

**ПРОБЛЕМЫ И ПЕРСПЕКТИВЫ
ЭФФЕКТИВНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ
МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ В 21 ВЕКЕ**
(Плаксинские чтения – 2019)
г. Иркутск, 9-14 сентября 2019 г

**МАТЕРИАЛЫ
МЕЖДУНАРОДНОЙ КОНФЕРЕНЦИИ**



**PROBLEMS AND PROSPECTS OF
EFFECTIVE PROCESSING OF MINERAL
RAW MATERIALS IN THE 21ST CENTURY**
(Plaksinsky readings – 2019)
Irkutsk, 9-14 September, 2019

**PROCEEDINGS
OF INTERNATIONAL CONFERENCE**

УДК 620.1

ББК 30.3

Р 78

Проблемы и перспективы эффективной переработки минерального сырья в 21 веке (Плаксинские чтения – 2019): Материалы Международного совещания. Иркутск, 9-14 сентября 2019 г.

Иркутск: 2019 - 467 с.

Научный редактор:
академик РАН Чантурия В.А.
Составитель:
к.т.н., доц. Чекушина Т.В

Международное совещание проведено при финансовой поддержке
Российского фонда фундаментальных исследований (проект 19-05-20097/19)

Спонсоры международного совещания-

НИИПИ "ТОМС"
АО «Иргиредмет»
ООО ПК «СПИРИТ»
ФГБОУ ВО ИРНИТУ

ISBN 978-5-00133-149-0

© Коллектив авторов, 2019
© Издательство ООО «Репроцентр А1», 2019

ПЛЕНАРНЫЕ ЛЕКЦИИ

GLOBAL CHALLENGES FACING THE MINERALS PROCESSING INDUSTRY

Cyril T O'Connor

*Centre for Minerals Research, University of Cape Town, South Africa,
e-mail: Cyril.oconnor@uct.ac.za*

Abstract

The global minerals processing industry is currently facing many critical challenges. These are generally related to the ever-increasing demand for metals for the global economy. For example, a modern smartphone requires 75 of the 118 elements on the periodic table (1) and an electric car needs almost 75kg of copper (2).

However, in a context of diminishing head grades and a continually fluctuating commodity market there are major challenges to the industry. Simple examples of such challenges are shown in statistics of declining head grades of a key mineral such as copper and its fluctuating LME price as recorded over the past 30 years (3) (Fig. 1).

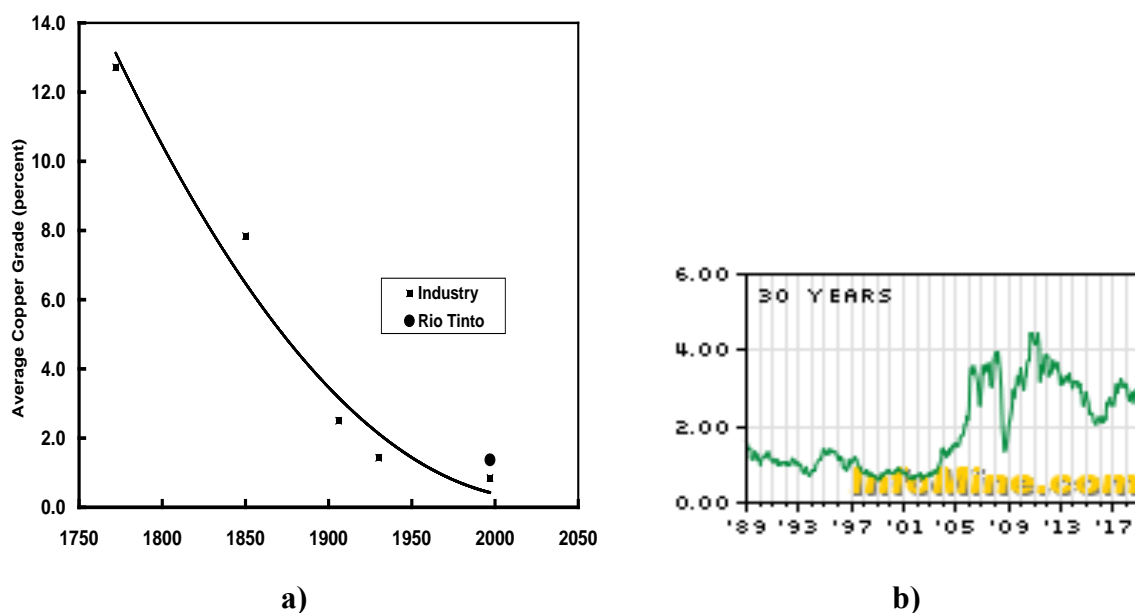


Fig. 1. (a) Decreasing %Cu head grades since 1750. (b) LME Cu prices over past 30 years (USD/lb)

Interestingly, in this context, Fig. 2 shows that the Russian mining industry is growing significantly. Nevertheless, the challenges presented in this paper will apply to all operators globally.

The challenges facing mineral processing are of course intimately associated with the overall mining industry and it is of critical importance that the industry addresses these challenges. The major challenges can arguably be grouped as follows:

- Optimal utilization of energy and water resources;
- Reduction of negative environmental impacts of mineral processing;

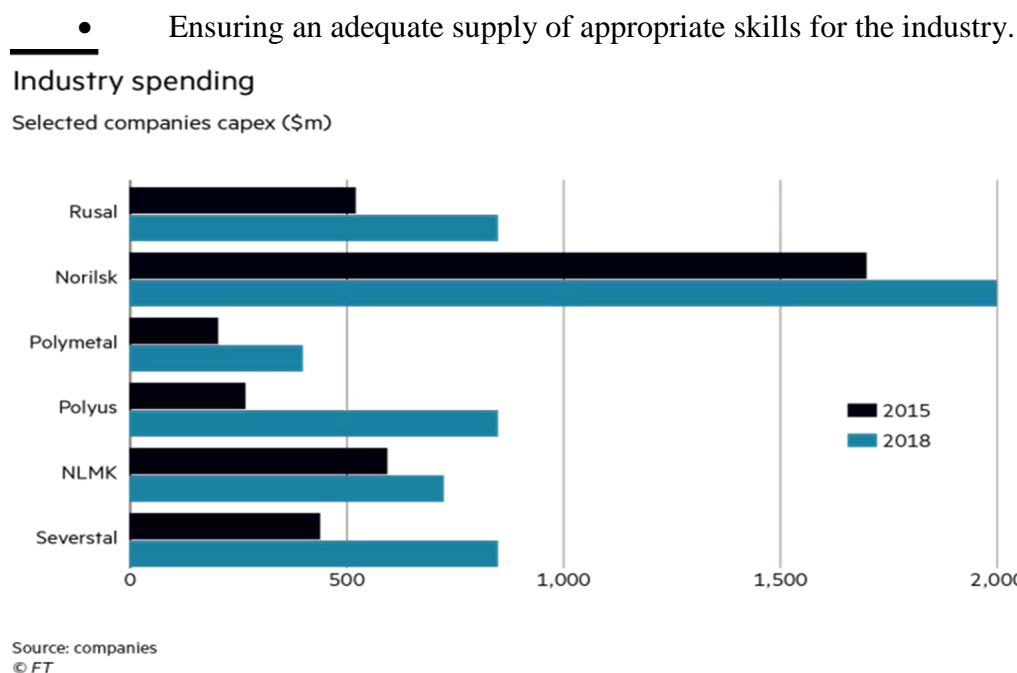


Fig. 2. Russian mining companies spending (2015 vs 2018) (Financial Times, March, 2018)

Optimal utilization of the energy and water resources

In terms of energy, one of the most important challenges is to address the very poor efficiencies currently found in the minerals processing industry. For example, in the United States it is estimated that current consumption of energy in the industry is 1.3×10^6 TJ/a ($T=10^{12}$) whereas best practice should be about 1×10^6 TJ/a and the theoretical minimum is estimated to be 0.2×10^6 TJ/a. Grinding efficiencies are estimated to be between 1-3% and after this the least efficient energy usage related to the use of diesel (4). On any operation it is estimated that smelting consumes about 53% of energy consumed (compared to 14% for mining and 12% for milling). In terms of mineral beneficiation, the largest consumers of energy are the hydrometallurgical treatment of pentlandite to produce Ni and of bauxite to produce Al. In fact, more than 3% of the world's entire electricity is used in the production of Al (5). Grinding is one of the major consumers of energy on a concentrator and presents a huge opportunity for improved energy utilization. Although steel production is a low consumer of energy its production is a major contributor to the generation of green house gases (GHG). The recent introduction of innovations such as IsaMilling has a major side-effect advantage in that its use of ceramic media results in a 37% decrease in indirect energy consumption relative to the case of using steel grinding media (6). Another major consumer of energy is underground mining which in terms of kWh/tonne treated is about 7 times more energy intensive than surface mining. It is of course important to note that energy production is rapidly moving away from coal-based power to alternatives such as nuclear and renewables such as solar and wind and the latter are rapidly becoming economically competitive relative to nuclear.

In terms of water it is important to note that the industry globally is facing two challenges, viz. reducing the use of water in its processing plants and ensuring that the quality of any effluent water from plants is compliant with environmental standards. It is important to note that it is

estimated that more than half the mining investment over the next 20 years will be in water scarce regions. Moreover, water consumption in mining is increasing at 5%+ annually. There is often a perception that mining is a major consumer of water but it is almost globally the case that mining uses <3% of a country's water. It can also be shown that agriculture contributes to more than 50% of water consumption in most countries. By way of example, it takes almost 15 times more water to produce a dollar of lucerne than a dollar of steel. Much research is currently focused on the reuse of process water and this requires a thorough understanding of the impact of factors such as ionic strength, pH, residual reagents in the water, the impact of elements such as N, P and organics on the processing of the minerals. The author and his colleagues are currently engaged in a major EU Programme on this question. There are significant opportunities for water saving using improved process control systems on plants and the development of improved water sensors (7). Another major challenge is to improve the management of tailings through technologies such as paste thickening, dry stacking(filtering) etc.

Reduction of negative environmental impacts of mineral processing

Probably one of the greatest challenges facing the industry is the need to reduce the negative environmental impact of mining and mineral processing. This also relates to the importance of gaining the support of indigenous communities near mining operations to ensure the right to a “social licence to operate”. The extent to which the industry can do this will play a major role in the awarding of mining permits in the future and, given the world's continuing need for more minerals, interventions to address this challenge are non-negotiable. For example, in the context of water, chemical impacts of mining on water may include changes in acidity / alkalinity and sometimes enhanced radioactivity, for some operations introduction of toxic metals such as mercury and cyanide and physical impacts including de-vegetation, salinization and siltation. Globally there is major research being undertaken to address the problems created by acid mine drainage (cf. Fig. 3).

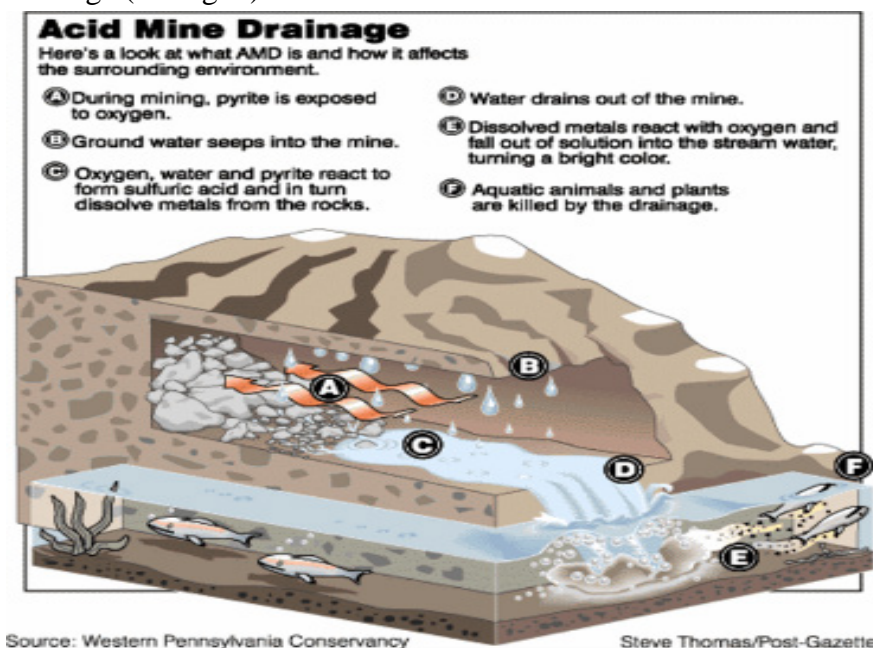


Fig. 3. Schematic showing the acid mine drainage process (8)

Many hard rock mines (including most gold mines) extract minerals that are bound up with sulfide compounds which in unprotected mine tailings may have a large surface area and result in the production of very acidic water, which may also leach metals and other chemicals from the surrounding rock.

The question of reducing GHG is of global concern. Fig. 4 shows the production of GHG in the production of various metals. Clearly it will be important to develop alternative technologies in these processes to minimize the production of GHG.

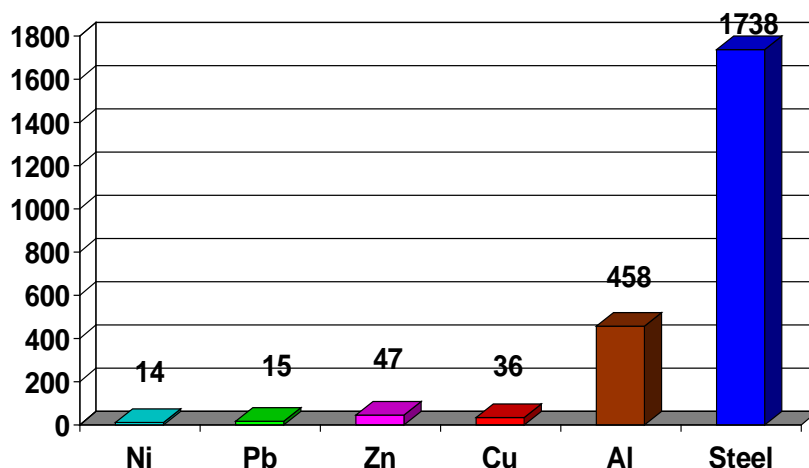


Fig. 4. GHG emissions in the production of various metals (Mton CO₂/y) (Steel production: 1129Mt/y; Al production: 23.4 Mt/y)

The question of a comparison between hydrometallurgical and pyrometallurgical processes continues to receive much attention. Tailings management has already been referred to above but in the context of environmental challenges the recent tragic dam disasters in Brazil are a reminder of the crucial need for a more responsible management of all aspects of mineral processing operations.

This also impacts on the importance of improved safety in mining operations. Globally this has improved significantly in most mining countries but social pressure to continue such improvements will not decrease in the future. There is much research being undertaken to further develop in-situ mining where most of the processing occurs underground and tailings are used as backfill.

Residual mining chemicals may also have a negative impact on the environment and on the quality of the process water which is recycled. Table 1 shows the world consumption of mining chemicals in 2016. Minimizing dosages on especially flotation plants remains an important challenge.

Table 1 - World consumption of mining chemicals in 2016

Mining chemical	Approx. % of world consumption
Grinding aids	48
Flocculants	22
Collectors	20
Frothers	10
Solvent extractants	10

Ensuring an adequate supply of appropriate skills for the industry

Finally, a major challenge for the industry is to ensure the supply of an appropriately skilled workforce to operate and improve all operations. Recently the International Mineral Processing Council undertook a study globally of the supply of mineral processing engineers. The results of this study are shown in Table 2. (9)

Table 2 - Global production of mineral processing graduates in 2010 (9)

Region	Min.Proc. Engineers produced in 2010
Africa	400
Australia	40
China	2920
N America	175
India	140
Russia & Eastern Europe	370
South & Central America	1165
Turkey & Middle East	470
Western Europe	50
WORLD TOTAL	5730

About 50% of the 5730 new graduates in 2010 came from China. However, in some countries these results were alarmingly low especially when the need for providing a skilled workforce for the mining industry in those countries is considered.

Conclusion

The world has an insatiable demand for metals. To satisfy this need, the mineral processing industry must develop safe and economically viable processes suitable for treating the ever-decreasing head grades of most ore bodies as well as ensuring that it optimizes the efficient use of key resources such as energy and water in the processing of these ores. To achieve this, it also needs to produce a greater number of highly skilled process engineers. All of this must be done in an environmentally friendly and sustainable manner so as to ensure that the industry earns its “licence to operate” from society which, while placing great pressure on the industry in this regard, still makes even greater demands for the supply of the metals it needs to sustain the global economy. It is critical that the minerals processing industry address these challenges in a professional, responsible and rigorous manner.

References

1. <https://www.seeker.com/why-it-takes-75-elements-to-make-your-cell-phone-2112539633.html>)
2. <https://jalopnik.com/ever-wondered-how-much-copper-goes-into-electric-cars-1692424366>
3. <https://www.lme.com/en-GB/Market-Data/Accessing-market-data/Historical-data>
4. US Dept. of Energy: Mining Industry Energy Bandwidth study, 2007
5. <http://wordpress.mrreid.org/tag/aluminium/>
6. R. Morrison & M. Musa, Min Engng.,22,7-8,593, 2009
7. K Heiskanen, Outotec, (Private Communication)
8. Western Pennsylvania Conservancy
9. https://creativeseed.co.za/clients/IMPC/FINAL_IMPC_Book.pdf)

**СОВРЕМЕННЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ
ПРОЦЕССОВ СЕПАРАЦИИ ТРУДНООБОГАТИМОГО
АЛМАЗОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ**

Двойченкова Г.П.^{1,2}, Чантурия В.А.¹

¹ Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В.Мельникова РАН, Москва, Россия

² Политехнический институт (филиал) федерального государственного автономного образовательного учреждения высшего образования "Северо-Восточный федеральный университет имени М.К.Аммосова", г. Мирный, Россия, e-mail: dvoigp@mail.ru

Abstract. The reasons for the decrease in technological indicators are considered and the methods of solving the problem of increasing the efficiency of processing of hard-to-rich kimberlite ores by reducing diamond losses in the processes of x-ray luminescent, sticky and foam separations of diamond-containing products are substantiated.

Основные тенденции развития современного алмазодобывающего комплекса России, расположенного в районах Западной Якутии, характеризуются вовлечением в переработку труднообогатимых кимберлитовых руд, содержащих алмазы, характеризующихся сложным фазовым составом поверхности кристаллов. Для их эффективной переработки требуются новые инновационные методы модифицирования свойств разделяемых минеральных компонентов, позволяющие без экологического ущерба максимально извлекать алмазные кристаллы в процессах сепарации руд сложного вещественного состава. Большой диапазон крупности промышленно извлекаемых алмазов (от 0,2 до 50 мм) и необходимость обеспечения сохранности кристаллов обуславливают применение стадийных схем переработки алмазосодержащего сырья.

Кимберлитовые руды месторождений Западной Якутии перерабатываются на обогатительных фабриках АК «АЛРОСА», расположенных в Мирнинском, Удачинском, Айхальском и Нюрбинском регионах по близкой технологии, в которой современные процессы обогащения кимберлитовых руд предусматривают использование тяжелосредной, рентгенолюминесцентной, липкостной и пенной сепараций, последовательность и особенности которых обусловлены свойствами извлекаемых алмазных кристаллов, сопутствующих минералов кимберлита и вещественным составом вмещающих пород.

Основные суммарные потери ювелирных и технических алмазов, зафиксированные в операциях рентгенолюминесцентной, липкостной и пенной сепараций алмазосодержащего сырья, представлены кристаллами с измененными технологическими свойствами и составляют около 21 % в год. При этом основную часть потерь (20%) составляют технические алмазы крупностью -5мм, зафиксированные в процессах липкостной и пенной сепараций, а потери ювелирных алмазов, зафиксированные в процессах рентгенолюминесцентной сепарации, не превышают 1%.

Таким образом, липкостная (ЛС) и пенная (ПС) сепарации, обеспечивающие необходимую глубину переработки кимберлитовых руд за счет извлечения алмазов класса -5 мм, являются заключительными в общей технологии их обогащения и поэтому

потери алмазов, зафиксированные в этих пределах, являются практически безвозвратными.

Приведенные факты определяют актуальность проблемы повышения эффективности переработки труднообогатимых кимберлитовых руд за счет снижения потерь алмазов в процессах рентгенолюминесцентной, липкостной и пенной сепараций алмазосодержащих продуктов.

Для решения поставленной проблемы выполнен цикл теоретических и экспериментальных исследований по изучению и сравнению свойств различных групп алмазов. На основании анализа результатов комплексных исследований установлено:

- не извлекаемые в процессе рентгенолюминесцентной сепарации алмазные кристаллы обладают аномальными характеристиками природной люминесценции, значения которых не позволяют детектировать их как алмазы в пределах параметров настройки действующих сепараторов;

- не извлекаемые в процессах липкостной и пенной сепараций алмазные кристаллы характеризуются наличием на их поверхности гидрофильных минеральных образований, снижающих природные гидрофобные свойства алмазов и, соответственно, эффективность их извлечения в концентраты.

На основании совокупности вышеизложенных фактов в качестве основных направлений повышения эффективности рассматриваемых процессов рентгенолюминесцентной, липкостной и пенной сепараций алмазосодержащего сырья обоснованы и приняты к разработке и промышленной апробации методы целенаправленного модифицирования свойств алмазных кристаллов, позволяющие, в соответствии с требованиями технологии их извлечения, производить:

- корректировку спектрально-кинетических характеристик алмазных кристаллов до значений, требуемых условиями действующих схем рентгенолюминесцентной сепарации;

- восстановление гидрофобных свойств алмазных кристаллов в процессах липкостной и пенной сепарации.

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

В условиях переработки труднообогатимых алмазосодержащих кимберлитов выявлена группа кристаллов, не извлекающихся при стандартных параметрах действующих схем рентгенолюминесцентной сепарации в связи с отсутствием центров люминесценции, либо наличием их аномально высоких значений. К ним соответственно относятся, так называемые «низкоазотные» (менее 50 ppm) и «высокоазотные (более 800 ppm) алмазы». Первые - вследствие отсутствия в них центров светимости, вторые - по причине рекомбинационного «тушения» центров рентгенолюминесценции.

Для решения этой проблемы, коллективом специалистов ИПКОН РАН, НИГП и «Якутнипроалмаз» АК «АЛРОСА» предложен новый инновационный способ снижения потерь слабосветящихся алмазных кристаллов в процессе рентгенолюминесцентной сепарации алмазосодержащего сырья, основанный на применении люминесцирующих веществ, способных избирательно закрепляться на поверхности алмазов и корректировать

параметры их светимости в соответствии с параметрами регистрации кристаллов в действующих схемах РЛС.

Разработаны комбинации органических и неорганических люминофоров, наиболее точно повторяющих по кинетическим и спектральным параметрам характеристики рентгенолюминесценции алмазов*.

Избирательное закрепление люминофоров позволит дополнительно извлекать в действующих схемах рентгенолюминесцентной сепарации несветящиеся алмазы, количество которых оценивается в пределах от 2 до 6% от исходного содержания в месторождении. Технология не требует кардинальных изменений действующих схем РЛС, отличается применением дешевых отечественных компонентов, простотой и экологической безопасностью использования.

Эффективность процессов липкостной и пенной сепараций, предназначенных для извлечения алмазов класса -5 мм, обусловлена степенью гидрофобности поверхности извлекаемых алмазных кристаллов.

На основе опыта работы обогатительных алмазоизвлекающих фабрик и результатов экспериментальных исследований установлено, что высокая степень измененности кимберлитов, связанная с содержанием до 90% вторичных минералов, снижает извлечение из них алмазов в процессах липкостной и пенной сепараций на 35 - 40%, что обусловлено гидрофилизацией поверхности кристаллов за счет формирования на ней гидрофильных минеральных образований, толщина и площадь распространения которых в 2-3 раза больше чем на поверхности гидрофобных кристаллов.

Исследования состава и структуры минеральных пленок на поверхности алмазов, выполненных в лабораториях НИГП АК «АЛРОСА»** и ИГЕМ РАН методами рентгенофотоэлектронной спектроскопии, ОЖЕ-спектроскопии и сканирующей электронной микроскопии, позволили установить особенности строения поверхностных образований исследуемых алмазных кристаллов. Примеры электронных изображений и рентгеновских спектров поверхностных соединений на алмазах приведены на рисунке 1.

