Сочнов Д.Г., Пономарёва А.М., Шульгина М.Е., Прокопьев Е.С., Чикишева Т.А.	323
ПРИМЕНЕНИЕ ВИНТОВЫХ АППАРАТОВ В ЦИКЛЕ ГРАВИТАЦИИ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ ОЛОВСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ «ПРАВОУРМИЙСКОЕ» Прокопьев С.А., Шульгина М.Е., Калинин И.А., Колесов Е.А., Килин В.И.	328
АНАЛИЗ РЕЗУЛЬТАТОВ ОПРЕДЕЛЕНИЯ КРУПНОСТИ ЧАСТИЦ РАЗЛИЧНЫМИ МЕТОДАМИ Яковлева Т.А.	333
ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ЦИКЛОВ ЗАМОРАЖИВАНИЯ-ОТТАИВАНИЯ НА ПРОЦЕСС ДЕЗИНТЕГРАЦИИ ГЛИНИСТЫХ ПЕСКОВ Ширман Г.В.	339
ПНЕВМАТИЧЕСКОЕ ОБОГАЩЕНИЕ ГЕОМАТЕРИАЛОВ В ДВУХВИТКОВОМ ВИНТОВОМ ПНЕВМОСЕПАРАТОРЕ Лебедев И.Ф., Гаврильев Д.М.	342
ПОЛУЧЕНИЕ ФТОРИДНЫХ И СУЛЬФАТНЫХ ПРОДУКТОВ ИЗ ВТОРИЧНОГО СЫРЬЯ АЛЮМИНИЕВОГО ПРОИЗВОДСТВА Шепелев И.И., Головных Н.В., Чудненко К.В.	346

ПРИМЕНЕНИЕ ТЕХНОГЕННЫХ МАТЕРИАЛОВ ДЛЯ СОЗДАНИЯ ПОТЕНЦИАЛЬНО-ПЛОДОРОДНОГО СЛОЯ СУБСТРАТА НА ТЕРРИТОРИИ ШЛАМОВЫХ КАРТ АО «РУСАЛ АЧИНСК» Шепелев И.И., Еськова Е.Н., Немеров А.М., Орлегова Н.В., Книга Ю.А.	352
ЭКОЛОГИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА ТЕХНОГЕННЫХ МАТЕРИАЛОВ ГЛИНОЗЕМНОГО ПРОИЗВОДСТВА ПРИ ИСПОЛЬЗОВАНИИ ИХ В ДОРОЖНОМ СТРОИТЕЛЬСТВЕ Шепелев И.И., Еськова Е.Н., Потапова С.О., Бочков Н.Н., Немеров А.М., Головных Н.В.	357
К ВОПРОСУ О КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКЕ ЭВДИАЛИТОВОГО СЫРЬЯ Балашова О.М.	361
ОПРЕДЕЛЕНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ТИТАНОМАГNETИТОВОЙ РУДЫ ГУСЕВОГОРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ФИЗИЧЕСКИМ МЕТОДОМ Бузмаков В.Н., Володина Ю.В.	367
ВЛИЯНИЕ РАСТИТЕЛЬНОГО МОДИФИКАТОРА НА ФОРМИРОВАНИЕ АДСОРБЦИОННОГО СЛОЯ ДИТИОКАРБАМАТА НА СТИБНИТЕ ПРИ ФЛОТАЦИИ ЗОЛОТО-СУРЬМЯНЫХ РУД Матвеева Т.Н., Громова Н.К.	370
ПОВЫШЕНИЕ КОНТРАСТНОСТИ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИХ И ФЛОТАЦИОННЫХ СВОЙСТВ ПИРРОТИНА И ПЕНТЛАНДИТА ПРИ ВОЗДЕЙСТВИИ ВЫСОКОВОЛЬТНЫХ НАНОСЕКУНДНЫХ ИМПУЛЬСОВ Хабарова И.А., Бунин И.Ж.	375
ВЗАИМОДЕЙСТВИЕ МНОГОАТОМНЫХ СПИРТОВ И ГИДРОКСИДОВ МЕТАЛЛОВ С ГИДРОКСИДОМ СУРЬМЫ Соложенкин П.М.	380
ПРИМЕНЕНИЕ ИК-СПЕКТРОФОТОМЕРИИ ДЛЯ АНАЛИЗА ПРОЦЕССОВ ДЕФЛОКУЛЯЦИИ СГУЩЕННЫХ ШЛАМОВЫХ КЛАССОВ АПАТИТСОДЕРЖАЩИХ РУД Поливанская В.В., Морозов В.В.	385
ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА ИЗ УПОРНЫХ РТУТНО-СУРЬМЯНЫХ РУД Самихов Ш.Р., Холов Х.И., Соложенкин П.М.	389
ПОТЕНЦИАЛЬНЫЕ ЭКСТРАГЕНТЫ РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ МЕТАЛЛОВ – ГИДРАЗИДЫ РАЗВЕТВЛЕННЫХ КАРБОНОВЫХ КИСЛОТ: ВЛИЯНИЕ АНИОННОГО СОСТАВА В СЕРНОКИСЛЫХ СРЕДАХ Радусhev А.В., Никитина В.А., Батуева Т.Д.	393
ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ПОВЕРХНОСТНО-АКТИВНЫХ ВЕЩЕСТВ НА СТАДИИ РУДОПОДГОТОВКИ Замотин П.А. Морозов Ю.П.	395