Гидрофилизирующие соединения на поверхности алмазных кристаллов представлены, в основном, полиминеральными макро (рисунок 1 а) - и микрообразованиями (рисунок 1 б) кальций-магний-силикатно-карбонатного состава, шламовыми покрытиями кальций-магний-силикатно-карбонатного состава (рисунок 1 в) и шламовыми примазками тальк-сметитового состава (рисунок 1 г).

Поверхность алмазных кристаллов с техногенным типом гидрофилизации неоднородна, мозаично покрыта карбонатами и магниевыми силикатами с повышенной массовой долей железа. Конгломераты породообразующих минералов скреплены цементом из карбонатно – силикатных минералов. На основе анализа полученных результатов разработана новая классификация гидрофилизирующих поверхностных образований на алмазах, имеющих различное происхождение и свойства.

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

** работы проводились при участии Ковальчука О.Е. и Подкаменного Ю.А.

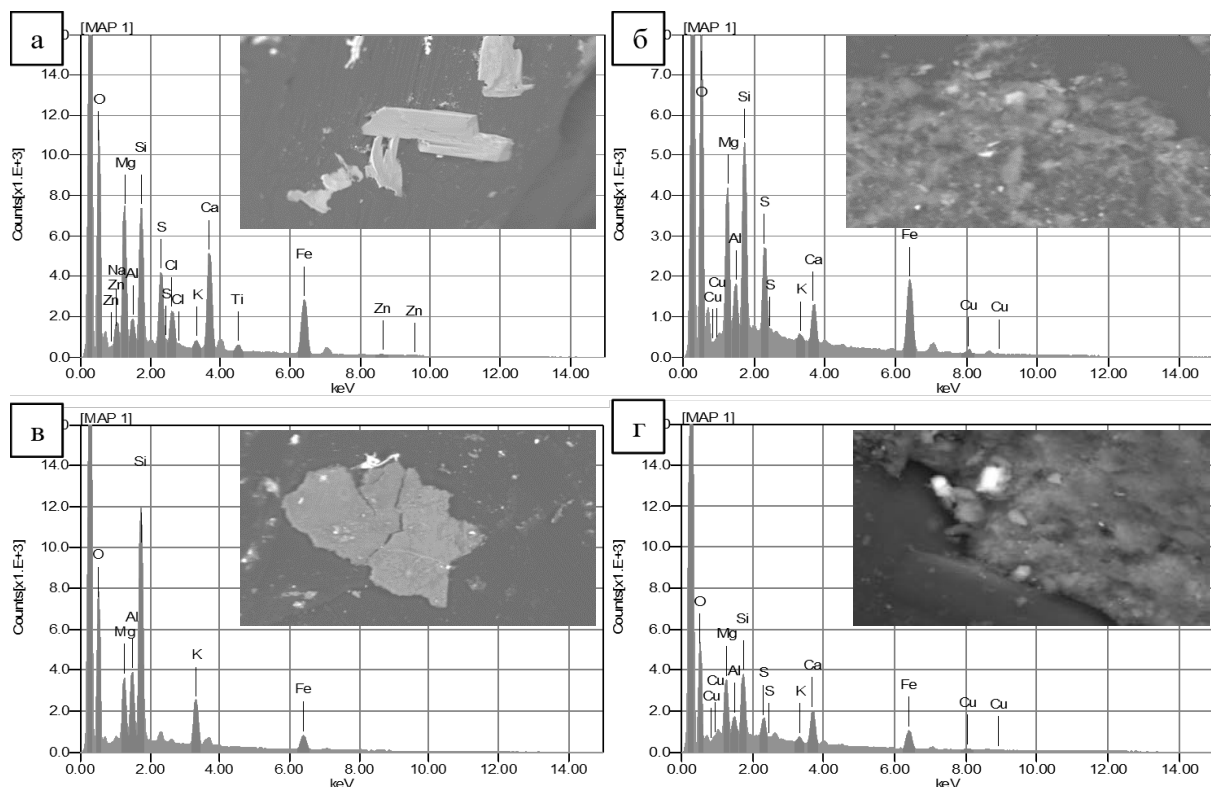


Рисунок 1 – Электронные изображения и рентгеновские спектры минеральных образований на гидрофильной поверхности алмаза:

а - рельефное минеральное образование; б - шламовая примазка кальций-магний-силикатно-карбонатного состава; в - шламовая примазка тальк-сметитового состава; г - шламовая примазка серпентин-карбонатного состава

Выделены четыре типа поверхностных образований:

- остатки породы, сохранившейся на кристаллах алмаза и имеющих общий генезис или одновременно подвергшиеся гипергенным изменениям;
- адгезионно закрепившиеся на гидрофильной или гидрофобной поверхности алмаза конгломераты (примазки) и единичные зерна шламовых классов гидрофильных или гидрофобных минералов;
- пленочные продукты процессов кристаллизации солеобразных минералов (карбонатов и гидроксидокарбонатов) из пересыщенных водных систем, протекающих в подготовительных и обогащательных процессах в результате взаимодействия с технической водой с высокой минерализацией.

На основании полученных данных впервые предложены комбинированные энергетические методы деструкции и растворения гидрофильных соединений с поверхности алмазов в условиях липкостной и пенной сепарации алмазов.

Учитывая диагностированный состав минеральных образований и способы их закрепления на поверхности алмазных кристаллов выбраны и обоснованы три основных направления (метода) их удаления и предупреждения повторного образования в рассматриваемых процессах липкостной и пенной сепараций:

1. Электрохимическое кондиционирование оборотных водных систем с целью модифицирования их свойств до параметров, обеспечивающих частичное растворение

гидрофильных минеральных образований на поверхности алмазных кристаллов, и как следствие, повышение их гидрофобности и извлечения в алмазосодержащие концентраты липкостной и пенной сепараций*.

Как видно из рисунка 2, прирост краевого угла смачивания природно-гидрофильных алмазов составляет ~23%, техногенно-гидрофилизированных ~27%, природно-гидрофобных алмазов, содержащих минеральные примеси в меньшем количестве - на 8-10%.

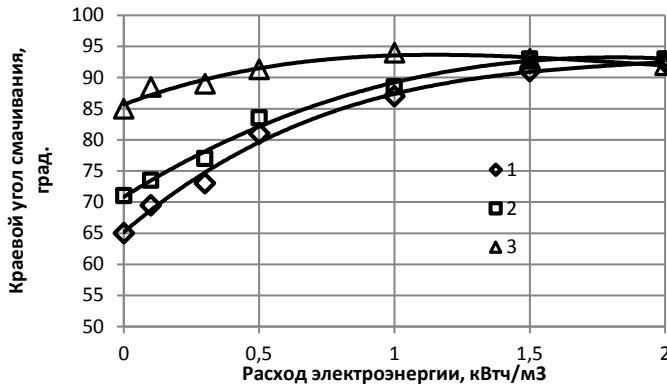


Рисунок 2 – Изменение гидрофобности алмазов в условиях использования оборотной водой, прошедшей бездиафрагменную обработку:
1 – техногенно-гидрофилизированные алмазы; 2 – природно-гидрофильные алмазы; 3 – природно-гидрофобные алмазы

2. Совместное применение процессов электрохимического кондиционирования оборотной воды и теплового кондиционирования рудной пульпы**.

Метод эффективен для удаления кальций-магниевых карбонатных устойчивых сростков минералов, прочно связанных с поверхностью кристаллов алмаза. Данные поверхностные образования характеризуются абсолютно высокими значениями коэффициента термического расширения и существенным влиянием на их растворимость температуры и концентрации ионно-молекулярных форм угольной кислоты, что обосновывает совместное применение тепловой обработки пульпы и электрохимической обработки оборотной воды для модифицирования гидрофобных свойств поверхности алмазов (рисунок 3).

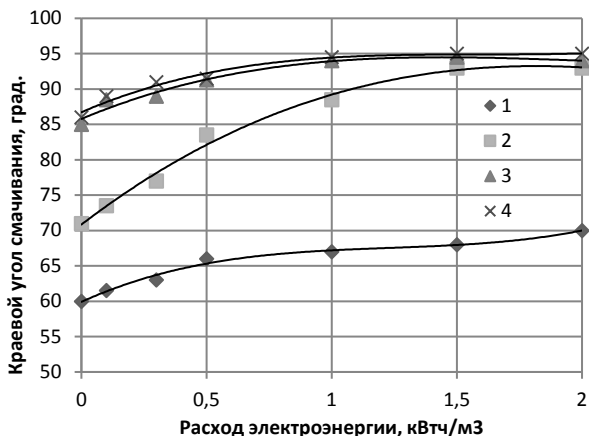


Рисунок 3 – Изменение гидрофобности алмазов в условиях совместного использования электрохимического кондиционирования оборотной воды и теплового кондиционирования рудной пульпы:
1,2 – природно гидрофильный алмаз; 3,4 – природно гидрофобный алмаз; 1,3 – без тепловой обработки; 2,4 – с тепловой обработкой

Анализ представленных результатов показывает, что при совместном применении тепловой и электрохимической обработки прирост краевого угла смачивания природно-

* эксперименты выполнены при участии Ковальчука О.Е.

** эксперименты выполнены при участии Коваленко Е.Г.

гидрофильных алмазов (33%) заметно выше, чем сумма приростов краевого угла смачивания при отдельном применении этих технологий (17-20%).

3. Совместное применение процессов электрохимического кондиционирования оборотной воды и ультразвуковых воздействий на рудную пульпу*.

Совместное применение ультразвуковой и электрохимической технологий позволяет не только удалить с поверхности кристаллов массивные гидрофилизующие поверхностные образования, но и предупредить их повторное закрепление на поверхности алмаза за счет модифицирования свойств водной системы. На рисунке 4 приведены зависимости прироста краевого угла смачивания от увеличения продолжительности ультразвуковой обработки.

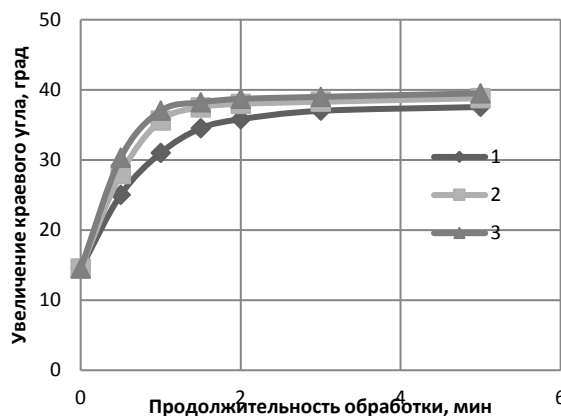


Рисунок 4 – Зависимость прироста краевого угла смачивания от продолжительности ультразвуковой обработки при частоте поля:
1 – 22 кГц; 2 – 44 кГц; 3 – 130 кГц

Анализ полученных данных показывает, что при всех апробированных значениях частот поля наблюдается устойчивое увеличение эффективности обработки (величины прироста краевого угла смачивания) от ее продолжительности.

В проведенных исследованиях все кристаллы алмазов сохранили свой исходный вес на 99,85%, что показало отсутствие растрескивания или другого разрушения алмазов в выбранном диапазоне частот и энергий звукового поля.

С учетом результатов выполненного комплекса исследований разработаны схемы пенной и липкостной сепарации алмазосодержащего сырья, предусматривающие использование электрохимического кондиционирования оборотных вод и энергетических воздействия на рудную пульпу, как в операциях предварительного кондиционирования исходного питания, так и непосредственно в обогащательных аппаратах.

Результаты технологических испытаний показали эффективность разработанных схем и технологических режимов, обеспечивающих повышение извлечения алмазов в концентрат липкостной сепарации на 4-4,2 % и в концентрат пенной сепарации на 5,2 - 8,8%, при сокращении расходов реагентов.

* эксперименты выполнены при участии Подкаменного Ю.А.

ОСОБЕННОСТИ ПЕРЕРАБОТКИ МЕДЬСОДЕРЖАЩИХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ «УДОКАН»

Федотов К.В., Сенченко А.Е., Куликов Ю.В.

*Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Иркутский национальный исследовательский технический университет»,
ООО НИИПИ «ТОМС», г. Иркутск, Россия*

Abstract. A brief overview of the stages of the development of a rational scheme for processing of ores of Udokan Deposit of copper and technological solutions incorporated in the regulations developed by the Institute of TOMS in 2014 the article is accepted for implementation the technology of processing of ores of Udokan Deposit.

Освоение месторождения Удокан является чрезвычайно сложным прежде всего из-за природных условий района, как и всего Забайкальского края, которые создают немало трудностей для освоения этой территории. Только подготовка лицензирования месторождения по объективным причинам затянулась более чем на три года.

Министерством природных ресурсов России за последние годы было сформулировано множество вопросов, имеющих непосредственное отношение не только к Удокану, но ко всей медной промышленности России.

Тем не менее, приступить к освоению Удоканского месторождения меди целесообразно в самое ближайшее время, так как это обеспечит растущие потребности России в меди на среднесрочную перспективу, даст начало активному промышленному освоению перспективной зоны БАМ.

Ряд предлагаемых новых технологических решений позволит улучшить уже выбранную схему и повысить экономическую привлекательность проекта. В этом случае можно будет говорить о разработке оптимальной технологии для руд Удоканского месторождения, учитывающей все их особенности, а также технико-экономические аспекты производства меди в условиях современной конъюнктуры на рынке меди.

По составу и качеству руд в настоящее время на большинство вопросов ответы получены.

Так, на основании результатов многочисленных исследований было отмечено, что распределение руды по содержанию кислородсодержащих минералов меди крайне неравномерное даже в пределах одного интервала, что не позволяет разделить рудные тела по степени окисленности.

На участках месторождения в одном и том же сечении вкрест простирания рудных тел фиксируются все технологические сорта руд: от чисто сульфидных до полностью окисленных.

Постепенных переходов не отмечается, наоборот, переходы от сульфидных руд к окисленным – резкие. Поэтому, невозможно выделить и отдельно оконтурить сульфидные, оксидные и смешанные руды. Соответственно, вся руда будет добываться без разделения на типы [2].

В связи с этим предполагается, что перед подачей руды на фабрику, добытую с разных мест, её будут усреднять на складах. На основе горнотехнических возможностей и принятого календарного плана средняя окисленность перерабатываемой на фабрике

руды составит 50-55%.

С целью разработки рациональной технологии переработки руд Удоканского месторождения меди в разное время проводили исследования по следующим основным направлениям:

- исследования по флотационному обогащению с получением товарных концентратов;
- гидрометаллургические исследования руды и продуктов обогащения с получением катодной меди;
- исследования по извлечению металлов из кеков выщелачивания с получением товарных продуктов.

Технологические исследования по обогащению медных руд Удоканского месторождения были начаты в 1952 г. и проводились многими научно-исследовательскими организациями. С 1952 по 1988 гг. помимо геологических проб исследовано 392 малые технологические пробы, 56 лабораторных технологических проб массой по 1000 кг и 12 полупромышленных проб массой по 300-500 т каждая.

Кроме лабораторных, укрупнено-лабораторных исследований проводились полупромышленные испытания на Рязанском опытно-металлургическом заводе института «Гинцветмет» и опытной базе института «Механобр». С 2006 года основной объем исследований проводился на опытно-промышленном комплексе ООО «БГК» на самом месторождении «Удокан».

Полупромышленные испытания проводились по различным схемам флотации, комбинированным схемам с применением сорбции и экстракции, а также гидротермальным сульфидированием руды элементарной серой.

На основании всех ранее проведенных исследований и технико-экономических расчетов для переработки руд месторождения «Удокан» была обоснована и рекомендована комбинированная флотационно-гидрометаллургическая схема переработки, соответствующая схеме опытно-промышленных испытаний, проведенных в 2013 году на ОПК ООО «БГК» и рекомендованная компанией Fluor в международном ТЭО обоснования строительства горно-обогатительного комбината на месторождении «Удокан».

Схема включает в себя следующие переделы:

- ✓ дробление;
- ✓ измельчение до крупности 80% -180 мкм;
- ✓ 1 коллективная флотация;
- ✓ измельчение хвостов флотации до крупности 80% -74 мкм;
- ✓ 2 коллективная флотация;
- ✓ сгущение и фильтрация коллективного концентрата;
- ✓ сгущение хвостов коллективной флотации;
- ✓ атмосферное сернокислотное выщелачивание сгущенного концентрата коллективной флотации;
- ✓ фильтрация раствора выщелачивания и экстракция меди;
- ✓ реэкстракция меди из органической фазы;
- ✓ электролиз меди из реэкстракта;

- ✓ нейтрализация кека атмосферного выщелачивания;
- ✓ доизмельчение кека атмосферного выщелачивания до 80% -25 мкм;
- ✓ флотационное обогащение доизмельченного кека атмосферного выщелачивания (основная сульфидная флотация и две перечистки);
- ✓ сгущение и фильтрация концентрата сульфидной флотации;
- ✓ сгущение хвостов сульфидной флотации.

Необходимо отметить, что, несмотря на результаты исследований МИСиС (2007 г.) по получению железного концентрата из руд месторождения «Удокан», данная технология не была включена в технологические решения международного ТЭО, разработанного компанией *Fluor*.

Целесообразность получения железного концентрата из хвостов флотационного обогащения может быть рассмотрена в будущем на действующем производстве, в случае улучшения технико-экономических факторов по получению железного концентрата.

Разработанный в Институте ТОМС в 2014 г. технологический регламент предусматривает универсальную схему переработки всех типов руд на месторождении. Данная схема может быть реализована при высоких технико-экономических показателях и рентабельности производства.

Международное ТЭО, составленное компанией Fluor на основании предложенной схемы, подтверждает целесообразность строительства предприятия по выбранной технологии.

Одним из важнейших направлений совершенствования схемы является снижение удельных энергозатрат при рудоподготовке.

По результатам исследований было установлено, что руды Удоканского месторождения меди являются очень упорными по отношению к измельчению в мельницах само- или полусамоизмельчения.

Также из практики работы современных обогатительных фабрик известно, что рудоподготовка с мельницей полусамоизмельчения (технология SABC), несмотря на свою простоту и эффективность, является наиболее энергозатратной. Например, в сравнении с классическими схемами стадийного дробления и шарового измельчения или дробления руды с использованием роллер-пресса (технология HPGR) с последующим шаровым измельчением.

Значительное число современных медных обогатительных фабрик производительностью 30–80 млн т/год при дроблении руды используют технологию HPGR.

Оценка целесообразности внедрения данной технологии для фабрики на Удоканском месторождении меди была проведена в Институте ТОМС в 2017 г. В зависимости от конфигурации рассматриваемой схемы рудоподготовки схема с технологией HPGR является на 30–40 % энергоэффективнее схемы с мельницей полусамоизмельчения.

НОВЫЕ ТЕХНОЛОГИИ И МАШИНЫ ДЛЯ ВИБРАЦИОННОЙ КЛАССИФИКАЦИИ СЫПУЧИХ МАТЕРИАЛОВ ПО КРУПНОСТИ

Вайсберг Л.А., Коровников А.Н.

НПК «Механобр-техника» (АО), Санкт-Петербург, Россия

Abstract. Screening circuits with vibrating machines have been in focus in Mekhanobr Institute since its formation. In the early 1990s, this trend got further development at the Mekhanobr-Tekhnika Research and Engineering Corporation that has designed round 30 new-generation vibrating screens of various size and capacity. This article describes the case histories of new-generation machines employed in ore pre-treatment, in metallurgy and construction to produce marketable break stone and illustrates the need to continue R&D in the given direction in order to obtain a technology and equipment for fine dry and wet screening of different materials and products.

Технологическим процессам грохочения с использованием вибрационной техники в институте «Механобр» традиционно уделялось особое внимание с момента его основания. Символично, что первым научным трудом в России, посвященным грохотам, явилась книга профессора Л.Б. Левенсона – одного из создателей «Механобра». В дальнейшем этой темой занимались последующие поколения специалистов «Механобра» - Д.Н. Лифлянд, К.К. Лиандов, В.А. Олевский.

За 25 лет своего существования Научно-производственная корпорация «Механобр-техника» разработала порядка 30-ти новых типов вибрационных грохотов различных размеров и производительности, имеющих принципиальные отличия и преимущества в части конструкций коробов, вибровозбудителей, просеивающих поверхностей [6, 7]. Эти машины широко известны в промышленности, массово эксплуатируются на предприятиях горно-металлургической, горно-химической и угольной отраслей, в строительной индустрии, при переработке техногенного сырья и отходов. Общее количество созданных, поставленных НПК «Механобр-техника» и эксплуатируемых в промышленности грохотов давно превышает 5000 штук.

К настоящему времени можно отметить завершение определенного этапа создания новых технологий и машин для грохочения. Важно отметить, что в последние годы инновационные машины создавались не только для циклов рудоподготовки, но и для металлургических производств (в частности, для модернизации узлов шихтоподачи доменных цехов), а также для промышленности строительных материалов, где грохоты массово используются для получения кондиционных товарных фракций щебня и доизвлечения мелкого тонкого золота из хвостов обогащения техногенных месторождений.

Далее в докладе приводится информация о создании в «Механобр-технике» новых вибрационных грохотов для совершенно разных технологических применений, подготовленных к производству и освоенных промышленностью за последние 3 года.

1. Циклы рудоподготовки обогатительных фабрик

Вибрационное грохочение является одной из важнейших и широко используемых технологических операций при дезинтеграции и играет особую роль в энергосбережении. Само по себе малоэнергоёмкое, оно дает возможность реализовать фундаментальный принцип - «не дробить ничего лишнего», что является прямым путем экономии

энергозатрат на дробление и измельчение минерального сырья и других материалов.

В настоящее время в циклах рудоподготовки обогатительных фабрик для сопряжения с конусными дробилками КСД-3000 и КМД-3000 в нашей стране чаще всего применяют вибрационные грохоты с площадью просеивающей поверхности 15-18 м², как правило, это грохоты ГИСТ-72. При этом современные технологии обогащения различных руд, обусловленные необходимостью увеличения объемов переработки с целью сохранения рентабельности производства, требуют в циклах рудоподготовки достаточно высокой производительности - до 1000 т/ч - и эффективности грохочения по классу 12-16 мм не менее 85%. Как показывает длительный опыт эксплуатации грохотов ГИСТ-72 в рудоподготовительных отделениях различных обогатительных фабрик, эффективность грохочения и производительность этих грохотов имеют гораздо более низкие значения. Кроме того, данный грохот имеет проблемы с надежностью как корпуса, так и подшипниковых узлов.

В связи с изложенным выше, для комплектации технологических линий среднего и мелкого дробления действующих и реконструируемых обогатительных фабрик большой производительности в НПК «Механобр-техника» разработан и изготовлен новый горизонтальный вибрационный грохот тяжелого типа ГСТ-72МТ (рисунок 1), который является современным аналогом грохота ГИСТ-72, но только как типоразмер, поскольку имеет значительные конструктивные отличия.

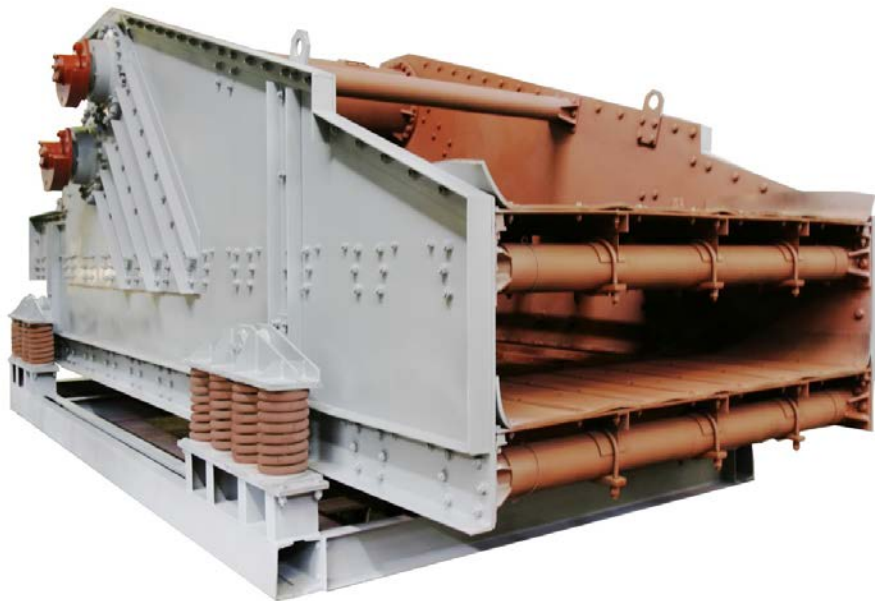


Рисунок 1 - Вибрационный грохот ГСТ-72МТ

Конструкция грохота ГСТ-72МТ защищена патентами [16,17].

В конструкции грохотов применены новые технические решения корпуса, которые существенно увеличили его жесткость и прочность, а также применены вибровозбудители блочного типа, обеспечивающие более высокую долговечность и ремонтпригодность. Важными элементами грохота являются армированные полиуретановые сита, которые обеспечили высокую эффективность грохочения, а оригинальная конструкция подситников придала дополнительную жесткость корпусу грохота.

Сейчас уже семь вибрационных грохотов ГСТ-72МТ эксплуатируется в дробильном отделении фабрики АНОФ-3 ОАО «Апатит», в технологической схеме которой предусмотрено предварительное грохочение перед средним дроблением в открытом цикле. Грохоты эксплуатируются в технологической линии перед дробилками КСД-3000Т. На рисунке 2 показана технологическая схема дробильного отделения АНОФ-3 с установкой грохотов ГСТ -72МТ.

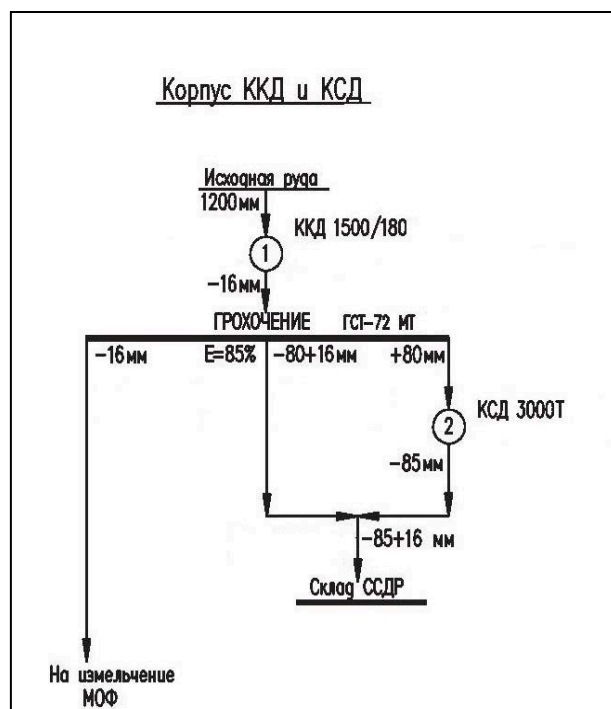


Рисунок 2 - Технологическая схема дробильного отделения АНОФ-3 с установкой грохотов ГСТ-72МТ

Исходным питанием грохотов является апатито-нефелиновая руда крупностью до 350-400 мм. На грохотах применены полиуретановые сита фирмы «ПолиСкрин» с ячейками 64x82мм (верхнее сито) и 17x34 мм (нижнее сито). Эти сита имеют специальную армировку, которая обеспечивает их необходимую жесткость и способствует самоочистке. Периодические опробования работы грохотов в корпусе среднего дробления АНОФ-3 показали, что эффективность грохочения по классу – 16 мм находится в диапазоне 80-88% при колебаниях производительности по исходному питанию каждого грохота в пределах 800-1300 т/ч. При производительности 1000 т/ч эффективность грохочения составляет не менее 85%.

В процессе внедрения грохотов ГСТ-72МТ в дробильном отделении АНОФ-3 были проведены их сравнительные испытания с серийными грохотами ГИСТ-72. Как показали испытания, новые грохоты имеют существенные технологические преимущества перед серийными машинами. Так, грохот ГИСТ-72 с резиновыми ситами с ячейками 80x100 мм (верхнее сито) и 25x25 мм (нижнее сито) в этой же технологической операции на АНОФ-3 обеспечивает эффективность грохочения по классу – 16 мм не более 60% и производительность до 800 т/ч.

В процессе эксплуатации грохотов ГСТ-72МТ установлена их высокая надежность; срок службы полиуретановых сит составил не менее 3000 часов.

В 2017 году один грохот ГСТ-72МТ установлен в цехе грохочения дробильного отделения АНОФ-3 для классификации продукта мелкого дробления по крупности 25 мм.

2. Подготовка шихты к доменной плавке

Шихта, поступающая в доменную печь, обычно состоит из 5-8 компонентов, качество которых оказывает существенное влияние на технико-экономические показатели доменного процесса. Основными показателями при этом являются: суточная производительность доменной печи в тоннах и расход кокса на 1 тонну чугуна. Содержание фракции 0-6 мм в шихтовых материалах, подаваемых в домну, не должно превышать 4%. Неудовлетворительный состав материалов приводит к резкому ухудшению технико-экономических показателей работы печи. Поэтому в узлах шихтоподачи доменного цеха на грохочении удаляют некондиционную по крупности мелочь из шихтовых материалов, что требует применение машин с высокой эффективностью грохочения; известно, что эффективность грохочения шихтовых материалов на 1% позволяет снизить расход топлива в доменном процессе на 0,8-1,0 %.

Учитывая изложенное, в НПК «Механобр-техника» по техническому заданию Магнитогорского Гипромеза разработан инерционный грохот тяжелого типа ГИТ-51ДК специально для замены в узлах шихтоподачи грохотов устаревшей конструкции с низкой эффективностью грохочения и производительностью. Общий вид нового грохота показан на рисунке 3.



Рисунок 3 - Общий вид грохота ГИТ-51ДК для узлов шихтоподачи доменных цехов

Грохоты разработаны для классификации шихтовых материалов по крупности 6 мм с производительностью не менее 200 м³/ч с целью вывода из технологического процесса некондиционных мелких классов и повышения за счет этого, производительности доменных печей.

Особое внимание обращалось на повышение эффективности грохочения шихты, что обеспечивает повышение производительности доменных печей и снижение расхода топлива в доменном процессе.

Грохоты ГИТ-51ДК разработаны с учетом их установки на существующие строительные конструкции доменных цехов и привязки в действующем производстве. Необходимо было учесть, что строительные конструкции узлов шихтоподачи каждой из доменных печей имеют определенные отличия. В результате было спроектировано несколько исполнений грохота, основное - с соосным расположением привода с вибровозбудителем и еще одно - с установкой привода под приемной воронкой подрешетного продукта грохота с передачей вращающего момента на вал вибровозбудителя через клиноременную передачу. В грохоте применен вибровозбудитель блочной конструкции, состоящей из двух виброблоков, соединенных между собой промежуточным валом. Вибровозбудитель помещен в корпус, который крепится к бортовинам грохота фланцевым креплением. Конструктивное решение расположения вибровозбудителя позволило создать неоднородное поле колебаний: эллиптические траектории колебаний короба грохота, способствующие ускорению движения материала в зоне загрузки и замедлению в зоне разгрузки. В качестве просеивающей поверхности применены металлические перфорированные сита с продолговатыми отверстиями размером 6,5x40 мм, расположенными в виде «ёлочки»; они изготавливались из специальной износостойкой стали марки АШН 80 (совместная разработка «Механобр-техники» с немецкими партнерами – фирмой «Steinhaus»). Площадь просеивающей поверхности грохота ГИТ-51ДК почти в 3 раза превышает площадь просеивающей поверхности ранее эксплуатируемого грохота.

Грохот ГИТ-51ДК устанавливается на откатную раму, имеющую воронку для сбора подрешетного материала.

Техническая характеристика грохота ГИТ-51ДК приведена в таблице 1.

Таблица 1 - Техническая характеристика грохота ГИТ-51ДК

Производительность, м ³ /ч		не менее 200
Крупность исходного материала, мм		0-50
Крупность разделения, мм		6
Размеры просеивающей поверхности, мм	длина	2500
	ширина	1650
Количество просеивающих поверхностей, шт		1
Угол наклона просеивающей поверхности, град		15
Амплитуда колебаний, мм		3...4.5
Частота колебаний, Гц		16
Мощность привода, кВт		не более 15
Габаритные размеры, мм	длина	3850
	ширина	3110
	высота	2045
Масса грохота, кг		4750

Впервые новые грохоты были применены в доменном цехе Магнитогорского металлургического комбината (ММК), в первом из трех основных звеньев производственного цикла предприятия (два последующих – передел чугуна в сталь и прокатка).

Производство чугуна является наиболее энергоемким, высокочрезвычайно затратным звеном со значительной долей (до 70%) экономических затрат в получении готовой конечной продукции предприятия. Панорама доменного цеха показана на рисунке 4.



Рис. 4. Панорама доменного цеха

Доменное производство ММК включает восемь доменных печей: №№ 1,2,4,7,8 - с полезным объемом по 1371 м³ каждая; №6 - 1380 м³ (в 2013 г. начата реконструкция печи с увеличением мощности); №№ 9 и 10- по 2014 м³.

В целом НПК «Механобр-техника» поставила на Магнитогорский металлургический комбинат 76 грохотов ГИТ-51ДК, которые эксплуатируются в узлах шихтоподачи пяти доменных печей.

Применение новых грохотов позволило повысить производительность доменных печей ММК ориентировочно на 15%.

Технологические опробования в узлах шихтоподачи показали, что грохоты обеспечивают эффективность грохочения по классу- 6 мм не ниже 70% при производительности до 700 т/ч, что в 2 раза превышает значение производительности по техническому заданию Магнитогорского Гипромеза. Срок службы металлических сит на грохотах ГИТ-51ДК составляет не менее 13 месяцев, вместо заявленных в этом же задании 6 месяцев.

Как отмечено специалистами Магнитогорского металлургического комбината, грохоты ГИТ-51ДК полностью соответствуют требованиям, предъявленным к данному виду оборудования, и обеспечивают достижение необходимых технико-экономических показателей доменного производства; они механически надежны.

Кроме того, их применение обеспечивает снижение расхода кокса – при выплавке перedelного чугуна расход кокса на единицу выплавляемого чугуна составил не более 500 кг/т.

3. Промышленность строительных материалов

Решение задачи повышения производительности и эффективности грохочения, а также надежности и ремонтпригодности грохотов весьма актуально и для предприятий промышленности строительных материалов. С этой целью в НПК «Механобр-техника» разработаны инерционные грохоты ГИС-54 и ГИТ-72. Кроме технологической целесообразности, поводом для создания таких грохотов стала низкая надежность грохотов зарубежного производства, которые все же иногда применяются на предприятиях промышленности строительных материалов. Так, на предприятии «Гранит-Кузнечное» (предприятие «ЛСР-Базовые материалы Северо-Запад») грохоты «Spesmaker» и «Vibro-King» в составе установки «Telsmith» (США) разрушились, едва

отработав гарантийный срок. На этом предприятии грохоты «Спестакер» были заменены грохотами ГИС-54, а грохот «Vibro-King» - грохотом ГИТ-72.

Грохоты НПК «Механобр-техника» в составе этой установки обеспечивают производительность 750 т/ч при разделении по крупности 5,10,20 и 25 мм с эффективностью грохочения 80-90% на грохоте ГИС-54 и производительность 250 т/ч при разделении по крупности 20 и 50 мм с эффективностью грохочения 80-90% на грохоте ГИТ-72. Технологическая схема производства гранитного щебня фракций 25-60 и 5-20 мм на предприятии «Гранит-Кузнечное» на базе установки TelSmith показана на рисунке 5.

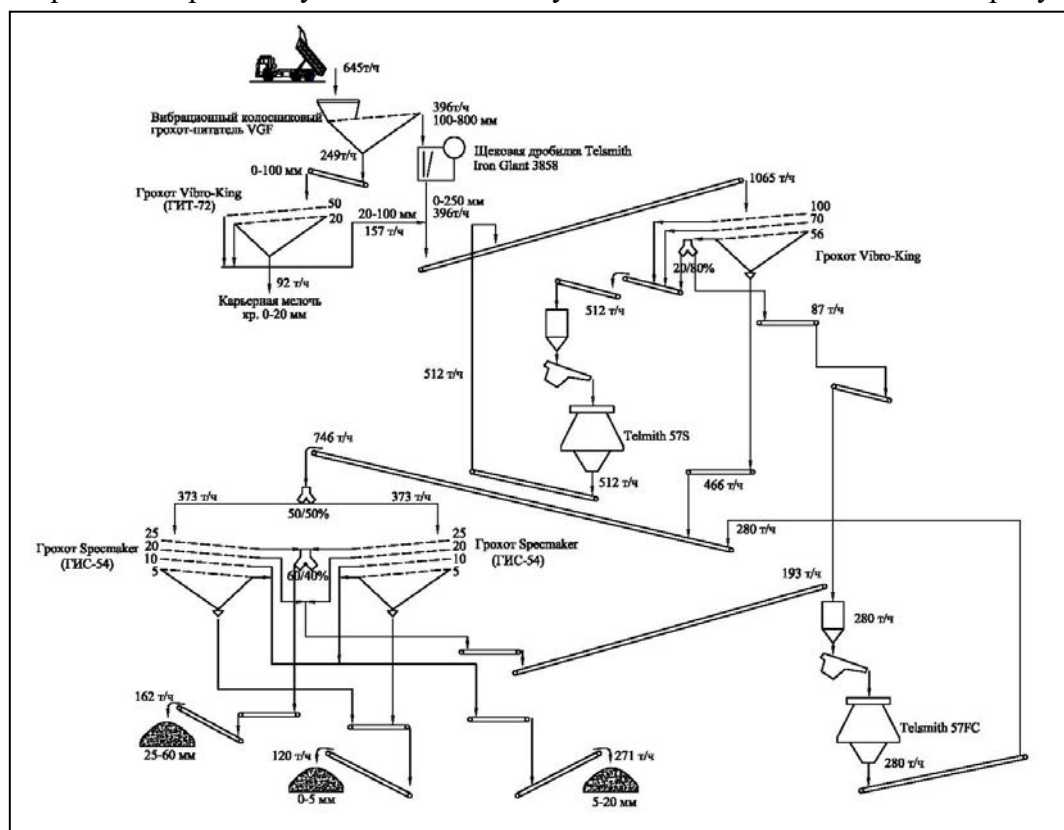


Рисунок 5 - Технологическая схема производства гранитного щебня фракций 25-60 и 5-20 мм на предприятии «Гранит-Кузнечное» на базе установки TelSmith (США)

Следует отметить, что грохоты ГИС-54 и ГИТ-72 находятся на эксплуатации на этом предприятии уже несколько лет и зарекомендовали себя как аппараты высокой надежности, обеспечивающие высокие технологические показатели. Достижение таких показателей стало возможным за счет технических решений, заложенных в конструкции грохотов, прежде всего, за счет применения новых вибровозбудителей блочного типа, обеспечивающих устойчивый динамический режим работы грохотов с колеблющейся массой 9,5 т и более, а также за счет увеличения жесткости конструкции.

4. Доизвлечение мелкого золота на техногенных месторождениях

В НПК «Механобр-техника» созданы инерционные грохоты типа ГИТ 72, ГИТ-62 и ГИТ-52 для реализации инновационных технологий доизвлечений мелкого тонкого золота из хвостов обогащения техногенных месторождений.

Так, на Артель Старателей «Кривбасс» в 2016-2017 гг. были поставлены шесть грохотов ГИТ 72. Производительность одной установки на базе грохота ГИТ 72

составляет 15 000-20 000 м³/ч. Содержание тонкого золота в отвальных продуктах обогащения 0,15- 0,25 г/ м³. Технологическая схема доизвлечения мелкого тонкого золота приведена на рисунке 6.

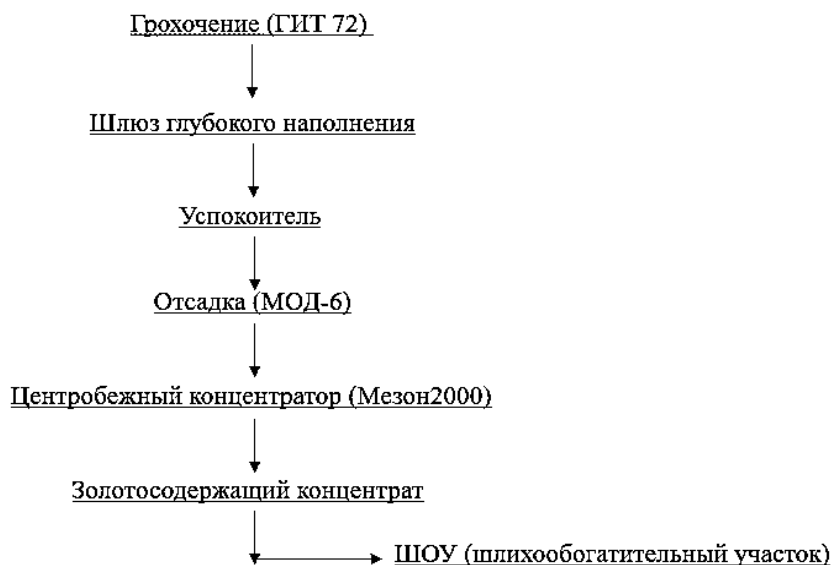


Рисунок 6. Технологическая схема доизвлечения мелкого тонкого золота



Рис. 7. Общий вид техногенного месторождения



Рис. 8. Грохот ГИТ 72 в составе установки

В 2017 году на АС «Кривбасс» с трех установок было дополнительно извлечено 65 кг мелкого золота. Далее приведено несколько рисунков установок доизвлечения мелкого тонкого золота на АС «Кривбасс»:

- на рисунке 7 показан общий вид техногенного месторождения;
- на рисунке 8 показан грохот ГИТ 72 в составе установки.

Созданные в НПК «Механобр-техника» технологии и машины показывают универсальность применения вибрационной классификации различных сыпучих материалов по крупности и их существенные преимущества по сравнению с традиционными технологиями и оборудованием.

РАЗРАБОТКА И ИСПОЛЬЗОВАНИЕ НОВЫХ ТЕХНОЛОГИЙ И ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА

Войлошников Г.И., Дементьев В.Е.

*Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов
(АО «Иргиредмет»), г. Иркутск, Россия, e-mail: greg@irgiredmet.ru; dir@irgiredmet.ru*

Abstract. Some of the key challenges of modern mining industry are the treatment of low grade, refractory raw materials, high energy cost, limited water sources and strict environmental norms. It have to be consider to improve efficiency of mining plants. This paper provides an overview of Irgiredmet experience on development and use of new technologies and equipment for gold recovery.

По мере развития горнодобывающей промышленности возникают проблемы, связанные с низким содержанием ценных компонентов в исходном сырье, вовлечением в переработку техногенного сырья, упорностью сырья к переработке традиционными методами, повышением стоимости электроэнергии, дефицитом воды, снижением мировых цен на металлы, необходимостью комплексного извлечения ценных компонентов, повышенным вниманием к экологическим вопросам работы горнодобывающих предприятий.

В связи с этим развитие новых технологий и оборудования для извлечения ценных компонентов должно осуществляться в направлении снижения капитальных и эксплуатационных затрат на добычу и переработку минерального сырья, в частности, снижения затрат электроэнергии, реагентов и расходных материалов, использования эффективного оборудования, комплексного извлечения ценных компонентов, максимального сокращения потребления свежей воды, разработки экологически безопасных процессов и аппаратов, обеспечивающих защиту окружающей среды.

В данной работе представлен опыт ОАО «Иргиредмет» по рассматриваемым проблемам.

Для большинства современных рудных и россыпных проектов наиболее дорогостоящими являются горные работы. Их доля в себестоимости извлекаемых компонентов может достигать 60-70%, поэтому здесь имеются значительные резервы повышения эффективности проектов в целом. Основой оптимальных решений является учет геологических особенностей конкретного месторождения. Специалисты горных подразделений института разрабатывают и успешно внедряют в производство энергосберегающие технологии ведения горных работ, снижающие затраты на вскрышные работы, транспортировку руд и песков.

Важное значение для освоения рудных месторождений с низким содержанием ценных компонентов, включая переработку техногенных месторождений, представляют процессы предварительного обогащения (рентгенорадиометрическая и оптическая сепарация, тяжелосредное обогащение и др.). В соответствии с методическими рекомендациями ГКЗ по составлению ТЭО кондиций для подсчета запасов месторождений полезных ископаемых оценка применимости указанных методов стала обязательной. Иргиредметом проведены исследования по РРС и тяжелосредному обогащению руд ряда месторождений. В качестве примера переработки забалансовых золотосодержащих руд можно привести Токурское месторождение.

К другим эффективным процессам переработки «бедного» сырья относятся варианты геотехнологий - кучное и подземное выщелачивание ценных компонентов. Институт принял участие в более, чем 40 проектах кучного выщелачивания. Подземное выщелачивание золота реализовано на Маминском месторождении (Урал).

Учитывая высокую энергоемкость процессов дробления и измельчения руд, большое внимание уделяется изучению оптимальных схем рудоподготовки, в частности, сравнению вариантов стадийного дробления и шарового измельчения, а также полусамоизмельчения – шарового помола. Появление новых методик расчета циклов измельчения позволяет ускорить исследования процессов рудоподготовки и выбор оптимального варианта схемы.

Эффективные технологии обогащения, включая гравитацию, флотацию, магнитную и электростатическую сепарацию и др., успешно применяются Иргиредметом для минерального сырья различного типа (золотосодержащие, полиметаллические, железные и другие руды). При этом максимально учитываются данные минералогических исследований, вопросы комплексного извлечения ценных компонентов. Исследования процессов рудоподготовки (дробление, измельчение, классификация, сгущение, фильтрация и т.п.) и обогащения осуществляется с использованием современных отечественных и зарубежных методик и оборудования.

Институт имеет большой опыт по переработке упорных руд и концентратов. Исследования упорных руд, содержащих капсулированное в сульфидах золото, показали возможность удовлетворительного его извлечения при использовании вариантов сверхтонкого измельчения, биоокисления, автоклавного и атмосферного окисления, окислительного обжига, нецианистых растворителей для окисленных кеков и др. Применительно к углистым рудам и концентратам разработаны эффективные схемы, снижающие отрицательное влияние органического углерода на процессы извлечения золота.

Важное направление работ - использование нецианистых растворителей золота. Перспективными растворителями являются реагенты на основе галогенов, тиокарбамида, тиосульфата, тиоцианата. Причем использование растворителей, работающих в кислой среде, позволяет устранить стадию нейтрализации и последующего цианирования при переработке продуктов окисления сульфидных руд и концентратов или кеков кислотного выщелачивания цветных металлов.

Разработки Иргиредмета в области сорбционной технологии извлечения золота и серебра анионитами и активными углями, включая операции сорбции, десорбции, электролитического выделения металлов, регенерации сорбентов, а также аппаратуру для их осуществления, успешно реализованы на предприятиях РФ. Исследованы технологические свойства широкого спектра отечественных и зарубежных активных углей и ионитов, что позволило определить возможность их применения в схемах извлечения золота. Весьма перспективным является использование низкоосновных анионитов. Проведены технологические испытания и разработаны регламенты для проектирования предприятий на месторождениях Пионер, Маломыр, Албын, успешно реализованные в ГК «Петропавловск». В настоящее время осуществлен пуск предприятия

по автоклавному вскрытию упорных флотоконцентратов и сорбционному цианированию кеков окисления с применением низкоосновного анионита.

Учитывая возрастающий дефицит воды, рациональные технологические схемы должны быть ориентированы на максимальное снижение водопотребления и использование схем замкнутого водооборота (внешнего и внутреннего). При решении этих вопросов используются современные конструкции скоростных и пастовых сгустителей, высокопроизводительные фильтры (автоматические рамные фильтр-прессы, керамические дисковые фильтры и др.), разработаны схемы кондиционирования оборотных растворов с извлечением ценных компонентов и регенерацией растворителя и т.п. Дальнейшее развитие получают технологии сухого обогащения руд.