РЕНТГЕНРАДИОМЕТРИЧЕСКОЕ ОБОГАЩЕНИЕ ВОЛЬФРАМОВЫХ РУД ДАЛЬНЕГО ВОСТОКА Мамонов Р.С., Маньковский Р.В., Шемякин В.С., Скопов С.В.	399
КОМБИНИРОВАННАЯ ТЕХНОЛОГИЯ СУХОГО ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ОБОГАЩЕНИЯ БЕДНЫХ И ЗАБАЛАНСОВЫХ СУЛЬФИДНЫХ РУД Завьялов С.С., Мамонов Р.С.	404
ИСПОЛЬЗОВАНИЕ МЕТОДОВ РФА И ЭПР ПРИ ЖИДКОФАЗНОМ ОКИСЛЕНИИ KI ПЕРСУЛЬФАТОМ В ПРИСУТСТВИИ КЕПЛЕРАТА $Mo_{72}Fe_{30}$ Завьялов С.С., Асадов О.И., Гагарин И.В., Остроушко А.А., Важенин В.А., Суриков В.Т., Меньшиков С.Ю.	405
ВЛИЯНИЕ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОЙ РЕНТГЕНРАДИОМЕТРИЧЕСКОЙ СЕПАРАЦИИ НА ПОКАЗАТЕЛИ ФЛОТАЦИИ МЕДЬСОДЕРЖАЩИХ ШЛАКОВ Хорошун С.П., Черепанов П.А., Черепанов Е.А., Колтунов А.В.	408
РЕНТГЕНРАДИОМЕТРИЧЕСКАЯ СОРТИРОВКА ОТВАЛЬНЫХ МЕДНЫХ ШЛАКОВ ШАХТНОЙ ПЛАВКИ Хорошун С.П., Черепанов П.А., Черепанов Е.А.	410
ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ СОВМЕСТНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ РАЗЛИЧНЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ТИПОВ МЕДНЫХ ШЛАКОВ ОТРАЖАТЕЛЬНОЙ ПЕЧИ Черепанов Е.А., Черепанов П.А., Хорошун С.П., Колтунов А.В.	415
ОСОБЕННОСТИ ПЕРЕРАБОТКИ МЕДНЫХ ШЛАКОВ ОТРАЖАТЕЛЬНОЙ ПЕЧИ Черепанов П.А., Черепанов Е.А., Хорошун С.П.	417
СОПОСТАВЛЕНИЕ ПРИМЕНЕНИЯ ЦЕНТРОБЕЖНОЙ И ПНЕВМАТИЧЕСКОЙ СЕПАРАЦИИ В ОПЕРАЦИИ ПОДГОТОВКИ ПРОБ С КРУПНЫМ ЗОЛОТОМ Волков П.С.	423
ОСОБЕННОСТИ РАЗДЕЛЕНИЯ МИНЕРАЛОВ В ЦЕНТРОБЕЖНОМ ПОЛЕ Пеньков П.М.	431
ТЕХНОГЕННЫЕ ПОДЗЕМНЫЕ ВОДЫ КАК ИСТОЧНИК ЦЕННЫХ КОМПОНЕНТОВ Курина А.В., Зелинская Е.В., Толмачева Н.А.	433
ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКАЯ ПЕРЕРАБОТКА ОТХОДОВ РЕНИЙСОДЕРЖАЩИХ ЖАРОПРОЧНЫХ НИКЕЛЕВЫХ СПЛАВОВ Агапова Л.Я., Килибаева С.К., Рузахунова Г.С., Шегебаев Н.К., Жумабеков Ж.Ж.	436
МЕТОДИКА ОПРЕДЕЛЕНИЯ ТЕМПЕРАТУРНОГО ПОЛЯ АСБЕСТОСОДЕРЖАЩИХ ПРОДУКТОВ МЕТОДОМ КОНЕЧНЫХ РАЗНОСТЕЙ Потапов В.Я., Потапов В.В., Захарова А.А., Афанасов А.С., Аванесян А.Э.	441
ИЗУЧЕНИЕ ТЕПЛОФИЗИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК АСБЕСТОСОДЕРЖАЩИХ ПРОДУКТОВ ДЛЯ ЗАДАЧ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО РАЗДЕЛЕНИЯ Потапов В.Я., Потапов В.В., Захарова А.А., Афанасов А.С., Аванесян А.Э.	446