Особое внимание в современных условиях уделяется экологическим вопросам работы горнодобывающих предприятий. В частности, совершенствуются методы обезвреживания продуктов цианирования. Наряду с хлорированием, рассматриваются варианты технологий с использованием систем SO_2 /воздух, H_2O_2 , озона, а также обезвреживание под действием природных факторов, включая, бактериальное разложение. Все большее распространение получают технологии сухого складирования хвостов.

Важным направлением работ института является совершенствование аппаратного оформления технологических процессов. Для гравитационного обогащения россыпей и руд разработаны и проходят испытания на предприятиях новые обогатительные аппараты (центробежно-барботажные концентраторы, центробежные отсадочные машины и др.). Успешно испытан трибоэлектрический сепаратор для обогащения алмазов. Для гидromеталлургической переработки гравиконоцентратов разработаны и внедрены установки интенсивного цианирования на основе импульсных конических реакторов типа «Август». Разработаны конструкции сорбционных аппаратов для извлечения металлов из растворов и пульп, автоклавные установки для десорбции золота с насыщенных активных углей, конструкции электролизеров для осаждения золота и серебра из кислых тиокарбамидных и щелочно-цианистых растворов, рудно-термические печи для плавки золотосодержащих продуктов.

КОМПЛЕКСНАЯ ОЦЕНКА ГОРНОПРОМЫШЛЕННЫХ ОТХОДОВ С ПОЗИЦИЙ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ МИНЕРАЛОГИИ*

Котова О.Б.¹, Ожогина Е.Г.^{2,3}

¹ *Институт геологии им. академика Н.П. Юшкина Коми НЦ УрО РАН,
Сыктывкар, Россия, e-mail: kotova@geo.komisc.ru,*

² *Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья
им. Н.М.Федоровского, Москва, Россия, e-mail: vims-ozhogina@mail.ru*

³ *Институт комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН,
Москва, Россия*

Abstract. The article is devoted to mining waste and their mineralogical characteristics (mineral (phase) composition, form of finding the useful component, morphostructural features, distribution pattern, real composition and structure), which determine the strategy and tactics of their secondary use.

Интенсивное развитие минерально-сырьевого комплекса неизбежно приводит к накоплению значительного количества отходов, которые негативно влияют на природные экосистемы. Поэтому утилизация и переработка горнопромышленных отходов имеет государственное значение и рассматривается в рамках приоритетного направления развития науки, технологий и техники в Российской Федерации – «Рациональное природопользование». Сегодня можно констатировать факт, что переработка горнопромышленных отходов является самостоятельной крупной задачей для отечественной промышленности. В связи с этим возникает необходимость в достоверной и максимально полной информации о вещественном составе и морфоструктурных особенностях отходов, которая позволит определять стратегию и тактику их дальнейшего (вторичного) использования.

Горнопромышленные отходы, т.е. отходы добычи и переработки руд и горных пород весьма разнообразны. Это вскрышные, вмещающие породы, отходы сухой переработки сырья, забалансовые и некондиционные руды, которые по своему составу и свойствам не только близки к природным аналогам, но обычно используются в тех же направлениях. Отходы переработки металлургических, химических, теплоэнергетических производств более многочисленны. Шлаки, шламы, золошлаки, нефтешламы, горелые породы, пиритные огарки, клинкеры, пыли в значительной степени отличаются от природных руд и горных пород.

Минералогическими характеристиками горнопромышленных отходов являются гранулярный состав, нередко высокая дисперсность или метакolloидное состояние, сложные взаимоотношения минеральных и (или) техногенных фаз (наличие структур распада твердых растворов, эвтектических колоний, тонких включений и пр.), незначительное количество одного или нескольких полезных минералов, переменный состав порообразующего или шлакообразующего комплекса, полиминеральные (полифазные) агрегаты, присутствие минералов изоморфных рядов и политипных модификаций, вторичные изменения, связанные преимущественно с гипергенными процессами [1].

Изучение состава, структуры и технологических свойств горнопромышленных отходов базируется на современном научном, методическом, техническом и аппаратном обеспечении исследований. Получение необходимой минералогической информации возможно только комплексом физических методов. Для разных видов горнопромышленных отходов применяется индивидуально подобранный комплекс методов минералогического анализа, позволяющий получать необходимую и достаточную информацию. Это сведения о фазовом составе техногенных образований, в том числе формах нахождения полезных и вредных элементов, их гранулярном составе, морфометрических характеристиках, особенностях распределения, при необходимости о реальном составе, строении и свойствах практически значимых фаз. Следует подчеркнуть, что при изучении отходов горнодобывающих производств (отвалов горных пород), на долю которых приходится основной объем горнопромышленных отходов, обычно руководствуются методическими документами, регламентирующими анализ природного минерального сырья. Методик минералогического изучения отходов перерабатывающих производств (шлаки, шламы, отходы мокрых способов обогащения,

золошлаки и пр.) не существует. Исследование таких объектов носит междисциплинарный характер, обусловленный разумным сочетанием методов анализа, заимствованных из различных областей знаний и адаптированных к решению минералого-технологических и минералого-экологических задач.

К технологической оценке горнопромышленных отходов, базирующейся на минералогической информации, сегодня предъявляются серьезные требования: направленность на ресурсосбережение и повышение глубины переработки, системный и комплексный подход, применение инновационных технических и технологических решений, достоверность, исключение субъективных факторов, экологичность используемых методов, обоснованность выводов и рекомендаций [2, 3].

Необходимость минералогического изучения горнопромышленных отходов, которые являются основным видом техногенного сырья, сегодня не вызывает сомнения. При этом глубина изучения отходов определяется не только научно-исследовательскими или производственными задачами, но и в значительной степени возможностями (методическими, аппаратными, кадровыми) организаций, выполняющих работы. Например, при изучении металлургических шлаков, которые занимают лидирующее положение среди отходов перерабатывающих производств, так как в них нередко сосредоточено значительное количество полезных компонентов, превышающее их содержание в природных рудах, практически невозможно обойтись традиционными методами минералогического анализа. Минералогические особенности шлаков: наличие шлакообразующей матрицы в большинстве случаев имеющей силикатный состав и присутствующей в переменном количестве, минеральный (фазовый) состав рудной составляющей, содержание которой в шлаках черной металлургии может достигать значительных количеств, а в шлаках цветной металлургии обычно составляет доли процента, размер рудных фаз и характер их взаимоотношения, как между собой, так и со шлакообразующим материалом, затрудняют проведение исследований и требуют привлечение в данном случае методов аналитической электронной микроскопии. Электронно-микроскопическое изучение в комплексе с рентгеноспектральным микроанализом позволяет решать задачи, связанные не только с идентификацией фаз, присутствующих в весьма незначительном количестве или отличающихся высокой дисперсностью, но и определением особенностей их реального строения. Иногда могут быть выявлены и изучены особенности микростроения (кавернозность, блочность, зональность, трещиноватость и т.д.) не только рудных, но и шлакообразующих фаз, влияющих в определенной степени на качество шлаков в целом, особенно при оценке возможностей его дальнейшего (вторичного) использования. В зарубежной практике лабораторных работ широко применяется электронно-зондовый анализ (рентгеноспектральный микроанализ), которым нередко подменяют другие виды минералогических работ. При решении технологических и конкретных экологических задач метод позволяет определять форму нахождения полезных и вредных элементов, устанавливать распределение элементов по минералам (фазам), но диагностика фаз этим методом невозможна.

При переработке тонкодисперсного техногенного сырья, к числу которого могут быть отнесены хвосты обогащения, шлаки, шламы, золошлаки и пр. значительный

прикладной потенциал приобретают адсорбционные и адсорбционно-химические процессы [4]. Изучение гетерогенных явлений в системе минерал-среда позволило разработать новые технологии прогнозной оценки качества горнопромышленных отходов определенной категории, заключающиеся в интеграции минералогических методов анализа с развитием экспериментальных работ в области структурных, фазовых и химических трансформаций минералов при различных воздействиях на них в процессах подготовки и обогащения полезных ископаемых.

Минералогическое изучение горнопромышленных отходов, которые сегодня являются практически основными типами техногенного сырья, позволяет провести его комплексную оценку и определить пути дальнейшего использования:

- 1) в качестве исходного сырья без переработки, например, для извлечения ценных металлов;
- 2) в качестве исходного сырья после дополнительной переработки для получения материальных ресурсов в индустрии;
- 3) в качестве объекта утилизации.

Список использованных источников

1. Ожогина Е.Г., Котова О.Б., Якушина О.А. Горнопромышленные отходы: минералогические особенности // Вестник Института геологии Коми НЦ УрО РАН. 2018 № 6 (282). С.43-47.
2. Ожогина Е.Г., Шадрунова И.В., Чекушина Т.В. Роль минералогических исследований в решении экологических проблем горнопромышленных районов // Горный журнал. 2017. № 11. С. 105-111.
3. Ozhogina, E.G., Kotova, O.B. New methods of mineral processing and technology for the progress of sustainability in complex ore treatment // IMPC 2018 – 29th International Mineral Processing Congress. 2019. Moscow. Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum (2-s2.0-85059377649) P. 32-40.
4. Harja M., Kotova O., Ciobanu G., Litu L. New adsorbent materials on the base of ash and lime for lead removal // Proceedings book: International Symposium “THE ENVIRONMENT AND THE INDUSTRY”, SIMI 2017, Bucharest, Romania, September, 28-29, 2017.

**НАУЧНОЕ ОБОСНОВАНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ ПРИМЕНЕНИЯ НОВЫХ
РЕАГЕНТОВ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА ИЗ УПОРНЫХ РУД**

Матвеева Т.Н., Иванова Т.А.

*Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН, Москва, Россия
e-mail: tmatveyeva@mail.ru*

Abstract. The expediency of using new types of reagents for directional action is scientifically substantiated: collectors — derivatives of dithiocarbamate, dithiopyrilmethane, temperature-sensitive polymers and herbal modifiers for flotation extraction of gold from refractory ores.

В условиях постоянного снижения содержания золота и усложнения минерального состава руд повышение селективности флотационного процесса является одним из основных путей совершенствования технологии переработки упорных руд. Специалистами ведущих российских и зарубежных золотодобывающих компаний,

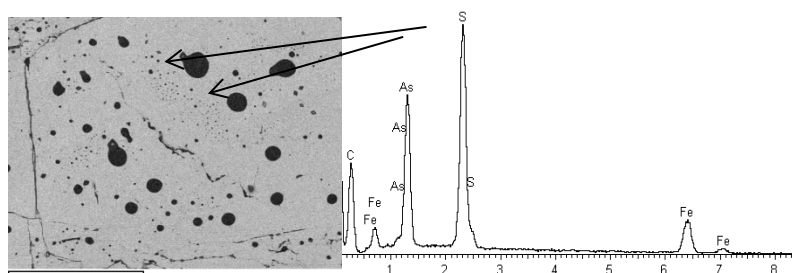
использующих флотационные технологии обогащения, признается, что радикальным инновационным решением является создание эффективных реагентов-собирателей для извлечения тонких классов сульфидных минералов, содержащих золото и другие благородные металлы, а также новых видов реагентов-модификаторов направленного действия для депрессии флотоактивных породных минералов. Несмотря на широкий ассортимент реагентов зарубежного производства, российские предприятия испытывают острый дефицит недорогих отечественных реагентов. Наиболее распространенными собирателями до сих пор остаются ксантогенаты, дитиофосфаты, редко тионокарбаматы и дитиофосфинаты, и модификаторы – известь, сульфид натрия, жидкое стекло и пр. Применение новых эффективных реагентов отечественного производства для флотации тонких классов золота и селективной депрессии породных минералов и сульфидов железа может обеспечить более полное извлечение золота и цветных металлов в концентраты при сокращении их потерь с отвальными продуктами обогащения [1 – 3].

В ИПКОН РАН в рамках научной школы академика В.А. Чантурия выполнен комплекс теоретических и экспериментальных исследований по исследованию, разработке и испытанию новых видов комплексообразующих реагентов-собирателей и модификаторов для флотационного извлечения цветных и благородных металлов из труднообогатимых золотосодержащих руд [4 – 7]. Для изучения физико-химических процессов воздействия новых реагентов на микро- и наноразмерные включения золота и платины впервые разработаны и усовершенствованы методики получения образцов минеральных комплексов, имитирующих природные сульфиды, содержащие «невидимое» или субмикронное золото или платину.

Применение современных аналитических, физических и физико-химических методов изучения микроструктуры и свойств минералов на микро- и наноуровне, в том числе ИК-Фурье спектроскопии (IRAffinity-1 Shimadzu с приставкой диффузного отражения DRS-8000), УФ-спектрофотометрии (Shimadzu UV-1800), оптической (Olympus BX51), лазерной сканирующей конфокальной (KEYENCE VK-9700 VK-Analyzer) и аналитической электронной микроскопии (LEO 1420VP INCA Oxford 350), а также атомно-силовой микроскопии (Ntegra Prima) и рентгенофазового анализа (рентгеновской дифрактометрии) позволили установить условия формирования адсорбционного слоя новых реагентов на микро- и наночастицах благородных металлов, обеспечивающего повышение извлечения золота при флотации (Рис.1). Модифицированные диэтилдитиокарбамат ДЭДТКм и диизобутилдитиофосфинат ДИФм, производные пиразолона ДАМ и ДТМ показали эффективность их применения для повышения извлечения Au из упорных руд за счет образования малорастворимых в воде соединений с Au и избирательной адсорбции на Au-сульфидах, обеспечивая селективность действия по сравнению с традиционным бутиловым ксантогенатом. Неионогенный компонент ОПДТК в составе ДЭДТКм образует трудно растворимое в воде соединение с золотом и улучшает условия контакта основного собирателя с поверхностью минерала. Применение неионогенного компонента ОПДТК в составе ДЭДТКм в сочетании с ксантогенатом и растительным депрессором позволило повысить селективность разделения золотосодержащих пирита и арсенопирита (Патент РФ № 2397025) и снизить содержание мышьяка в пиритном концентрате [4].

Установлены размеры тонких пленок реагента на минеральных аншлифах и определены параметры рельефа поверхности, позволившие оценить степень покрытия реагентом поверхности минерала. Разработана оригинальная методика количественной оценки адсорбции комбинированного собирателя и растительного модификатора на минерале в условиях флотации [5, 6]. Определена площадь поверхности минерала, покрытая новообразованной фазой реагента, и степень покрытия реагентом (%).

На рисунке 1 представлен наиболее характерный снимок аншлифа халькопирита и размер площади покрытия реагентом ДБДТК. Произведенные замеры на нескольких участках поля зрения показали, что площадь покрытия реагентом поверхности минерала составила от 46 до 70%. На галените площадь покрытия составила в среднем 81 %, арсенопирите - 19-25%.



Общая площадь поверхности 69593 мкм ²	Площадь поверхности, покрытой реагентом, 32577 мкм ²	Степень покрытия реагентом, 46,8%
---	--	--------------------------------------

Рисунок 1 - Замер площади поверхности участка аншлифа халькопирита, покрытой реагентом ДБДТК. Лазерный микроскоп KEYENCE VK-9700. Увеличение 50х. Метка 100 мкм

Установлено, что степень покрытия реагентом ДЭДТКм поверхности арсенопирита в 3 раза ниже, чем халькопирита, и составляет 21,6 - 27% (для халькопирита – 65-72,2%), что обеспечивает преимущественную флотацию халькопирита по сравнению с арсенопиритом в концентрат. Суммарная площадь новообразований в виде капель, характеризующая физически сорбированный компонент раствора (ОПДТК или ДЭДТК₂) на арсенопирите составила 2,9 % от общей площади покрытия реагентом.

Тестовые испытания новых реагентных режимов в укрупненных лабораторных условиях на золотосодержащих рудах позволили экспериментально подтвердить эффективность применения новых реагентов с получением экономического эффекта от их внедрения. На примере руды Олимпиадинского месторождения показана возможность повышения извлечения Au на 7-10 % при повышении качества по Au на 3 – 8 г/т (рисунок 2).

Получены новые растительные сорбенты - ТБО (твердый остаток водной экстракции зеленой массы борщевика) и модифицированный 1,2-ди(1,3,5-дигиазин-5ил) этаном (ЭТХ) активированный уголь (УС-ЭТХ). ТБО обладает восстановительными свойствами и рекомендован для доизвлечения тонкого золота и ультратонких золотосодержащих минералов при сорбционном концентрировании золота из растворов и флотационной пульпы (рисунок 3). УС-ЭТХ апробирован в качестве адсорбента ультратонких частиц золотосодержащего пирита (-20+10) мкм при извлечении золота из хвостов Cu-Zn флотации [8].

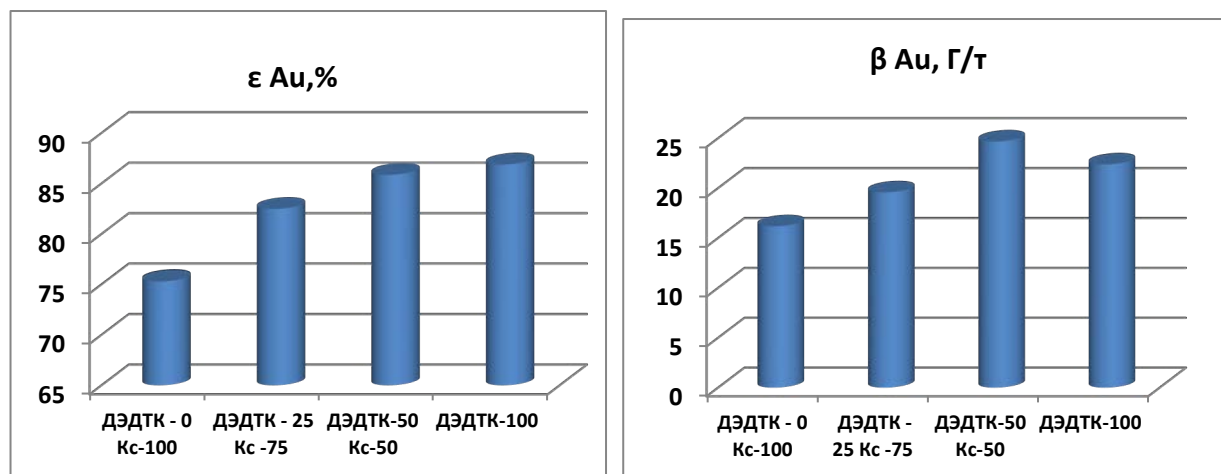


Рисунок 2 - Результаты флотации Au руды Олимпиадинского месторождения с применением диэтилдитиокарбамата

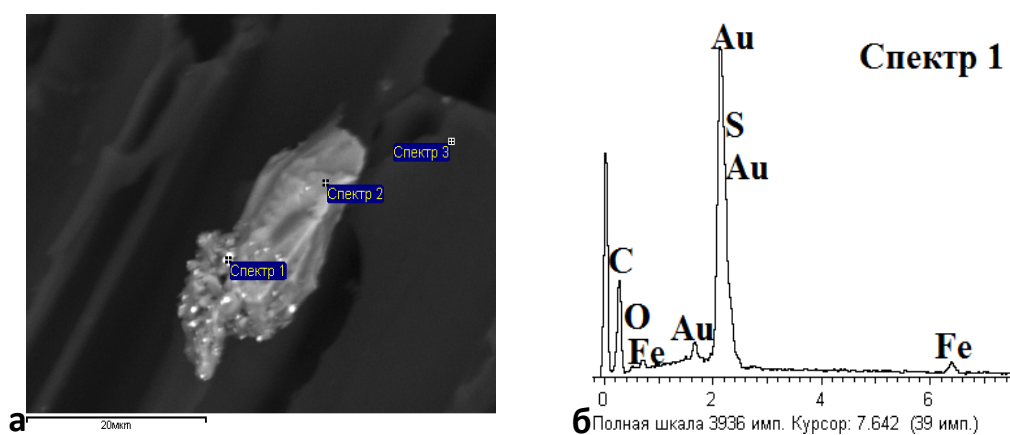


Рисунок 3 – Адсорбция $FeS_2(Au)$ на угольном сорбенте, модифицированном реагентом ЭТХ. Метка 20 мкм - а; спектр участка сорбента с $FeS_2(Au)$

Предложен и научно обоснован новый класс флотационных реагентов – термочувствительных полимеров (ТМП) с функциональными группами на золото для флокуляции и флотации шламовых фракций благородных металлов [9].

Установлен эффект селективной флокуляции золотосодержащих сульфидов за счет избирательной адсорбции ТМПФ на золоте. Предложены новые виды экологически безопасных модификаторов на основе растительного сырья. Установлен механизм действия многокомпонентных растительных экстрактов при флотации упорных золотосодержащих руд, обусловленный адсорбцией таннинсодержащих веществ на минералах пустой породы, пирите и арсенопирите, и гидрофобизирующем воздействии на золотосодержащие минералы. В результате испытания разработанного реагентного режима при флотации упорной золотосодержащей руды с применением растительного экстракта получен прирост содержания золота в концентрате в 1,2 раза при повышении извлечения золота на 2,5 – 8,5%.

Разработанные высокоэффективные реагенты-собиратели и модификаторы являются новыми флотационными реагентами, не имеющими аналогов, для извлечения микро- и наночастиц благородных металлов при обогащении минерального сырья

сложного состава, обеспечивающими повышение извлечения полезных продуктов и снижение потерь золота с отвальными продуктами обогащения.

Список использованных источников

1. Бочаров В.А., Игнаткина В.А. Технология обогащения золотосодержащего. – М.: «Руда и металлы», 2003
2. Kondos P., Gorain B. Development of breakthrough technologies for complex gold and copper-gold ores // Proc. XXVI IMPC, 24-28 Sept., 2012. – New Delhi - India. Book of abstracts, V.I.- P27.
3. Соложенкин П.М. Технология обогащения и переработки золотосурьмяных руд и концентратов // Прогрессивные технологии комплексной переработки минерального сырья / под ред. В. А. Чантурия. — М.: Изд. дом “Руда и металлы”, 2008. — С. 112 – 119.
4. Чантурия В.А., Матвеева Т.Н., Иванова Т.А. и др. Исследование нового класса комплексообразующих реагентов для селекции золотосодержащих пирита и арсенопирита // ФТПРПИ, 2011, №1, С.81-89.
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. Matveeva T.N., Ivanova T.A. Novel collectors and green modifiers for flotation of noble metals from refractory ores // Proceedings of the XXIX International Mineral Processing Congress (IMPC 2018). – Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum, 2019. – pp. 1947-1955.
8. Чантурия В.А., Иванова Т.А., Зимбовский И.Г. и др. Исследование модифицированных угольных сорбентов для доизвлечения тонкодисперсного золота в процессе флотационного обогащения // Цветные металлы – 2017. – №9. – С. 28-34.
9. Chanturia V.A., Matveeva T.N., Ivanova T.A., Getman V.V. Mechanism of interaction of cloud point polymers with platinum and gold in flotation of finely disseminated precious metal ores //Mineral Processing and ExtrActive Metallurgy Review. 2016. T. 37. № 3. С. 187-195.

**ПЕРСПЕКТИВНЫЕ ПРОЦЕССЫ И ТЕХНОЛОГИИ
ДЛЯ ПЕРЕРАБОТКИ ТЕХНОГЕННОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ***

Шадрунова И.В.¹, Зелинская Е.В.²

¹ *Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова Российской академии наук, Москва, Россия, e-mail: shadrupova_@mail.ru*

² *Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Иркутский национальный исследовательский технический университет», г. Иркутск, Россия, e-mail: zelinskaelena@mail.ru*

Abstract. The report is devoted to the problems of the use of waste mining and metallurgical production for their integrated use. It is shown that the priority task to solve this problem is the development and implementation of advanced innovative technologies for processing of technogenic raw materials.

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

Техногенное минеральное сырье – это отходы, образованные при добыче, первичной и глубокой переработке минерального сырья, получении и обработки металлов и других продуктов, которые могут служить источником воспроизводства сырья. Это отходы горно-металлургических производств (отвалы бедных руд, хвосты обогащения, шламы, пыли, лом, шлаки и др.), содержащие ценные минеральные компоненты.

Потери технологических разностей руды при добыче оцениваются в 10-12% при открытой разработке и до 25% при подземной. Забалансовые и частично балансовые запасы полезных ископаемых не извлекаются из недр или направляются в отвалы. На стадии обогащения потери ценных компонентов (в виде хвостов, шламов и т. п.) еще больше: 15-40 % в зависимости от вида сырья и разновидности минеральных фаз, в которых присутствует ценный компонент. При металлургическом переделе потери достигают 10-20%.

Техногенное минеральное сырье как правило сосредоточено в техногенных месторождениях – отвалах горнодобывающих предприятий, хвостохранилищах обогатительных фабрик, шлакозольных отвалах топливно-энергетического комплекса и металлургического производства, шламо-, шлако- и т.д. отвалах химической отрасли. Данные техногенные образования могут считаться месторождениями, если по количеству и качеству содержащегося в них минерального сырья они пригодны для промышленного использования в настоящее время или в будущем по мере развития науки и техники и изменения экономических условий [1].

По различным данным в отвалах горнодобывающих, горноперерабатывающих и металлургических предприятий в России образовано и накоплено от 12 до 100 млрд т отходов. Каждый год образуется дополнительно в пределах 5 000 млн. т отходов. Это проблема как экономическая, так и экологическая. Экономический ущерб, который несет государство в связи с высокими потерями в данных отраслях, связан с недополучением прибыли за счет потерь ценного компонента на всех этапах переработки, отсутствием комплексного извлечения ценных компонентов и с дополнительными затратами в связи с необходимостью утилизации отходов. Колоссальное количество отходов требует значительных финансовых ресурсов на их перемещение, складирование, компенсационные выплаты и т.д., при этом в структуре затрат на добычу, обогащение и металлургический передел доля средств, связанных с обращением с отходами, доходит до 30-40 процентов.

В этой связи первостепенной для отрасли и государства в целом становится задача ресурсосбережения и использования техногенных ресурсов. Важнейшим аспектом ее решения является необходимость разработки и внедрения новых технологий первичной переработки сырья и адаптированных технологий, пригодных для использования отходов с целью доизвлечения из них ценных компонентов. Необходимо также развивать возможности использования крупнотоннажной пустой породы и отходов, бесперспективных с точки зрения доизвлечения полезных ископаемых.

В настоящее время в России осуществляется переход к наилучшим доступным технологиям (НДТ), который официально стартовал в июле 2014 года с принятием Федерального закона от 21.07.2014 года № 219-ФЗ, по которому предприятия должны внедрять экономически рентабельные технологии, минимизирующие образование отходов и выбросов. В числе справочников, аккумулирующих данные о НДТ, касающихся отраслей

переработки минерального сырья, такие, как «Добыча и обогащение железных руд», «Добыча и обогащение руд цветных металлов» и др. Однако они не содержат сведений по технологиям переработки отходов соответствующих производств. Специальный справочник «Утилизация и обезвреживание отходов» также не касается минеральных отходов рассматриваемых отраслей. Таким образом, переработка отходов и доизвлечение ценных компонентов «выпало» несправедливо из внимания природоохранных проблем, но остается, тем не менее, одной из главных задач отрасли.

В работах отечественных и зарубежных исследователей Б.Н. Ласкорина, А.М. Гольмана, В.А. Чантурия, К.Н. Трубецкого, Г.Н. Назаровой, В.П. Неберы, П.М. Соложенкина, В.М. Авдохина, В.А. Бочарова, E. Mane, T.A. Pinfeld, F. Sebba, J. A. Lusher, W. Walkowiak, K. Jurkewicz, A.J. Rubin, R. Lemlich и др. доказано, что переводение отходов горного производства в качественное сырье для других отраслей и получение на их основе новых продуктов (реутилизация) является концептуальной основой теории и практики комплексного использования сырья.

Безусловно, одним из основных направлений утилизации отходов горнодобывающей промышленности являются получение металлов и других ценных компонентов из техногенного сырья, а также производство строительных материалов или прямое использование отходов в стройиндустрии без дополнительной переработки.

Значительный опыт использования вторичных минеральных ресурсов, в частности, хвостов обогащения и забалансовых руд для дополнительного получения цветных и благородных металлов накоплен в США, Канаде, Японии, Великобритании, Германии, Австралии, ЮАР. Так, применение гидрметаллургических методов и кучного выщелачивания позволяет при переработке текущих хвостов и старых отвалов с содержанием меди 0,20-0,40 % получать концентрат, содержащий до 20 % меди. В Японии флотационным способом с применением серной кислоты перерабатывают хвосты отвалов, содержащих примерно 0,30 % меди, 0,30 % цинка и 5,5 % серы. Во многих странах успешно реализуется производство строительных материалов, например, пористого шифера, легкого бетона, кирпичей, строительных блоков из хвостов с введением в них соответствующих добавок

В России имеется опыт переработки техногенных месторождений. Так, на предприятиях Урала еще в начале 21 века было переработано более 11 млн т техногенных образований, в том числе: отходов металлургического комплекса – более 5 млн т, отходов добычи и обогащения – более 6 млн т и незначительная часть прочих отходов. Из отходов техногенных образований получали медный концентрат, черновую и рафинированную медь, железо, феррохром, строительный щебень, строительный песок, сульфата алюминия и т.д. [2].

В настоящее время перспективными технологиями переработки горных и металлургических отходов являются:

- технологии утилизации угольных шламов, основанные на раздельном обогащении разных классов на центробежных и винтовых сепараторах;
- получение из шламов водоугольных суспензий для выработки энергии с утилизацией зольного продукта в строительном производстве;

- бактериальное выщелачивание отходов пиromеталлургической переработки сульфидных руд: пиритных огарков и медных шлаков;
- технология переработки отходов обогащения К–Mg руд, находящихся в шламохранилищах и солеотвалах, включающая обогащение шламов с применением гидроциклонирования, фильтрации, грануляции, сушки гранул, высокотемпературного хлорирующего обжига и получением продукта обжига;
- комплекс технологий для извлечения золота из техногенных объектов: аммиачно-тиосульфатное выщелачивание; угольно-сорбционная технология; угольно-масляная агломерация; тиокарбамидное выщелачивание; гидрофторидное вскрытие, йодидное выщелачивание и др.;
- реутилизация вторичных продуктов очистки техногенных вод горных предприятий;
- использование минеральных продуктов переработки техногенного сырья для взаимодействия с компонентами природных вод с образованием водонепроницаемых структур, т.н. «гель-технологии» и другие.

Опыт использования вторичных минеральных ресурсов в Российской Федерации, а также за рубежом свидетельствует, что отходы горного производства могут быть значительными источниками получения различных полезных компонентов.

При этом задача разработки и внедрения новых перспективных технологий переработки техногенного сырья в нашей стране является приоритетной. Основными направлениями развития технологий в настоящее время являются:

- обоснование и разработка технологических процессов извлечения ценных компонентов из отходов горно-обогажительного производства;
- разработка комплексных технологий на основе комбинирования методов первичного обогащения с химико-металлургическими методами переработки;
- обоснование и разработка методов, технологических процессов и схем получения дополнительной продукции из нерудной части отходов добычи и переработки и вторично образующихся отходов при вовлечении техногенного сырья в производство [3].

Вовлечение техногенных образований в процесс комплексного освоения минерального сырья на базе новых перспективных технологий позволит получить многосторонний эффект экономического, экологического и имиджевого характера, что позволит вывести минерально-сырьевой сектор экономики России в число передовых технологических отраслей и соответствовать целям, изложенным в программе ООН «Преобразование нашего мира: Повестка дня в области устойчивого развития на период до 2030 года».

Список использованных источников

1. Быховский Л. З. Спорыхина Л.В. Техногенные отходы как резерв пополнения минерально-сырьевой базы: состояние и проблемы освоения // Минеральные ресурсы России. Экономика и управление. 2011. № 4. С. 15–20.
2. Комплексное устойчивое управление отходами. Горнодобывающая промышленность. Учебное пособие /В.И. Петухов и другие; под ред. В.И. Петухова. – Москва: Изд-во: РАЕ, 2016. 638 с.
3. Экологически ориентированная переработка горнопромышленных отходов [Ин-т проблем комплекс. освоения недр им. акад. Н.В. Мельникова РАН; под общ. ред. акад. РАН В.А. Чантурия и д.т.н. И.В. Шадруновой. – М.: Изд-во «Спутник +», 2018. – 200 с.

ОСОБЕННОСТИ ГЛУБОКОГО ОБОГАЩЕНИЯ МИНЕРАЛЬНОГО И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ, СОДЕРЖАЩЕГО ТОНКИЕ ШЛАМЫ

Газалеева Г.И.

ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия, umbr@umbr.ru

Abstract. The article highlights the new procedure of choosing special methods of disintegration for mineral and technogenic rock materials with fines and slimes. There are the classifications special methods, like selective flocculation, energy influence without and with dispergations and classifications. The article describe different examples of technology for feldspar ore, red mood and tin waste with fines particles. There are also describe the mechanism of processing.

В современной мировой классификации процессов переработки минералов (Mineral Processing) достаточно много лет существует направление обогащения тонких частиц и шламов (Processing of fines and slimes) [1]. Развитие данного направления обусловлено как вовлечением в переработку более сложных руд, склонных к ошламованию, так и необходимостью обогащения хвостов обогатительных фабрик, содержащих тонкие шламовые частицы.

Ранее [2] к тонким шламам относили частицы минералов крупностью либо менее 50 мкм, либо – менее 44 мкм. Однако, современная практика обогащения минерального и техногенного сырья показала, что частицы более 30 - 20 мкм сейчас обогащают достаточно эффективно многими методами, например, флотацией или гравитацией. Таким образом, на современном этапе к тонким шламам можно отнести продукты обогащения и техногенные отходы крупностью менее 20-30 мкм.

Диагностика тонких шламов на современном уровне проводится с определением гранулометрического состава, распределения полезных компонентов по классам крупности и степени раскрытия минералов с использованием лазерных гранулометров, ситовых анализаторов на мелких ситах и оптической и электронной микроскопии с применением современного программного обеспечения.

Объектом исследований являлось как минеральное сырье, склонное к ошламованию, в том числе: комплексные руды аномальной зоны Ковдорского месторождения, кварц-каолин-полевошпатовые руды месторождения Бисембай, Республика Казахстан, шламы обогащения гематит-гидрогетитовых руд Индии, так и техногенном сырье: замасленные шламы Магнитогорского Metallургического Комбината (ММК), оловянные хвосты Солнечного ГОКа (Дальний Восток), красные шламы УАЗа (Средний Урал). Были испытаны различные варианты схем, проведены лабораторные и полупромышленные эксперименты с использованием современного оборудования.

Ниже впервые приведена классификация видов специальной подготовки тонких шламов к обогащению. Процессы подготовки подразделяются на: - селективную флокуляцию; - энергетические воздействия; - сочетание энергетических воздействий с диспергацией; - сочетание энергетических воздействий с классификацией и др.

Селективная флокуляция – это процесс агрегирования одноименных минералов с последующим их осаждением или разделением. Механизм селективной флокуляции можно описать с использованием теории функционала плотности (DFT) [3] для поверхности различных минералов, например, гематит-гидрогетитовых шламов

обогащения железной руды (Индия), крупностью менее 25 мкм. С помощью DFT для минералов пробы была определена интерактивная энергия поверхности при использовании селективного флокулянта хитозан. Для ее определения вычислялся аппроксимированный градиент Perdew–Burke–Ernzerhoff и пьезо потенциал. Интерактивная энергия E_{int} поверхности вычислялась по формуле:

$$E_{int} = E_{complex} - (E_{slab} - E_{molecule}); \quad (1)$$

где $E_{complex}$ - общая энергия адсорбции минеральной поверхности частицы;

E_{slab} – общая энергия адсорбции минеральной поверхности данного минерала;

$E_{molecule}$ - общая энергия адсорбции минеральной поверхности данного минерала, занятого хитозаном.

По данным определения E_{int} стало возможным ранжировать основные минералы пробы по этому показателю, а значит по силе взаимодействия с хитозаном (таблица).

Таблица – Результаты расчета интерактивной энергии поверхности минералов пробы при использовании хитозана

№ п/п	Минерал	Интерактивная энергия поверхности, Ккал/моль
1	Гематит	-70,5
2	Гидрогетит	-34,57
3	Гиббсит	-18,34
4	Каолинит	-6,85

На рисунке 1 приведен ориентировочный механизм взаимодействия хитозана с различными минералами. В случае гематита - это взаимосвязи Fe – O и Fe – N. У гидрогетита и каолинита скорее всего наиболее активной является гидроксильная группа, для гиббсита - Si – O.

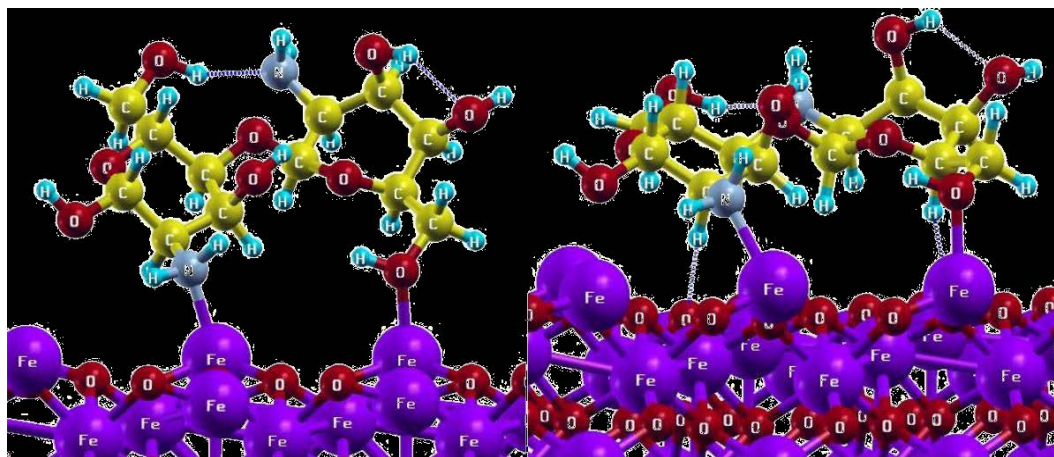


Рисунок 1 – Предположительный механизм взаимодействия хитозана с гематитом

Лабораторные эксперименты подтвердили результаты теоретических исследований процесса селективной флокуляции, и позволили получить железный концентрат с содержанием железа общего 60 % с извлечением 74 %.

Исследовалась возможность применения **энергетических воздействий** на замасленные шламы ММК (**кавитация**) и оловянные шламовые хвосты Солнечного ГОКа (**ультразвук**). Механизм кавитационного воздействия сводится к образованию в жидкости или пульпе полостей (кавитационных пузырьков или каверн), заполненных

газом, паром или их смесью. Кавитация возникает в результате местного понижения давления в жидкости. При этом жидкость или пульпа как бы «вскипают» за счет образования парагазовых пузырьков микроскопических размеров. Перемещаясь вместе с потоком в область с более высоким давлением или во время полупериода сжатия, кавитационные пузырьки схлопываются несколько тысяч раз в секунду, излучая при этом ударную волну, которая либо очищает, либо разрушает частицу пульпы. Описан механизм очистки железорудных шламов и замасленной окалина от (масла) нефтепродуктов. В условиях гидродинамической кавитации действует следующая модель (рисунок 2) очистки частиц окалина от масла (нефтепродуктов).

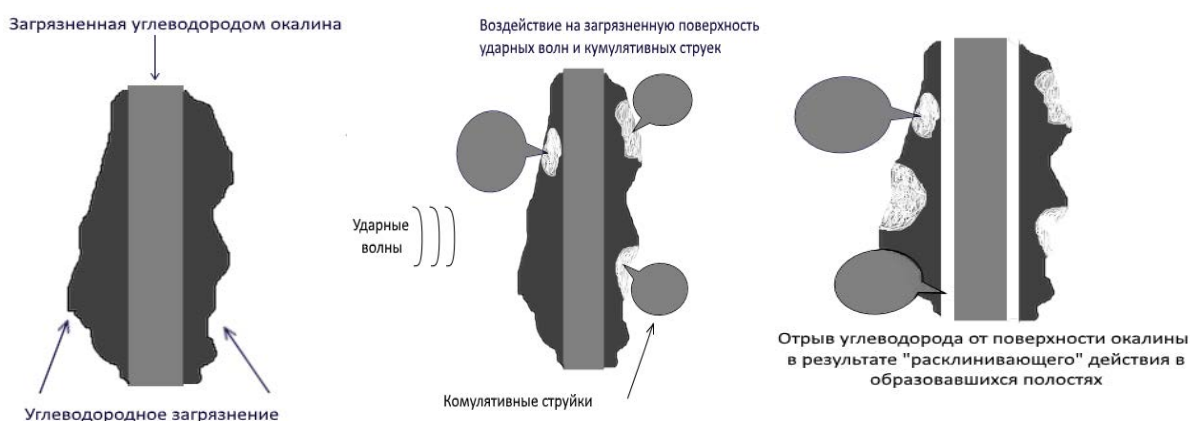


Рисунок 2 – Механизм очистки поверхности частицы от масла

Применение трех ступеней кавитационной обработки в аппаратах РИА в сочетании с мокрой магнитной сепарацией позволило получить из тонких замасленных шламов ММК железный концентрат с содержанием $Fe_{\text{общ}} = 62,47\%$ при снижении содержания масел в нем с 6,0 % до 0,3 %. Конструкция РИА приведена на рисунке 3.

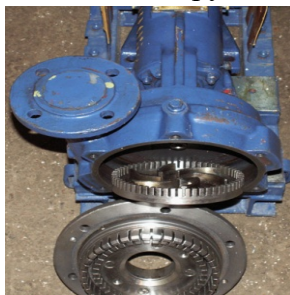


Рисунок 3 – конструкция РИА

Применение **ультразвуковой обработки** в голове схемы обогащения шламовых хвостов Солнечного ГОКа позволило очистить кварц от примазок оловянных и медных минералов, и выделить его в хвосты в количестве 47,82 % при извлечении олова в черновые концентраты на уровне 87,63 %, меди – 89,49 % (рисунок 4).

Многие техногенные отходы с повышенным содержанием тонких шламов для сохранения в шламохранилищах обрабатываются специальными реагентами. Это приводит к образованию флокул, что препятствует их обогащению, так как флоккулы не селективны, а содержат все минералы, содержащиеся в шламах.

Красные шламы Уральского алюминиевого завода (УАЗ) представляют собой именно такой продукт. На рисунке 5 представлен шлиф красного шлама с образованием флоккулы. Красный шлам УАЗа на 83 % представлен классом крупности 5 мкм.

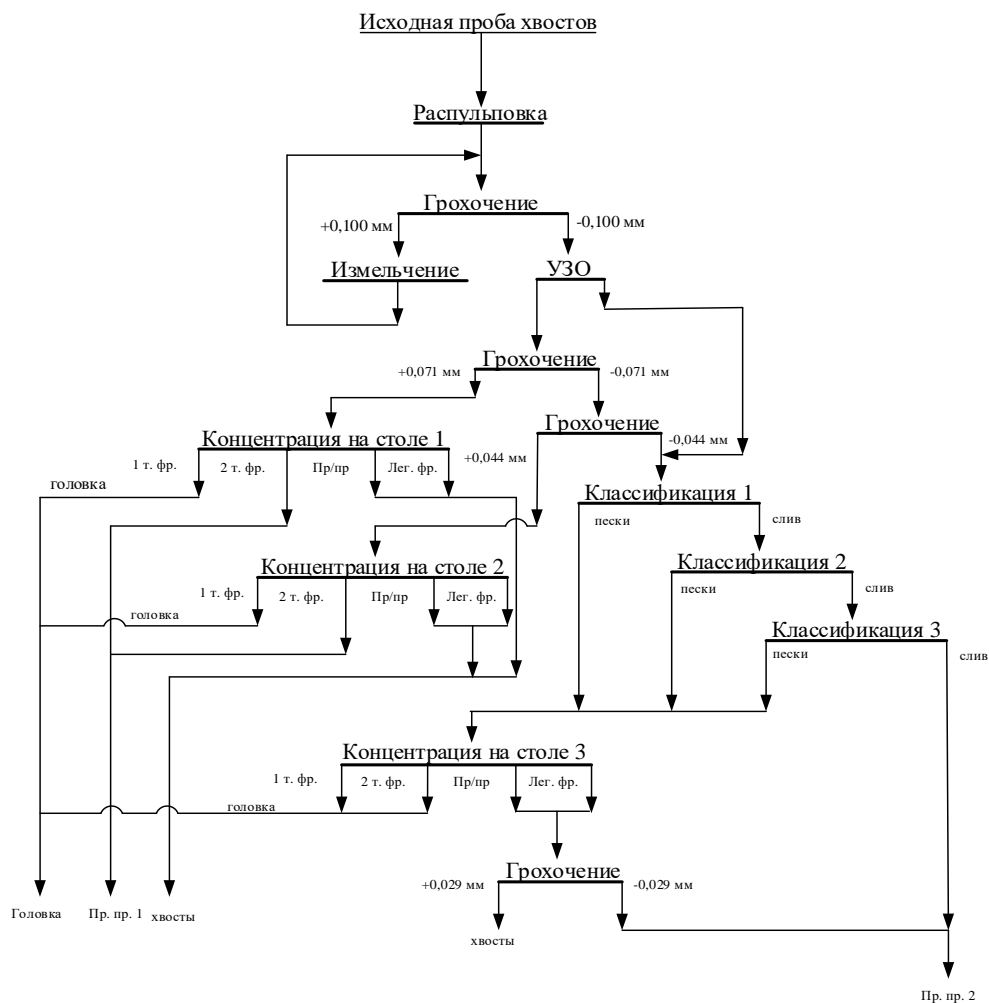


Рисунок 4 - Коллективная схема получения черновых олово-медных концентратов из хвостов Солнечного ГОКа

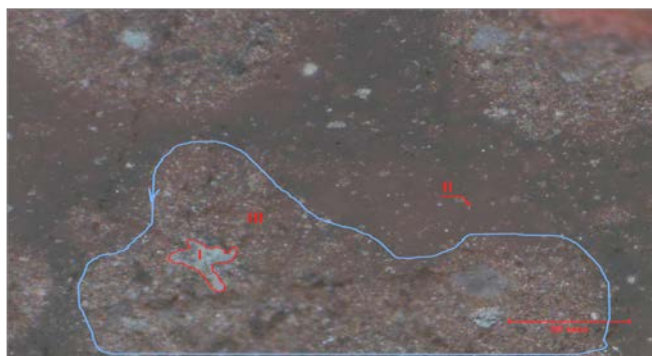


Рисунок 5 - Исходная проба красных шламов УАЗа:
гематитовый агрегат(I) окруженный микро-зернами рудных и нерудных минералов(III). II – свободные микро-зерна минералов; полированный аншлиф, отраженный свет, без анализатора

Применение кавитационной обработки с добавлением диспергатора ГМФ позволило разработать технологическую схему обогащения красных шламов УАЗа с получением железного концентрата $Fe_{общ} = 50\%$ при выходе 17%. Механизм процесса таков: кавитационное воздействие РИА разбивает флоккулы, а диспергатор ГМФ (гексаметафосфат) не позволяет им снова образовываться. Таким образом, на магнитную сепарацию частицы поступают в виде отдельных зерен и эффективно разделяются.

Сочетание 2-х стадий **ультразвуковой обработки с гидроциклонированием** в схеме

обогащения кварц-полевошпат-каолиновой руды Бисембаевского месторождения (Республика Казахстан) дало возможность отделить сверхтонкий каолин крупностью 10-15 мкм от кварца и полевого шпата с получением готовых концентратов.

Таким образом, применение селективной флокуляции, энергетических воздействий (кавитации и ультразвука) на поверхность минералов тонких шламов отдельно и в сочетании с диспергацией и классификацией успешно выполняет задачи подготовки шламов к обогащению.

Список используемых источников

1. Jeldres M., Jeldres R.J., Gutierrez L. Use of guar gum as a clay-flocculating agent for chalcopryrite flotation //IMPC 2018, 29th International Mineral Processing Congress. Moscow. 2018. С. 2262-2268.
2. Газалеева Г.И., Братыгин Е.В., Власов И.А. и др. Влияние тонких шламов на выбор схем рудоподготовки ниобиевых руд // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. № 1, 2016. С.-170-178.
3. Сатанин А.М. Введение в теорию функционала плотности //Учебно-методическое пособие. Нижний Новгород. 2009. – 64 с.

ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ ПЕРЕРАБОТКИ НЕТРАДИЦИОННЫХ ВИДОВ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

Курков А.В., Ануфриева С.И., Рогожин А.А

Федеральное государственное бюджетное учреждение «Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья им. Н.М. Федоровского», Роснедра, Москва, Россия, e-mail: kurkov@vims-geo.ru; anufrieva.05@mail.ru; rogojin@df.ru

Abstract. A number of technological developments to produce marketable products from non-traditional types of mineral raw materials such as rutile eclogites, shungite rocks, rare-earth-beryllium ores are presented.

К нетрадиционным источникам минерального сырья относятся такие виды минерального сырья, добыча которых в промышленных масштабах в Российской Федерации не была освоена до настоящего времени. К ним также относятся и источники минерального сырья, уже вовлеченные в эксплуатацию в зарубежных странах и имеющие потенциал к открытию и освоению на территории России. Возможность расширения отечественной сырьевой базы за счет таких источников с получением высоколиквидной продукции определяет актуальность создания эффективных технологий для их переработки.

В ФГБУ «ВИМС» проведен анализ и систематизация нетрадиционных источников минерального сырья, наиболее актуальными из которых являются перовскитовые руды, рутиловые эклогиты, вольфрам-порфиновые объекты, эвдиалитовые руды, сынныриты, объекты уран-фосфор-редкоземельного оруденения в скоплениях костного детрита, россыпной технической гранат, шунгитовые породы, палыгорскитовые глины и др.

В ФГБУ «ВИМС» также проведены исследования по разработке технологий переработки некоторых видов нетрадиционного сырья: рутиловых эклогитов,

шунгитовых пород, редкоземельно-бериллиевых руд для оценки возможности их промышленного освоения.

Рутиловые эклогиты Норвегии как комплексный источник титана и технического граната стали одним из наиболее значимых и коммерчески эффективных открытий в области нетрадиционных источников минерального сырья последних лет. В то же время в 60-е годы прошлого века аналогичный тип оруденения был выявлен в Российской Федерации - Максютковский эклогитовый комплекс (Южный Урал). Рутиловые эклогиты, несмотря на низкое (3–4 %) содержание TiO_2 , могут рассматриваться в качестве перспективного объекта для промышленной эксплуатации, поскольку содержат два ценных компонента — гранат и рутил, каждый из которых имеет высокую востребованность промышленностью. Гранат стал важным промышленным минералом в силу широкого распространения технологий гидроабразивной резки и механической очистки вод с его использованием.

Технологические исследования были проведены на рутиловых эклогитах, имеющих следующий минеральный состав, %: рутил -3, гранаты - 20, пироксен -6, амфиболы-48, кварц - 19 и другие силикаты - 4. Раскрытие рутила происходит в классе крупности -0,1+0,045 мм.

На основании результатов исследования технологических свойств данного рудного сырья была разработана комбинированная схема на основе физических методов обогащения, включающая дробление исходной руды, отсадку дробленого материала, раздельное измельчение и доводку концентрата и хвостов отсадки на винтовых шлюзах и концентрационных столах; цикл магнитного обогащения концентратов и хвостов концентрационных столов с получением гранатового концентрата; цикл получения рутилового концентрата — магнитная и электрическая сепарации.

Проведенные технологические исследования установили возможность получения двух концентратов — рутилового и гранатового: кондиционный рутиловый концентрат содержит 95,79% TiO_2 (95,5% рутила) при извлечении TiO_2 72,3% от исходной руды; гранатовый концентрат на 94% состоит из минералов группы граната с выходом от руды 26,9%.

Предложенный технологический подход к переработке рутиловых эклогитов позволит расширить экономически эффективную минерально-сырьевую базу рутила наряду с россыпными месторождениями, а также получить технический гранатовый концентрат, перспективный для снижения зависимости от импорта.

Шунгитовые породы представляют собой необычный по структуре природный композит, основными компонентами которого являются кремний и углерод, характеризующиеся наличием целого ряда промышленно полезных свойств (высокая каталитическая и биологическая активность, химическая стойкость, адсорбционные, восстановительные, радиоэкранирующие свойства, высокая электропроводность). Это позволяет рассматривать их как ценное многоцелевое минеральное сырье. Основные месторождения и проявления углерода в виде вещества зафиксированы в Казахстане, в пределах Воронежского массива и Карелии.

В ФГБУ «ВИМС» разработана комплексная технологическая схема переработки шунгитовых пород на примере Зажогинского месторождения (Карелия), позволяющая

получать продукты определенного фракционного состава и технологических характеристики (сорбционный шунгитовый материал, шунгитовый наполнитель, сорбент, спецнаполнители, пигмент). Исходный материал может быть переработан по трем вариантам схемы (рисунок) с получением новых товарных продуктов различного назначения.



Рисунок – Блок - схема комплексной переработки шунгитового сырья

Предложенная технологическая схема позволяет гибко изменять соотношение выпускаемых товарных фракций путем изменения режима дробления и классификации, а также перераспределения потоков материала на всех стадиях переработки в зависимости от поставленной задачи и потребности рынка в тех или иных выпускаемых товарных продуктах.

К нетрадиционным источникам минерального сырья также относятся и новые промышленные руды, для которых не существует разработанных технологических схем переработки сырья. Так, в мире нет ни одного предприятия, перерабатывающего редкоземельно-бериллиевые руды. Последние работы по изучению возможности переработки данных руд проводились в СССР в 70–80-е гг прошлого века, с тех пор новых данных в отчетных и литературных источниках не появлялось.

Руды относятся к новому промышленно-генетическому типу редкометалльного оруденения, связанного с щелочным метасоматозом пород-диабазов. Исследования по изучению обогатимости бериллиево-редкоземельных руд были проведены на пробе руды с содержанием BeO — 0,34%, ΣPZO — 1,50%, Li_2O — 0,25%. Бериллий связан с лейкофаном, а редкоземельный комплекс с бастнезитом и ортитом. Содержание полезных минералов незначительно, они тесно ассоциируют с порообразующими минералами, в которых образуют неравномерную вкрапленность. Раскрываемость лейкофана в пробе происходит значительно хуже, чем бастнезита. Размер индивидуализированных зерен

лейкофана не превышает 0,04 мм, что существенно ограничивает возможности извлечения минерала в концентраты обогащения. Литий связан с главным породообразующим минералом — амфиболом, поэтому его селективное концентрирование в продуктах обогащения невозможно. Минералогические особенности данной руды в целом, и рудных минералов в частности, ограниченная возможность раскрытия лейкофана и минеральная форма лития определяют ее трудную обогатимость.

Проведенными исследованиями установлено, что наиболее эффективным является флотационное обогащение руды с применением нового комбинированного собирателя. Разработанный режим флотации с использованием этого собирателя обеспечивает наиболее простой вариант технологической схемы (основная и контрольная флотация, одна-две перечистки пенного продукта) при минимальном расходе собирателей, исключении тепловой обработки пульпы и использования токсичных реагентов.

В результате флотационного обогащения получен коллективный концентрат с выходом 25,6%, содержанием 5,18% $\Sigma\text{PЗЭ}$ при извлечении 88,3% от руды, в который также извлекается 48,6% BeO (при содержании 0,65%), и 32,9% Li_2O (при содержании 0,32%). Следует отметить, что извлечение бериллия и лития в коллективный концентрат в этих условиях соответствует структурным особенностям данной руды. Повышение содержания редкоземельных элементов в концентрате приводит к снижению извлечения бериллия и лития, а это в свою очередь уменьшает стоимость конечной продукции.

С целью комплексного извлечения из концентрата обогащения бериллия и РЗЭ была предложена и опробована технологическая схема, основными операциями которой являлись: сульфатизация концентрата обогащения при температуре 200–250°C с последующим водным выщелачиванием сульфатной массы, при котором в раствор переходит основная масса бериллия, а РЗЭ остаются в кеке от выщелачивания.

Из бериллийсодержащего раствора после очистки его от железа известкованием осуществляли осаждение гидроксида бериллия с использованием аммиачно-щелочного раствора. Из раствора после отделения гидроксида бериллия получают карбонат лития. РЗЭ выделяли из кека в виде осадка двойных сульфатов редких земель, который разлагают щелочью с образованием гидроксидов РЗЭ.

В результате получен гидроксид бериллия с содержанием BeO 16,5%, гидроксиды редких земель с содержанием $\Sigma\text{TR}_2\text{O}_3$ 45,6%, карбонат лития с содержанием основного вещества 99,0% с извлечением от концентрата 74,4%; 76,0% и 75,2% соответственно. Проведенные исследования показали принципиальную возможность получения из нового вида бериллий-редкоземельного сырья товарных продуктов: оксида бериллия, суммарного концентрата оксидов РЗЭ и карбоната лития.

Таким образом, разработка технологий комплексной переработки нетрадиционных видов минерального сырья является эффективным направлением расширения отечественной минерально-сырьевой базы для вовлечения в промышленное освоение новых геолого-промышленных типов рудного сырья с получением конкурентоспособной ликвидной продукцией широкого ассортимента.

**РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ НАКОПИТЕЛЬНЫХ
КОЛЛОИДНЫХ ОСАДКОВ ШЛАМ-ЛИГНИНА ОАО «БЦБК»**

Богданов А.В., Федотов К.В., Качор О.Л., Шатрова А.С.

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Иркутский национальный исследовательский технический университет», г. Иркутск, Россия, e-mail: bogdanov@istu.edu

Abstract. The accumulated hazardous colloidal precipitates of sludge lignin in the Baikalsk Pulp and Paper Mill are located in the vicinity of settlements and four hundred metres from Lake Baikal. The area of their location is considered to be mudflow dangerous; therefore, any failure in the sediment storage tanks can trigger socioecological technogenic catastrophes.

Руководствуясь федеральным законом №89-ФЗ от 24 июня 1998 года «Об отходах производства и потребления» отходы, накопленные в результате прошлой хозяйственной деятельности необходимо рассматривать как техногенное сырье, подлежащее переработке с целью получения из него ценных компонентов. При этом технология переработки отходов, базирующаяся на принципах наилучших доступных технологий, согласно ГОСТ Р 55827-2013, должна учитывать их ресурсный потенциал, необходимость охраны окружающей среды и здоровье людей. Одним из таких примеров является экологически безопасная технология переработки накопленных отходов ОАО «Байкальский ЦБК» (ОАО «БЦБК»), объемом более 8 млн. м³, которые складированы в картах-накопителях, расположенных на двух промплощадках – Солзанская, площадью более 105 га, и Бабхинская, площадью более 33 га. Накопленные опасные коллоидные осадки шлам-лигнина находятся в непосредственной близости от населенных пунктов и четырехстах метрах от озера Байкал, при этом район их расположения относится к селеопасным территориям, где с 1902 по 1972 годы селевые паводки прошли 15 раз. В 1934 году сель снес половину города Слюдянка с населением более 14 тыс. человек, расположенного в 28 километрах от Бабхинской промплощадки, а в 1971 году – 15 мостов и 150 м полотна железной дороги. Последний раз сход селя произошел в 2014 г. в поселке Аршан с населением около 3 тыс. человек, расположенном в 100 км от Солзанской промплощадки, в результате чего были размывы все дороги, разрушены мосты, 19 домов не подлежали восстановлению, а всего пострадало 202 строения. Периодичность этих событий составляет около 40 лет, следующий сход крупного селевого потока вполне возможен в ближайшие годы. Ситуация обострена и тем, что карты-накопители находятся в районе тектонического разлома Байкальской рифтовой зоны, которая характеризуется высокой сейсмической активностью. В случае прорыва дамб карт-накопителей может произойти социально-экологическая техногенная катастрофа, которая повлечет за собой необратимые последствия для окружающей среды всего района Южного Прибайкалья. Целью исследований являлась разработка экологически безопасной технологии переработки накопленных отходов ОАО «Байкальский ЦБК».

В ходе проведения лабораторных и опытно-промышленных испытаний было установлено, что в процессе естественного вымораживания коллоидных осадков шлам-лигнина ОАО «БЦБК» выделяется три фракции: деминерализованная вода – до 25 %, которая по своему составу близка к пресной воде; минерализованная вода – до 15 % и

деструктурированный коллоидный осадок – до 60 %, который по своей консистенции переходит от пластичной массы в гранулированное состояние. Вымораживание осадка приводит к разрушению его коллоидной структуры и уменьшению объема, в зависимости от его состава, на 40-50 %, при этом существенно изменяются его физико-химические свойства. Влажность деструктурированного осадка уменьшается на 10-20 %, удельное сопротивление фильтрации осадка в 5-10 раз, поверхностный заряд (ζ -потенциал) в 2-3 раза, константа влагоотдачи увеличивается в 1,5 раза, содержание бенз(а)пирена снижается в 4-9 раз, всхожесть семян кресс-салата увеличивается на 10-25 %. Осадки шлам-лигнина после вымораживания переходят в среднем значении с третьего (умеренно опасные) в четвертый класс (малоопасные) и по своим характеристикам соответствуют отходу ФККО 7 20 000 00 00 0 «Отходы при сборе и обработке сточных вод, вод систем оборотного водоснабжения» и, согласно, ГОСТ 54534-2011 «Ресурсосбережение. Осадки сточных вод. Требования при использовании для рекультивации нарушенных земель», ГОСТ Р 55570-2013 «Удобрения органические. Биокомпосты. Технические условия», ГОСТ Р 54651-2011 «Удобрения органические на основе осадков сточных вод. Технические условия» могут быть использованы в технической и биологической рекультивации отработанных карьеров в горной отрасли, откосов дорожного полотна, восстановление лесополос (компост) и другом применении, в соответствии со своим назначением. Опытные-промышленные испытания на Солзанской промплощадке по вымораживанию-оттаиванию осадка показали, что для получения биогрунта в качестве добавки наилучшие результаты достигаются с активным илом КОС г. Байкальск. Также, после вымораживания осадка, можно рекультивировать карты с применением метода мелиорации для осушения осадков на всю глубину их залегания с интенсификацией процессов их естественного самозаращения.

Суть возможного решения проблемы утилизации черного щелока заключается в проведении процессов биологической и химической очистки непосредственно в отстойнике, где хранится черный щелок, для подачи воздуха на дно которого необходимо поместить барботажное устройство. Активный ил можно взять на КОС г. Байкальск. Осадок после разделения черного щелока может быть использован в качестве замутнителя для осаждения шлам-лигнина на картах. Осветленная вода может быть направлена на КОС г. Байкальск.

После окончания этапа опытно-промышленных испытаний по вымораживанию, осадок подвергнулся оттаиванию и дальнейшему исследованию, в ходе которого было установлено, что после вымораживания коллоидного осадка шлам-лигнина меняется его структура и образуется три фракции: деминерализованная вода – до 25 %, которая по своему составу близка к пресной воде, минерализованная вода – до 15 % и деструктурированный коллоидный осадок – до 60 %, при этом, общий объем осадка сокращается до 40%.

Проведенные исследования по определению токсичности осадков шлам-лигнина до и после вымораживания по двум тест-объектам показали, что вымораживание коллоидных осадков шлам-лигнина ОАО «БЦБК» приводит не только к сокращению их объемов, но и к снижению токсичности с третьего в четвертый класс опасности, т.е. малоопасные отходы. Перевод умеренно опасных отходов в категорию малоопасных позволяет повысить

экологическую безопасность технологии, а также снизить плату за их размещение в два раза.

Технология комплексной переработки отходов карт-накопителей ОАО «БЦБК» состоит из двух основных этапов работ. Первый этап работ выполняется в холодный период времени года и направлен на создание условий протекания процессов естественного вымораживания коллоидных осадков, который заключается в удалении с поверхности карт-накопителей снежного покрова, препятствующего промерзанию осадка с применением турбин машин типа АИСТ-5ТМ, и образовавшегося льда (вывозка в отстойники КОС ОАО «БЦБК») с применением гусеничной техники типа Bobcat и ледорубных установок. Второй этап работ реализуется в теплое время года и заключается в непосредственной переработке отходов в зависимости от их морфологических и физико-химических свойств и состава.

Таким образом, предложенная экологически безопасная технология переработки накопленных отходов ОАО «БЦБК» позволит не только сократить технико-экономические затраты и повысить социально-экологическую безопасность с ожидаемым экологическим эффектом 17,7 млрд. руб., но и получить ценный товарный продукт для изготовления цемента М-400. Разработанная технология может быть применена к аналогичным накопленным отходам, объемом более 2 млн. т, на ОАО «Селенгинский ЦКК», республика Бурятия.

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ МИНЕРАЛОГИЯ. ДЕЗИНТЕГРАЦИЯ И РУДОПОДГОТОВКА

О КОМПЛЕКСНОМ ПОДХОДЕ К ВЫЯВЛЕНИЮ БЛАГОРОДНОМЕТАЛЛЬНОЙ МИНЕРАЛИЗАЦИИ

Лаврик А.В., Литвинова Н.М., Лаврик Н.А., Рассказова А.В.

*Институт горного дела Дальневосточного отделения Российской Академии наук,
г. Хабаровск, Россия, e-mail: annbot87@mail.ru*

Abstract. Method of research of precious metal in iron-manganese ore was developed. Core samples are divided according different ore types; crushed and gravity concentrated (gold pan). Grains of precious metal was sorted out from gravity concentrate and studied by scanning electron microscopy (SEM). Dispersed gold (30-70 μm) was found; gold and platinum grains content was established. Gravity gold content is 1.38 ppm and platinum is 3.69 ppm.

В ИГД ДВО РАН разработана методика комплексной оценки форм нахождения благородных металлов в минеральных образованиях природного и техногенного генезиса. Основой данного подхода является минералого-геохимическая и геологическая оценка благороднометалльной минерализации с учетом разного типа руд.

Объект исследования – месторождение Поперечное Южно-Хинганского рудного узла.

Целью исследования является выявление благороднометалльной минерализации в железных рудах.

Из кернового материала были сформированы пробы по определенным типам руд для проведения сокращенного минералогического анализа на монофракции благородных металлов. Пробоподготовка кернов осуществлялась с использованием современного оборудования Fritsch (щековая дробилка Пульверизетте 1, дисковая мельница Пульверизетте 13, ультразвуковая ванна для чистки сит Лаборетте 17, вибрационный грохот Анализетте 3). После дробления до 1 мм материал подвергался гравитационному обогащению. Анализ гравитационного концентрата выполнялся с использованием микроскопа Stemi 2000 C (Германия, ZEISS).

Сканирующее электронно-микроскопическое исследование состава зёрен платины и золота из различных типов руд и измененных пород осуществлялось на микроскопе «JEOL» (Япония), оснащённом энергодисперсионным рентгеновским анализатором «JCM-6000 PLUS». Определение содержания благородных металлов в хвостах гравитационного обогащения проводилось методом атомно-абсорбционной спектроскопии (абсорбционный спектрофотометр ААС-7000).

По результатам сокращенного минералогического анализа шлихов гравитационного обогащения содержание благородных металлов в рудах:

- ✓ гематит-браунитовый тип – золото - 1,29 г/т; платина - 0,25 г/т;
- ✓ магнетитовый тип – золото - 1,38 г/т; платина- 3,69 г/т;
- ✓ во вмещающих породах:
- ✓ известняки – золото - 0,7 г/т; платина - 2 знака;

- ✓ известняки доломитизированные – золото - 0,67 г/т; платина - 1,27 г/т;
- ✓ углистые сланцы – золото - 0,79 г/т; платина - 0,22 г/т.

Платина, выделенная минералогическим анализом, по составу, преимущественно, изоферроплатина. Отдельные зёрна платины содержат включения хорошо образованных кристаллов (до 20 мкм) минералов других платиноидов (Ir, Os, Rh, Ru).

Золото вариативно по составу: чистое золото – золото с примесью серебра – электрум – золото с примесью железа, свинца, кадмия. Зерна золота имеют сложную структуру и морфологию. Основной размер зерен платины -0,5+0,1 мм, золота -0,1+0 мм.

После отбора из шлихов визуально видимой платины проводился химический анализ материала. В результате в материале разных классов крупности (на примере руды магнетитового типа) обнаружено золото: -1+0,5 мм – 0,09 г/т, -0,5+0,2 мм – 0,12 г/т; -0,2+0,1 мм – 0,08 мм, -0,1+0,071 мм – 0,07 г/т.

Электронно-микроскопическое исследование тонкодисперсных частиц благородных металлов в шлиховой фракции позволило выявить наличие и различные формы золота. На рисунках 1 и 2 микрофотографии зерен золота из вмещающих известняков (4-23, 3-07).

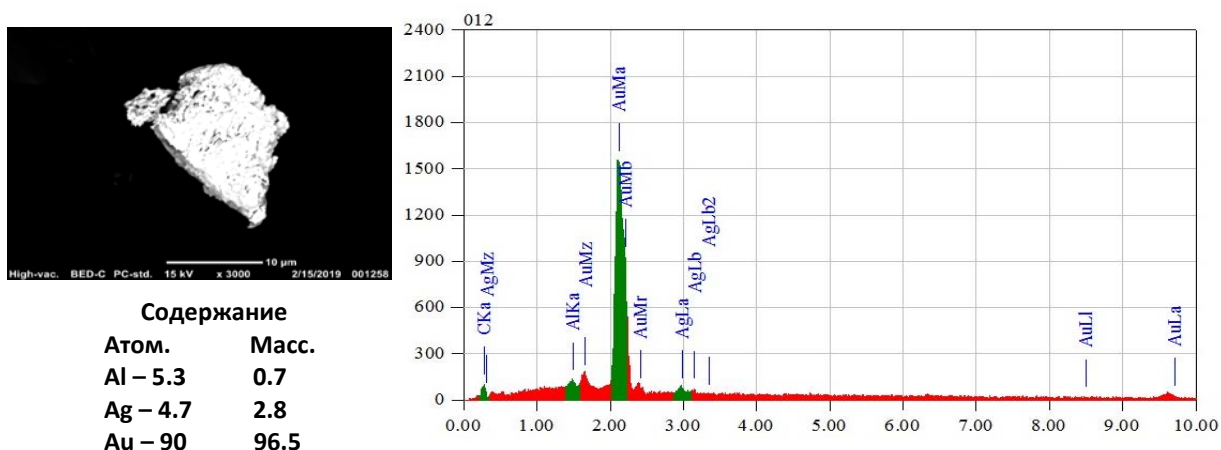


Рисунок 1 – Зерно золота неправильной формы (20 мкм), образованное отдельными кристаллами, с примесью серебра и алюминия

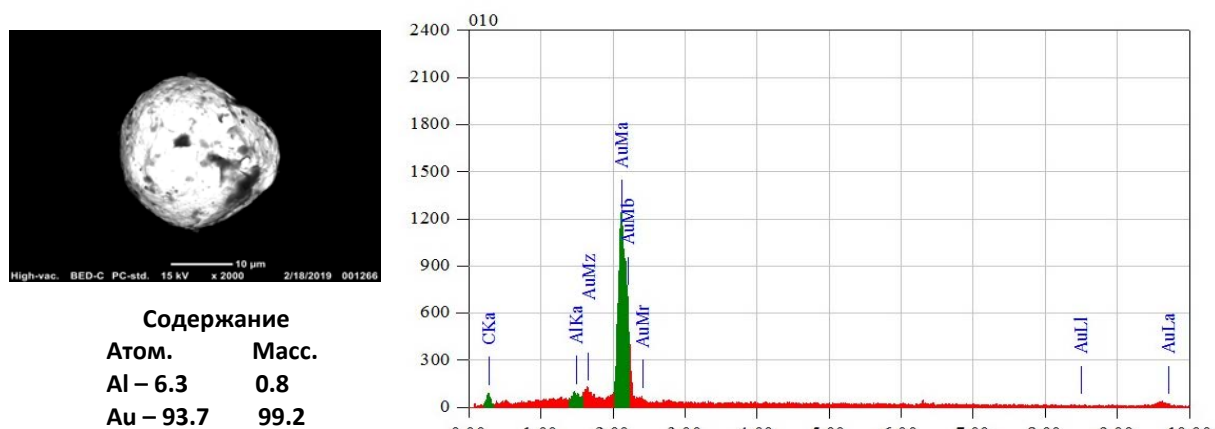


Рисунок 2 – Зерно золота шарообразной формы (30 мкм) с примесью алюминия и включениями пироксенов

Тонкодисперсное золото имеет размерность в среднем 30-70 мкм. Все золото содержит примесь серебра и алюминия, редко встречается чистое золото, а также примеси других элементов (Fe, Cd, Pb). Примеси серебра и алюминия в зернах золота различные, в среднем до 10 % серебра, до 5 % алюминия.