ТЕРМОДИНАМИКА ФОРМИРОВАНИЯ АДСОРБЦИОННОГО СЛОЯ ТИОЛЬНЫХ СОБИРАТЕЛЕЙ НА СФАЛЕРИТЕ ПРИ НАЧАЛЬНОЙ СТАДИИ ОКИСЛЕНИЯ СУЛЬФИДНОЙ СЕРЫ МИНЕРАЛА Горячев Б.Е., Николаев А.А., Чжо Зай Яа	452
ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ СВОЙСТВ АЗОТИРОВАННОГО ФЕРРОСИЛИЦИЯ С РАЗЛИЧНЫМ СОДЕРЖАНИЕМ КОМПОНЕНТОВ Двойченкова Г.П., Тимофеев А.С., Морозов В.В., Попадьян Е.Г.	453
КИНЕТИКА МИНЕРАЛИЗАЦИИ ПУЗЫРЬКА ВОЗДУХА В СУСПЕНЗИИ СФАЛЕРИТА В УСЛОВИЯХ ПРИМЕНЕНИЯ СУЛЬФАТА МЕДИ Николаев А.А., Коньрова А.	457
ВЫБОР ЛЮМИНОФОРСОДЕРЖАЩЕЙ КОМПОЗИЦИИ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ АЛМАЗОВ МЕТОДОМ РЕНТГЕНО-ЛЮМИНЕСЦЕНТНОЙ СЕПАРАЦИИ Ковальчук О.Е., Двойченкова Г.П.	459
ВИНТОВАЯ СЕПАРАЦИЯ НА ЗОЛОТОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЯХ РОССИИ Прокопьев С.А., Болотин М.Л., Прокопьев Е.С.	463
РЕЗУЛЬТАТЫ ЛАБОРАТОРНЫХ ИССЛЕДОВАНИЙ ПО ПОЛУЧЕНИЮ ЧЕРНОВОГО ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО КОНЦЕНТРАТА ИЗ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ ОДНОЙ ИЗ ЗИФ ВОСТОЧНОЙ СИБИРИ Прокопьев С.А., Прокопьев Е.С., Самсоненко Т.Е., Харчистов В.А., Чикишева Т.А.	466
ОПРЕДЕЛЕНИЕ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК КОМПОЗИЦИОННЫХ ФЛОТОРЕАГЕНТОВ Кенжалиев Б.К., Тусупбаев Н.К., Семушкина Л.В., Ержанова Ж.А., Билялова С.М.	471
ПРИМЕНЕНИЕ МОДИФИЦИРОВАННОГО КАТИОНИТА ДЛЯ ОЧИСТКИ ФТОРСОДЕРЖАЩИХ РАСТВОРОВ И СТОКОВ Маковская О.Ю., Польшина Т.Д.	474
НОВЫЙ СПОСОБ ДЕЗИНТЕГРАЦИИ ГЛИНИСТЫХ И ТРУДНОПРОМЫВИСТЫХ МАТЕРИАЛОВ Афанасенко С.И., Лазариди А.Н., Прохорцев В.В., Сафонов С.А.	476
МОДЕЛИРОВАНИЕ СХЕМЫ ФЛОТАЦИИ С ОБОГАЩЕНИЕМ ПЕННЫХ ПРОДУКТОВ В СУЖАЮЩИХСЯ ЖЕЛОБАХ Валиева О.С.	480
МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ СХЕМ ФЛОТАЦИИ С ФЛОТОКЛАССИФИКАЦИЕЙ Интогарова Т.И., Валиева О.С., Морозов Ю.П., Бекчурина Е.А.	484

Научное издание

**МАТЕРИАЛЫ
XXIV Международной научно-технической
конференции**

**«Научные основы и практика переработки
руд и техногенного сырья»**

09-12 апреля 2019 г.

Ответственность за предоставленные
материалы несут авторы

Компьютерная верстка Хамидулин И.Х.

Издательство ООО «Форт Диалог-Исеть»
Отпечатано в типографии ООО "Форт Диалог-Исеть"

Подписано в печать 04.04.19 г. Бумага офсетная. Формат 60×84¹/₁₆.
Гарнитура Times New Roman. Печать на ризографе.
Усл. п. л. 29,64. Тираж 100. Заказ № 1930181

Адрес издательства и типографии:
620142, г. Екатеринбург, ул. Декабристов, 75