Химический анализ хвостов гравитационного обогащения исследуемых материалов выполнялся только на золото. Содержание золота в рудах:

- гематит-магнетитовый тип – 0,72 г/т;
- магнетитовый тип – 0,89 г/т;
- во вмещающих породах:
- известняки – 0,46 г/т;
- известняки доломитизированные – 1,31 г/т;
- углистые сланцы – 0,54 г/т.

Таким образом, в результате сокращенного минералогического анализа выявлено содержание гравитационного золота в пробах до 1,38 г/т и платины до 3,69 г/т. Химический анализ материала хвостов гравитационного обогащения показал содержание золота в пробах до 1,31 г/т.

Электронно-микроскопическое исследование шлихов показало наличие тонкодисперсного золота размерностью в среднем 30-70 мкм в основном с примесью серебра и алюминия.

МИНЕРАЛОГИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ НЕОБХОДИМОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ ГИДРО-ПИРО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПЕРЕДЕЛА ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ РЕДКОМЕТАЛЛЬНОГО СЫРЬЯ

Лихникевич Е.Г., Ожогина Е.Г., Фатов А.С.

*ФГБУ «Всероссийский институт минерального сырья им. Н.М.Федоровского», Москва,
Россия, likhnikkevich@mail.ru; vims-ozhogina@mail.ru; infiniti400@mail.ru*

Abstract. Data on mineral composition of initial raw materials and products of his chemical-metallurgical processing with diagnostics of all mineral phases, quantitative assessment of their contents, stay forms in the studied product of a useful component allow to predict the choice of technology of extraction of useful components, as well as technological indicators of ore processing.

Отечественная минерально-сырьевая база многих редких металлов по величине запасов, учтенных Государственным балансом, занимает ведущее положение в мире, но уступает зарубежным месторождениям по качеству руд и горнотехническим условиям разработки. При этом большая часть запасов заключена в месторождениях потенциально-промышленных типов, которые нигде в мире не разрабатываются. Минералогические особенности руд: гранулярный состав, одновременное присутствие нескольких полезных минералов, нередко имеющих разные формы выделения, тесные сростания полезных минералов между собой и с породообразующими фазами, склонность к искусственной сегрегации, позволяют считать эти руды практически необогатимыми.

В связи с этим возникает необходимость в гибком изменении технологического цикла и приспособлении его к менее богатому и более сложному природному сырью, к

накопившимся горнопромышленным отходам. Современным задачам комплексного использования минерального сырья наиболее полно отвечают пиро-гидро-металлургические технологии, располагающие богатым арсеналом разнообразных приемов, способных во многих случаях эффективно перерабатывать сложные по составу продукты и являющиеся завершающим этапом получения металлов и их соединений.

При разработке технологических гидро- и пирометаллургических схем, прежде всего, необходима достоверная информация о минеральном составе исходного сырья и продуктов его химико-металлургической переработки с диагностикой всех минеральных фаз, количественной оценкой их содержания, форм нахождения в исследуемом продукте полезного компонента (собственная минеральная фаза, изоморфная примесь в минерале).

Значительную роль при химической переработке руд играют минералы породообразующего комплекса – их состав, количественные соотношения, поэтому необходимо иметь четкое представление о характере фазовых преобразований, претерпеваемых минералами, чтобы оценить влияние этих преобразований на технологические показатели.

К новым потенциальным промышленным типам руд редких металлов относятся руды Томторского, Чуктуконского месторождений и Алгаминского рудопроявления.

Руды Томторского месторождения отличаются высокой дисперсностью, тесным срастанием минеральных фаз и связью одного и того же полезного компонента с несколькими рудными и породообразующими минералами. Пироклор – главный минерал ниобия – образует отдельные кристаллы, обломки, а также агрегаты зерен размером от 1 мкм до 0,5 мм. В руде минерал распределен неравномерно в виде сыпье- и гнездовидной вкрапленности в цементирующей массе алюмофосфатов. Особенностью минерала является изоморфное замещение кальция и натрия на стронций, барий и свинец, которое происходит при его гипергенном изменении. Монацит представлен цериевой разновидностью, образует агрегаты в виде пятен, микропрожилков, линзовидных выделений также в алюмофосфатной массе. Встречаются гидратированные разновидности минерала. Минералы группы крадаллита (гояцит, флоренсит, горсейксит, крадаллит) – главные рудообразующие минералы, по существу, они выполняют роль цемента, и представлены моно- и чаще полиминеральными агрегатами.

Для разработки эффективной технологии получения комплекса всех ценных компонентов требуемого промышленностью качества выполнен комплекс исследований по изучению поведения главных рудных минералов при взаимодействии их (с учетом опыта промышленной переработки ниобиевых и монацитовых концентратов) с растворами гидроксида натрия. Установлено, что в присутствии фосфат-ионов, основными носителями которых в рудах являются монацит, минералы группы крадаллита, выщелачивание их раствором гидроксида натрия сопровождается практически полным растворением фосфорсодержащих минералов и конверсией фосфатов редкоземельных элементов (РЗЭ) в их гидроксиды с переходом фосфора в щелочной раствор в виде Na_3PO_4 , уменьшая тем самым концентрацию свободной щелочи в растворе и затрудняя разложение пироклора, который не претерпевает изменений даже в условиях повышенных температур и концентраций гидроксида натрия. Последующая кислотная обработка щелочного кека обеспечивает получение продуктивного раствора для извлечения РЗЭ. При этом ниобий

концентрируется в нерастворимом остатке в виде пирохлорового концентрата, переработка которого может быть осуществлена сульфатизацией или выщелачиванием смесью раствора фтористоводородной и серной кислот при повышенных температурах, что сопровождается практически полным разрушением структуры пирохлорового концентрата и переходом ниобия в зависимости от использованного реагента в растворимые сернокислые, либо комплексные фтористые соединения.

Руды Чуктуконского месторождения характеризуются переменным гранулярным составом со значительной долей дисперсного материала. Главные рудные минералы - оксиды и гидроксиды железа (гётит, гематит) и марганца (пирролюзит, псиломелан). В подчиненном количестве присутствуют минералы редких металлов. Редкоземельные минералы представлены флоренситом - алюмофосфатом гр.крандаллита и монацитом. Ниобий связан с пирохлором, представленным стронциевой, бариевой и цериевой разновидностями. Руды являются практически небогатимыми гравитационными и флотационными методами вследствие высокой дисперсности рудообразующих минералов, присутствия сложных типов сростаний гидроксидов железа с пирохлором, монацитом, тесной ассоциации с флоренситом, повышенной хрупкости пирохлора и склонности его к переизмельчению.

Наиболее важной задачей, которая решается на стадии гидрометаллургической переработки пирохлор-монацит-гётитовых руд, является отделение редкоземельных металлов от фосфора и железа. Удаление фосфора и железа из раствора достигается проведением процесса в автоклавных (гидротермальных) условиях при 200-230°C, что способствует более селективному концентрированию фосфора и железа в нерастворимом остатке в результате термогидролиза и позволяет уже на следующей стадии использовать эффективное извлечение и очистку РЗЭ из обесфосфоренных азотнокислых растворов экстракцией трибутилфосфатом.

Циркониевые руды Алгаминского рудопроявления характеризуются одновременным присутствием двух главных циркониевых минералов, встречающихся в тесной ассоциации друг с другом, присутствующих в переменном количестве и отличающихся достаточно тонким размером. Бадделеит присутствует в виде полиминеральных агрегатов, в которых тесно ассоциирует с породообразующими минералами и иногда с цирконом, а также образует колломорфные агрегаты. Циркон отмечается в виде индивидуализированных зерен и колломорфных образований, представлен двумя разновидностями: неизменным цирконом, содержание которого в руде незначительно, и измененным в различной степени, количество которого варьирует от 5 до 30%.

Для бадделеит-цирконовых концентратов Алгаминского рудопроявления была разработана термохимическая технология, основанная на спекании концентратов с карбонатом кальция. Различие в растворимости соединений, получаемых при термохимическом вскрытии концентратов, обеспечивает при последующем кислотном выщелачивании спека отделение циркония от основной массы продуктов разложения породообразующих минералов, концентрирующихся в кеке от вскрытия, и переход в раствор циркония, последующая переработка которого обеспечивает получение ZrO_2 соответствующего качества.

Таким образом, максимально полная и всесторонняя минералогическая информация о редкометалльных рудах, определяющая невозможность их обогащения традиционными

механическими методами, позволяет, учитывая реальные особенности руд конкретных сырьевых объектов (руды Томторского, Чуктуконского месторождений и Алгаминского рудопоявления), обосновывать необходимость применения при их переработке методов пиро-гидро-металлургического передела, а также обеспечивает разработку технологических схем их переработки с получением продукции широкого ассортимента и требуемого промышленностью качества.

ВЕЩЕСТВЕННЫЙ СОСТАВ И ОБОГАЩЕНИЕ ОБОЖЖЁННОЙ ЖЕЛЕЗНОЙ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ «GARA DJEBILET»

Власов И.А., Мушкетов А.Ан., Манбетова Г.Р.

*Научно-исследовательский и проектный институт обогащения и механической
обработки полезных ископаемых Открытое акционерное общество «Уралмеханобр»,
г. Екатеринбург, Россия, e-mail: umbr@umbr.ru*

Abstract. The paper considers the material composition of the oxidized iron ore from the Gara Djebilet deposit. The features of the artificial magnetite obtained after the magnetising calcination and the obtained enrichment indicators are given. Indicators of magnetic enrichment of burned ore from the Gara Djebilet deposit are given.

Железная руда месторождения «Gara Djebilet» принадлежит к типу бурых железняков и имеет сложный минеральный состав с тонкими вкраплениями минералов.

Руда имеет оолитовые текстуры, повышенное содержание фосфора и глинистых минералов. Основными железосодержащими минералами месторождения «Gara Djebilet» являются гематит, магнетит и продукты их окисления (лимонит, гётит, гидрогётит). Фосфор находится в руде в виде апатита, массовая доля пентаоксида фосфора составляет 1,8-1,9 %. Большинство зёрен апатита имеют тонкую и весьма тонкую вкрапленность в зёрнах лимонита и гётита. К данному типу месторождений относятся месторождения бурых железняков Лотарингского железорудного бассейна (на территории Франции, Бельгии, Люксембурга), Великобритании и ФРГ, нижнепалеозойские месторождения на Северо-Востоке Канадского щита в провинции Ньюфаундленд и Бирмингемского района в США. Одно из характерных месторождений этого типа, Лисаковское, расположено на севере Казахстана.

Анализ мировой практики переработки бурожелезняковых руд по технологическим схемам, включающим процессы гравитационного и магнитного методов обогащения исходной руды, показывает, что такие технологии позволяют получать железный концентрат с массовой долей железа не более 51-55 %. При этом переработка бурожелезняковых руд по технологическим схемам, включающим обогащения предварительно обожжённой исходной руды, в которой окисленные железные минералы восстановлены до сильномагнитной фазы, позволяет получать железные концентраты с массовой долей железа более 60 %.

Полученный в процессе магнетизирующего обжига искусственный магнетит имеет пониженную магнитную восприимчивость и массовую долю железа по причине изоморфного замещения части ионов Fe^{3+} на ионы Al^{3+} и Si^{4+} , имеющих меньший радиус.

Схема обогащения окислённой железной руды месторождения «Gara Djebilet» включает в себя предварительный магнетизирующий обжиг исходной руды, с целью восстановления окисленных слабомагнитных железных минералов до сильномагнитных минералов (магнетит, маггемит) с последующим стадийным обогащением [4, 5].

Анализ результатов минералогического и химического анализов обожженной руды месторождения «Gara Djebilet» показал, что после обжига практически весь гематит перешел в магнетит. Массовая доля железа в обожжённой руде увеличилась с 52,9 до 57,4 % за счет удаления из пробы летучих соединений. Формы проявления железа в исходной пробе руды и в пробе обожженной руды приведены в таблице 1.

Таблица 1 - Результаты фазового анализа исходной и обожженной руды месторождения «Gara Djebilet»

Формы проявления железа	Распределение железа, %			
	Исходная руда		Обожженная руда	
	<i>абсолют.</i>	<i>относит.</i>	<i>абсолют.</i>	<i>относит.</i>
Железо общее:	52,9	100,0	57,4	100,0
-с магнетитом	8,24	15,58	50,1	87,3
-с маггемитом	9,71	18,36	<0,01	-
-с гематитом	22,4	42,34	1,79	3,1
- железо металлическое	0,70	1,32	1,53	2,7
-с силикатами труднорастворимыми (гранат, амфибол, пироксен) и пирит	0,36	0,68	3,03	5,2
-с силикатами легкорастворимыми (шамозит, хлорит, актинолит)	3,56	6,72	0,95	1,7
-с гидроксидами	6,30	11,90	<0,01	-
-с карбонатами (сидерит)	1,64	3,10	<0,01	-

Результаты обогащения обожжённой руды, измельчённой до различной крупности (73; 95 и 98 % кл. -71 мкм) представлены в таблице 2.

Таблица 2 - Результаты обогащения обожжённой руды

Продукты	Выход, %	Массовая доля Fe, %	Распределение Fe, %
73 % кл. -71 мкм			
Концентрат	84,6	61,9	90,9
Хвосты	15,4	34,0	9,1
Исходный	100,0	57,6	100,0
95 % кл. -71 мкм			
Концентрат	81,7	61,7	88,1
Хвосты	18,3	37,1	11,9
Исходный	100,0	57,2	100,0
98 % кл. -44 мкм			
Концентрат	81,6	61,4	87,8
Хвосты	18,4	38,0	12,2
Исходный	100,0	57,1	100,0

Результаты исследований показали, что массовая доля железа в полученном концентрате находится в диапазоне 61,4-61,9 %. Выход концентрата от обожжённой руды

с уменьшением крупности снижается от 84,6 до 81,6 %, а массовая доля железа в хвостах возрастает с 34 до 38 %. Результаты исследований показали, что наиболее целесообразно проводить обогащение при крупности помола 73 % кл. -71 мкм.

Выводы

1. Магнетит, полученный в результате магнетизирующего обжига, имеет меньшую магнитную восприимчивость по сравнению с природным магнетитом за счёт наличия в составе кристаллической решётки исходных окисленных железных минералов ионов алюминия и кремния.

2. Результаты исследований показали, что наиболее целесообразно проводить магнитное обогащение при крупности помола 73 % кл. -71 мкм. При такой крупности выход концентрата составит 84,6 % при массовой доле железа в нём 61,9 %.

Дальнейшее уменьшение крупности приведёт только к увеличению потерь железа с хвостами и уменьшению выхода концентрата.

Список использованных источников

1. Годовиков А.А. Минералогия М.: «Недра» 1975. – с. 180.
2. Дорошенко М.В. Технологические свойства минералов М. «Недра», 2007. – с. 250.
3. Козин В.З. Исследование руд на обогатимость. - Екатеринбург, УГГУ, 2009. – с. 380.
4. Кармазин В.И., Губин Г.В., Юров П.П. Обжигмагнитное обогащение железных руд. – М.: «Недра», 1960. – с. 168.
5. Кармазин В.В., Кармазин В.И. Магнитные, электрические и специальные методы обогащения полезных ископаемых: учебник. Т. 1.– М.: Изд-во МГГУ, 2005. – с. 669.

**МИНЕРАЛОГИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ПОПУТНОЙ МЕДНОЙ
МИНЕРАЛИЗАЦИИ НА ПРАВОУРМИЙСКОМ
ОЛОВОРУДНОМ МЕСТОРОЖДЕНИИ (ХАБАРОВСКИЙ КРАЙ)**

**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}**

¹ ООО ПК «Спирит», ² Институт земной коры СО РАН,

³ Иркутский государственный университет, e-mail: cta@spirit-irk.ru

Abstract. The article contains data on the mineralogical study of tin ore from the Pravourmiiskoe deposit. The authors studied the possibility of complex production of copper concentrate from tin ore.

Правоурмийское оловорудное месторождение в административном отношении расположено в Верхнебуреинском районе Хабаровского края.

В результате детального изучения вещественного состава руды установлено, что руды месторождения являются комплексными и, наряду с оловянным, в процессе переработки руд могут быть получены вольфрамовый и медный концентраты. Также в рудах присутствуют серебро, висмут, сурьма и другие редкие металлы.

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 моусонит. Рудная минерализация представлена минералами мышьяка (арсенопирит, лёллингит) и сульфидами меди (халькопирит, борнит, халькозин, ковеллин) и представлена прожилково-вкрапленными и гнездовидными обособлениями рудных минералов.

Касситерит наблюдается в виде ксеноморфных зёрен и 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 мм. Касситерит находится в тесном сростании с кварцем, топазом, турмалином, арсенопиритом и лёллингитом. Сульфостаннаты меди и железа (станнин, станноидит, моусонит) ассоциируют с медной минерализацией в виде ксеноморфных выделений размером до 0,1 мм.

Минералы меди (халькопирит борнит, халькозин, ковеллин) образуют структуры распада твердых растворов (рисунок 1). Халькопирит в руде наблюдается в виде прожилково-вкрапленных выделений в ассоциации с борнитом в кварц-топазовом грейзене. В виде плёнок и каёмок также устанавливаются ковеллин и халькозин. Содержание медных минералов в пробах руды из разных блоков месторождения по данным минералогического анализа варьируется от 0,3 до 1,3 %.

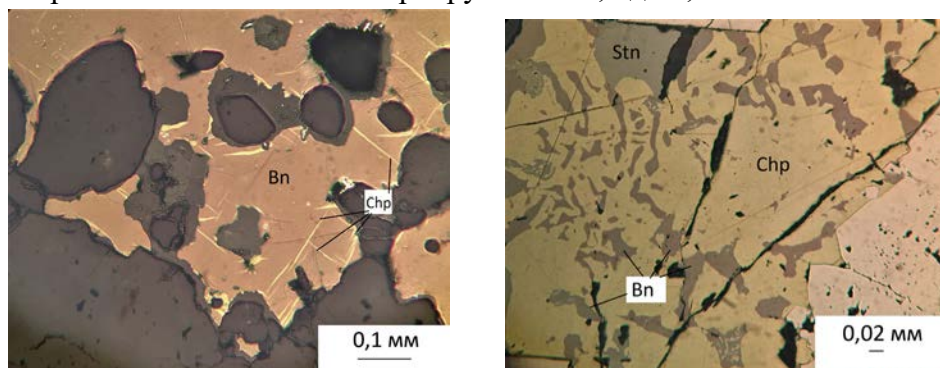


Рисунок 1 - Микрофотография структур распада твёрдых растворов медных минералов:
Bn – борнит, Chp - халькопирит, Stn - станнин. Полированный шлиф. Николи ||

В рамках проведения исследований руды на обогатимость и получения оловянного и вольфрамового концентратов в лаборатории ООО ПК «Спирит» были получены сульфидные продукты флотации, из классифицированного материала которых были изготовлены и исследованы брикетные шлифы.

В результате проведения минералогического анализа установлено, что в сульфидных хвостах флотации минералы меди (халькопирит и борнит) в виде свободных зёрен в основной массе отмечаются в тонких классах крупности (рисунки 2, 3).

В крупных классах минералы меди ассоциируют с минералами мышьяка и находятся в тесном сростании с последними (рисунок 4).

Таким образом, можно сделать вывод, что для получения медного концентрата необходимо освободить зерна халькопирита и борнита от сростков с арсенопиритом путём доизмельчения сульфидных продуктов флотации.

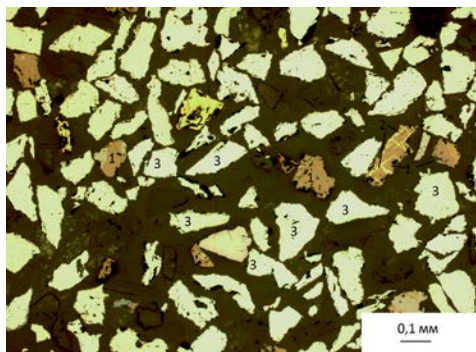


Рисунок 2 - Микрофотография зёрен
арсенипирита (3) и сульфидов меди:
халькопирита (2) и борнита (1).

Класс крупности $-0,125+0,071$ мм. Брикетный
шлиф

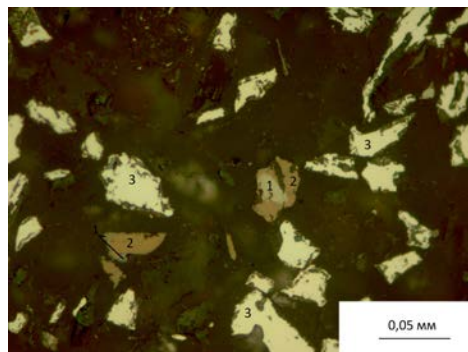


Рисунок 3 - Микрофотография обломков
арсенипирита (3). Станнин (1) в ассоциации с
борнитом (2).

Класс крупности $-0,040+0,0$ мм. Брикетный
шлиф

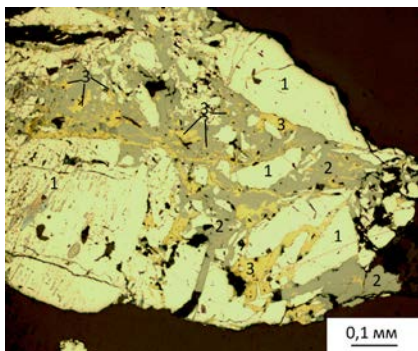


Рисунок 4 - Микрофотография зерна
арсенипирита (1) в сростании со станнином
(2) и халькопиритом (3).

Брикетный шлиф. Класс крупности $-2+1$ мм

Сульфостаннаты меди и железа (станнин, станноидит, моусонит) при проведении флотации извлекаются в сульфидные продукты по причине их тесной ассоциации с халькопиритом и борнитом. Так как их крупность в основном не превышает 0,1 мм, извлечение сульфостаннатов меди и железа из сульфидного продукта флотации возможно при помощи селективной флотации после доизмельчения.

ОСОБЕННОСТИ КОНЦЕНТРАЦИИ ЗОЛОТА В РУДАХ ВАСИЛЬКОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ (СЕВЕРНЫЙ КАЗАХСТАН)

Мирошникова А.П.^{1,2}, Мизерная М.А.², Наумов Е.А.³

¹ Филиал РГП «НЦ КИМС РК» «ВНИИцветмет», г. Усть-Каменогорск, Казахстан

² ВКГТУ им. Д.Серикбаева, г. Усть-Каменогорск, Казахстан

³ ЦНИГРИ, г. Москва, Россия, e-mail: Anastasiya-2588@mail.ru

Abstract. The Vasilkovskoye deposit is the largest gold ore object of Kazakhstan. As a result of the research, it was established that the bulk gold is associated with pyrite-arsenopyrite-quartz and bismuthinite-pyrite-arsenopyrite-quartz assemblage. Two generations of gold predominate: enclosed in arsenopyrite and free in quartz. All gold found is classified as high-grade.

В последние годы крупнообъемные золото-сульфидно-кварцевые штокверковые месторождения рассматриваются как высокорентабельный тип месторождений,

формирование которых происходило в различных геодинамических обстановках и широчайшем диапазоне времени.

Благоприятным факторами для образования подобных месторождений являются специфические геодинамические обстановки, тектонические структуры земной коры - шовные или сутурные зоны коллизии литосферных плит, приподнятость верхней мантии и астеносферного слоя, системы глубинных корово-магнитных разломов (зоны апвелинга), способствующие проникновению магматических расплавов и рудоносных флюидопотоков в верхние части земной коры [1, 2].

Васильковское месторождение можно отнести к объектам мирового уровня в качестве модели для прогноза и оценки многотоннажных месторождений золота в золото-сульфидно-кварцевых штокверках.

Месторождение расположено в 17 км севернее от города Кокшетау Акмолинской области (Северный Казахстан). Открыто - в 1963 году, в 1980-1986 гг была начата добыча открытым способом. Добыча руды была продолжена в 1995 году и до 2007 года перерабатывалась окисленная руда, переработка велась методом кучного выщелачивания. К 2011 году добыча руды составила 14 млн. тонн руды.

Запасы руды на Васильковском месторождении оцениваются в 285,87 миллиона тонн при среднем содержании золота 1,74 г/т и бортовом содержании 0,4 г/т [3].

Руды Васильковского месторождения образуют крупный золоторудный штокверк, локализованный в магматических породах.

Штокверковое оруденение на месторождении представлено прожилковыми, прожилково-вкрапленными и вкрапленными рудами [4].

Промышленная концентрация золота тяготеет к зонам развития прожилковых руд, сложенных серией сближенных прожилков кварцевого, кварц-арсенопиритового и арсенопиритового состава.

Прожилково-вкрапленные руды играют подчиненную роль. Вкрапленные руды образуют внешний ореол вокруг прожилковых и прожилково-вкрапленных [2]. Среднее содержание золота во всей массе руды сравнительно постоянно и до глубины 600 м составляет 2-2,5 г/т, ниже этого уровня оно снижается до 1,6-1,7 г/т, причем возникает сложная перемежаемость бедных (забалансовых) руд.

В целом в штокверке золото распространено неравномерно, хотя определенная закономерность все же прослеживается. Наиболее богатые руды с высоким и средним содержанием золота концентрируются в центральной части штокверка, на флангах содержание золота значительно снижается [4].

Руды относятся к золото-кварц-сульфидному типу. Кварца в руде до 90%, сульфидов - от 3 до 5%. Сложены руды серым метасоматическим гранобластовым «рудным» кварцем с сульфидами, в основном арсенопиритом, а также измененными породами с кварц-сульфидными прожилками и прожилково-вкрапленной существенно пирит-арсенопиритовой минерализацией.

Главным рудным минералом, несущим золотую минерализацию, является арсенопирит. Он развит повсеместно. Пирит развит также достаточно широко, но арсенопирит имеет доминирующее значение.

При изучении руд Васильковского месторождения, было установлено, что арсенопириты на месторождении делаются на две генерации.

Арсенопирит I – разноразмерный и разноориентированный с размером зерен от 10х40 мкм до 500х1350 мкм; арсенопирит II – более поздний равномерноразмерный агрегат, слагающий оторочку по агрегатам арсенопирита I генерации и в виде аморфных образований. Эти две генерации отличаются между собой и по набору элементов-примесей. Ранняя разновидность типоморфных примесей представлена Cu, Co, Ni, Bi, Zn, Ti (арсенопирит I генерации); для арсенопирита II характерны Pb, Zn, Sb, в меньшей степени Ag, Mo и Bi. В целом же состав арсенопиритов близок к стандартному.

Арсенопирит образует тесные ассоциации с минералами висмута, которые образуют многочисленные включения размером от 3-5 мкм до 100-150 мкм.

Минералы висмута на месторождении представлены самородным висмутом, висмутином и теллуридами висмута (тетрадимит, ингодит, хедлейит). Данные минералы распространены в кварц-арсенопиритовых-пиритовых прожилках и находятся в тесной ассоциации с арсенопиритом. Во вкрапленных и прожилково-вкрапленных рудах содержания Bi 5-10 г/т, в прожилковых 10-50 г/т, в рудных столбах до 100-1500 г/т [5].

Арсенопирит является главным концентратом золота. По результатам расшифровок электронной микроскопии установлено, что золото в арсенопиритах локализуется в дефектах зерен, а также по трещинам. Размер золотинок от 3-10 мкм до 50-100 мкм. При этом максимальное количество золотинок установлено в образцах, где отмечается совместное нахождение арсенопирита I и II генерации.

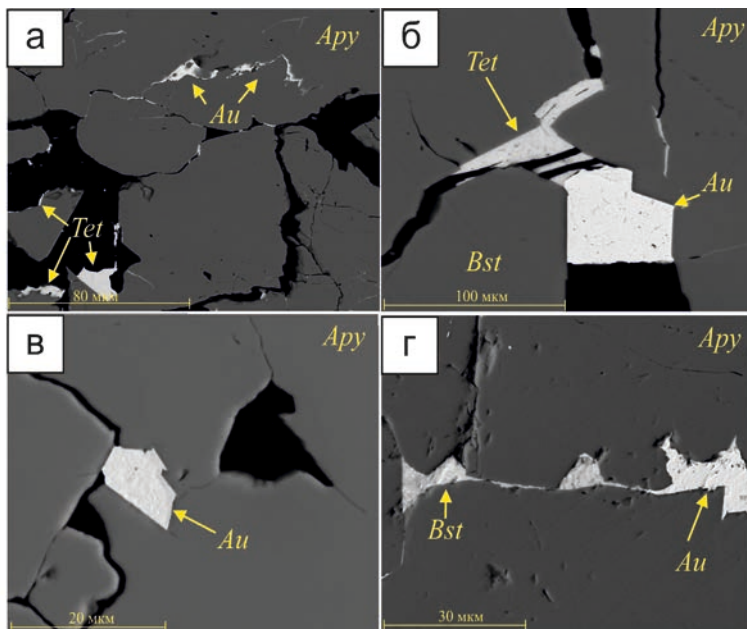


Рисунок 1 – Золото в рудах Васильковского месторождения:

а – золото по трещинам зерен арсенопирита; б – золото на контакте двух зерен в ассоциации с тетрадимитом; в – включение золота в арсенопирите; г – золото в ассоциации с висмутином заполняет трещины арсенопирита

(фотографии со сканирующего электронного микроскопа Tescan Mira 3 LMU JSM-6510LV)

Основная масса золота связана с пирит-арсенопирит-кварцевой и висмутин-пирит-арсенопирит-кварцевой ассоциациями. Преобладают две генерации: заключенная в

арсенопирите (в качестве механических включений) и свободная в кварц-карбонатных прожилках, форма золотин различна: ромбододекаэдры, изометричные округлые, каплевидные и неправильные зерна. Большая часть золотин приурочена к контактам зерен арсенопирита, а также по трещинам (рисунок 1).

Золото образует тесные ассоциации с минералами висмута. Практически все обнаруженное золото является высокопробным – 880-990. Золото высокой пробы обнаружено также в медно-колчеданной минерализации. Связано оно с породообразующими минералами (хлорит, эпидот, кварц), т.е. это свободное золото. Золото образует тесные корреляционные связи с Вi и Те, четкой закономерности по корреляции золота с серебром и мышьяком не установлено.

Список использованных источников

1. Константинов М.М., Некрасов Е.М., Сидоров А.А., Стружков С.Ф. Золоторудные гиганты России и мира. – М.: Научный мир, 2000. – 272 с.
2. Рафаилович М.С. Золото недр Казахстана: геология, металлогения, прогнозно-поисковые модели. – Алматы, 2009. – 304 с.
3. Newall P. Competent person's report for the assets held by Kazzinc Limited in Kazakhstan and Russia. Wardell Armstrong International. – Truro, UK, 2011.
4. Абишев В.М., Баханова Е.В., Зорин Ю.М. и др. Геология, вещественный состав руд и геохимические особенности Васильковского золоторудного месторождения // В кн.: Металлогения Казахстана. – Алма-Ата: Атамур, 1972. – С. 107-162.
5. Dolgopolova A., Seltmann R., Miroshnikova A., Mizernaya M. Mineralogical and Geochemical Characteristics of the Vasilkovskoye Gold Deposit (North Kazakhstan) // Materials of 13th SGA Biennial Meeting «Mineral Resources in a Sustainable World». – Nancy, 2015. Vol. 1-5. P. 77-80.

ПРОГНОЗНАЯ МИНЕРАЛОГО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА КАОЛИНА

**Сычева Н.А., Жукова В.Е., Некрасова М.А., Шувалова Ю.Н.,
Рассулов В.А., Иоспа А.В.**

*Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья
им. Н.М. Федоровского (Роснедра), Москва, Россия, e-mail: nel-nadya@mail.ru*

Abstract. The mineral and technological features of kaolinite ore of one of the deposits of Southern Urals affect the technological properties of kaolin and determine the possibility of extracting kaolinite into concentrate.

Каолин является одним из главных неметаллических полезных ископаемых. Сфера применения его очень разнообразна. Особенно ценится обогащенный каолин, потребности в котором на сегодняшний день в России значительно превышают уровень производства. Дефицит компенсируется главным образом экспортом из Украины, в основном для производства бумаги. Однако в связи с обострением политических отношений обеспечение отечественных предприятий каолином приобрело особую остроту. Проблема импортозамещения российскими источниками при росте потребления является весьма актуальной.

Основу сырьевой базы каолинов в России составляют элювиальные месторождения, расположенные на Южном Урале. Более мелкие по запасам месторождения, находящиеся

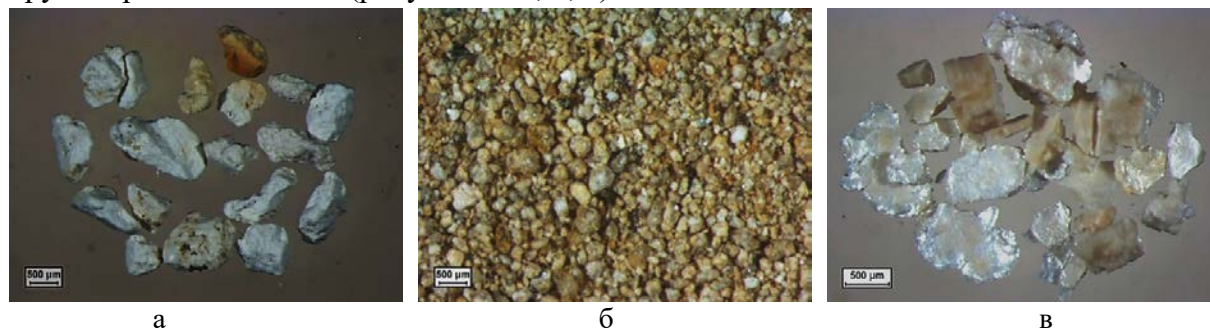
в Новгородской области и Красноярском крае, обрабатываются предприятиями для своих нужд и имеют местное значение.

В качестве примера рассмотрим элювиальные каолиновые руды одного из месторождений Южного Урала, представленные рыхлым и комковатым материалом бежевого цвета различных оттенков. Они состоят из основной глинистой массы и обломочного материала. Структура основной массы неоднородная: пелитовая, тонкочешуйчатая, участками отмечаются червеобразные, веерообразные, пластинчатые агрегаты. Обломочная составляющая имеет размерность от алевритовой до щебнистой, сформирована остаточными минералами (кварцем, калиевым полевым шпатом, плагиоклазом, слюдой (мусковитом и биотитом), вторичными минералами (хлоритом, вермикулитом, гидроксидами железа), а также устойчивыми акцессорными минералами (турмалином, гранатом). Содержание обломочного материала варьирует от 25 до 50%.

Щебень и гравий представляют собой ожелезненные и каолинитизированные обломки кристаллических пород, сложенных кварцем, каолинитом и гидроксидами железа, в меньшей степени другими остаточными и вторичными минералами. В составе песка и алеврита преобладают обломки минералов (кварца, в меньшей степени - каолинита, вермикулита, хлорита, слюды), в подчиненном количестве встречаются полиминеральные агрегаты (каолинитизированные и ожелезненные обломки пород) и акцессорные минералы (турмалин, гранат).

В зависимости от степени переработки руды в коре выветривания изменяется количественное соотношение рудообразующих минералов: каолинита от 45 до 74%, кварца от 23 до 40%, калиевого полевого шпата от 0 до 5%, слюды от 1 до 4%, плагиоклаза от 0 до 2%, вторичных минералов от 0 до 2%.

Каолинит слагает основную глинистую массу руды, представлен тремя морфологическими разновидностями: скрытокристаллической, мелкочешуйчатой и крупнокристаллической (рисунок 1 - а, б, в).



*Рисунок 1 - Морфологические разновидности каолинита:
а) скрытокристаллическая, б) мелкочешуйчатая, в) крупнокристаллическая.*

Хорошо раскристаллизованный каолинит образует листочки, пластинки, чешуйки, веерообразные выделения, встречается в виде скоплений вермикулярных кристаллов и их пластинчатых обломков (рисунок 2 - а, б, в). Содержит реликты слюды (мусковита, биотита), вермикулита и хлорита.

Кварц является главным рудообразующим минералом, встречается как в виде кусков щебня (1-3 см) и гравия (1-10 мм), так и в виде обломков размером от сотых долей миллиметра до 1 мм. Крупные выделения кварца совместно с каолинитом, гидроксидами

железа и другими минералами формируют плотные комки. Мелкие обломки участвуют в сложении рыхлой руды.

Полевые шпаты представлены калиевым полевым шпатом и плагиоклазом. Они интенсивно замещены каолинитом. Встречаются в виде реликтов размером первые микрометры – десятки микрометров, редко – сотни микрометров, образующих небольшие скопления в основной массе.

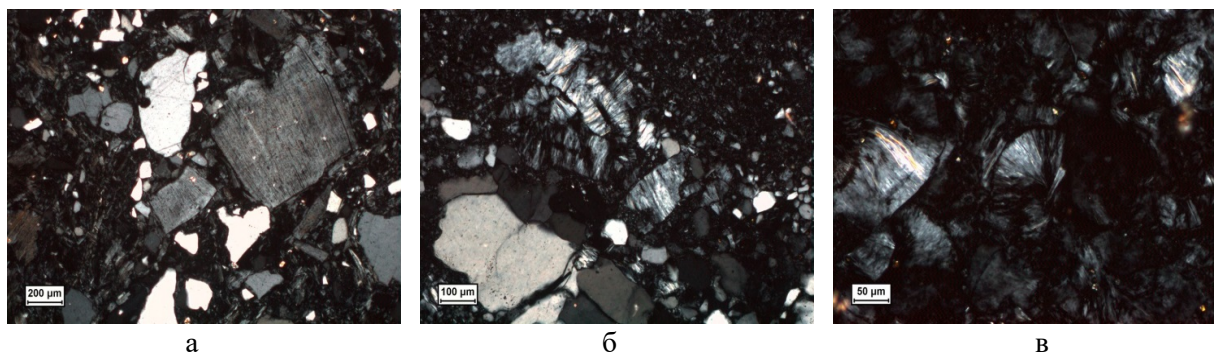


Рисунок 2 - Выделения каолинита в руде: пластинчатые и тонкочешуйчатые (а), вермикулярные и тонкочешуйчатые (б), веерообразные с реликтами мусковита (в). Проходящий свет, николи скрещены.

Слюда представлена мусковитом и биотитом. Мусковит присутствует в виде лейст, часто расщепленных на концах, размером до 0,3 мм. Совместно с хлоритом, вермикулитом и биотитом образует скопления в каолините. Слюда частично гидратирована и превращена в гидрослюда. Участками мусковит встречается в виде реликтов в крупных выделениях каолинита, образующего по нему псевдоморфозы.

Биотит, как и мусковит, подвергся вторичным изменениям. Встречается в виде реликтов в листоватых агрегатах хлорита и вермикулита, которые его интенсивно замещают. При этом одновременно образуется землистый грязновато-бурый тонкозернистый эпидот и тончайшие иголки рутила - сагенит. Хлорит и вермикулит, в свою очередь, замещаются каолинитом.

Одним из важнейших потребительских свойств каолина является белизна, которая определяет эффективность его применения в различных отраслях промышленности, в частности бумажной, лакокрасочной, керамической. Белизна каолина напрямую связана с содержанием в нем красящих примесей, в первую очередь оксидов железа Fe_2O_3 и титана TiO_2 . В изученных рудах содержание Fe_2O_3 общ составляет от 0,73% до 2,52%, TiO_2 - от 0,44% до 0,66%. Основным красящим пигментом являются гидроксиды железа, которые образуются за счет окисления и разложения железосодержащих минералов и придают руде рыжеватый оттенок. Они встречаются в виде тонкодисперсных (рентгеноаморфных) выделений, пигментирующих каолинит и другие минералы, и образующих тончайшие пленки на кварце. Кроме того, отмечается присутствие небольшого количества оксидов титана (в виде рутила), которые совместно с оксидами железа могут придавать нежелательные оттенки (серый, желтый) обожженным фарфоровым изделиям. Белизна каолинов, определенная фотометрическим методом, изменяется от 51,10% до 67,84%.

Проведенные минералогические исследования позволяют прогнозировать возможность обогащения изученных каолиновых руд механическими методами.

Наиболее легко обогатимыми являются руды с простым минеральным составом (каолинит + кварц) с незначительной примесью (до 2%) слюды и рутила. В рудах с более сложным минеральным составом, содержащих полевые шпаты (около 7%), слюды (4%) и вторичные минералы (3-4%), извлечение каолинита в концентрат, вероятно, будет ниже за счет присутствия псевдоморфоз последнего по вышеперечисленным минералам. Повышенное содержание оксидов железа (более 1%) требует введения дополнительных методов обработки (рафинирование и др.) с целью улучшения потребительских свойств и повышения белизны обогащенного каолина. В качестве самостоятельных товарных продуктов возможно получение кварцевого и кварц-полевошпатового концентратов.

ОСОБЕННОСТИ ОЦЕНКИ МАГНИТНЫХ СВОЙСТВ ТИТАНОМАГНЕТИТОВ ВКРАПЛЕННЫХ РУД МЕДВЕДЕВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Горбатова Е.А.¹, Пирогов Б.И.¹, Раков Л.Т.², Колкова М.С.³

¹ФГБУ «Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья
им. Н.М. Федоровского», Москва, Россия; e-mail: lena_gorbatova@mail.ru

²ФГБУН «Институт геологии рудных месторождений, петрографии, минералогии и
геохимии» РАН, Москва, Россия

³ООО «Ньюфотон», г. Магнитогорск, Россия

Abstract. Studied the magnetic properties of the grains of titanomagnetite microaggregates Medvedev disseminated ores of the Deposit. The interrelations of magnetic properties with crystal-chemical and morphostructural parameters of the mineral are characterized. The evolution of their variability in the granular spectrum of crushed ore is traced.

«Титаномagnetит» – термин, получивший в отечественной минералогии широкое распространение. В первую очередь, под «титаномagnetитом» понимают минеральный агрегат, являющийся продуктом распада твердого раствора ряда $FeFe_2O_4 - TiFe_2O_4$, где в матрице magnetита наблюдаются пластинчатые (или аллотриоморфные) выделения ульвошпинели, шпинели и/или ильменита.

Во втором случае, «титаномagnetит» отражает наличие в magnetите изоморфной примеси титана (П. Рамдор, 1962). Основные магнитные свойства титаномagnetита – остаточная намагниченность, коэрцитивная сила, форма и площадь петли гистерезиса, форма основной кривой намагничивания напрямую являются структурно-чувствительными характеристиками от его кристаллохимических и морфоструктурных параметров (рисунок 1). Так, намагниченность насыщения чувствительна к вариациям химического состава минерала, а также к изменениям в расположении различных ионов элементов в узлах кристаллической решетки.

Титаномagnetит формируется на основе magnetита, обладающим типом структуры обращенной шпинели: $Fe_{[4]}^{3+}(Fe^{2+}Fe^{3+})_{[6]}O_4$. В четверной координации находятся ионы трехвалентного железа, а в шестерной – Fe^{2+} и Fe^{3+} . Как показали многочисленные исследования, почти все продукты изоморфного замещения magnetита обладают обращенной структурой, за исключением $ZnFe_2O_4$ и $CdFe_2O_4$ (нормальная структура) и $MnFe_2O_4$ (почти нормальная – более 80% катионов расположены в четверной координации) (А. Miller, 1959).

Магнетиты, в целом, характеризуются сложным химическим составом и содержат изоморфные примеси различных элементов – Mg, Mn, Ni, Co, Al, Ti, V, Cr, Sc, занимающих в их кристаллической решетке позиции в шестерной координации, замещающая в зависимости от заряда или двухвалентное, или трехвалентное железо (таблица).

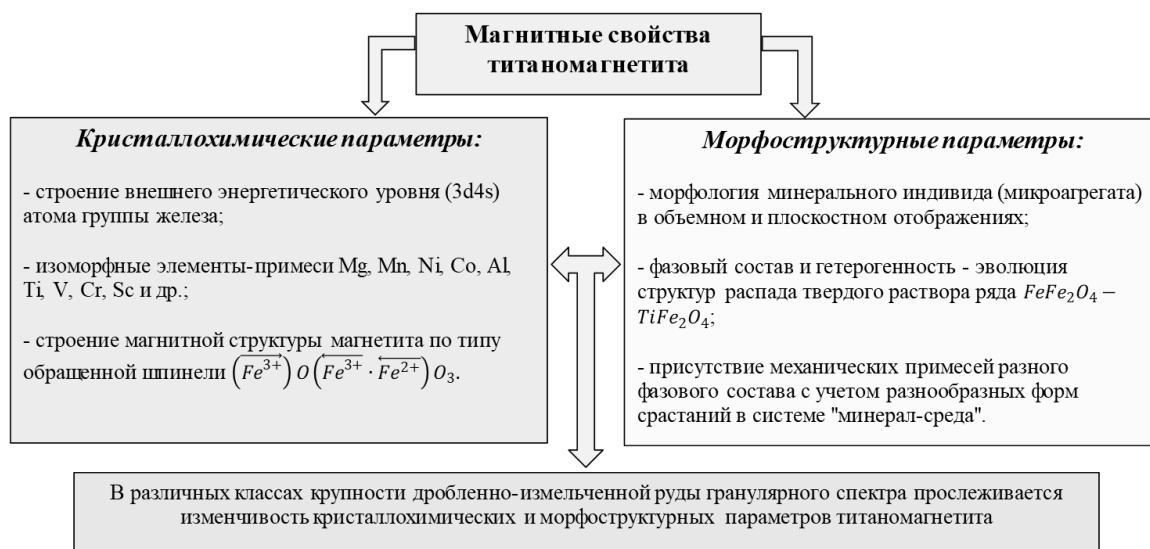
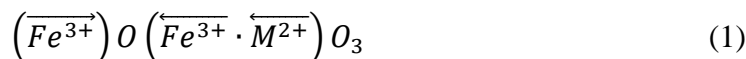


Рисунок 1 – Система формирования магнитных свойств титаномагнетита

Таблица – Химический состав низкотитанистого мартитизированного титаномагнетита вкрапленных руд месторождения (по данным РСМА в точках, вес. %)

CoO	MnO	FeO	Fe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	Cr ₂ O ₃	TiO ₂	V ₂ O ₅
0,67	0,13	30,24	65,16	0,09	0,00	0,85	1,30
0,60	0,00	29,34	65,61	0,11	0,19	0,52	0,98

Например, кобальт и марганец в кристаллической решетке магнетита занимают позиции B^[6], замещая ионы Fe²⁺. Магнитная структура в случае обращенной шпинели, где в узлах А находятся ионы Fe³⁺, а в узлах В – Fe³⁺ и M²⁺, спины которых вследствие отрицательного обменного взаимодействия ориентируются антипараллельно друг другу (С. Тикадзуми, 1983):



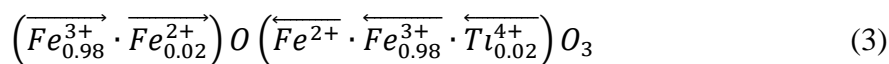
Спиновый магнитный момент иона Fe³⁺ (3d⁵) равен 5M_B. Тогда ион M²⁺ обладает магнитным моментом равным nM_B, для намагниченности насыщения, приходящейся на одну молекулу при 0 К:

$$M = \{(5 + n) - 5\}M_B = nM_B \quad (2)$$

Спины Fe³⁺ взаимно компенсированы, а магнитный момент иона M²⁺ зависит от последовательности заполнения 3d-оболочки электронами, ориентация спинов которых в каждом ионе изменяется в соответствии с правилом Хунда.

Например, замещение ионов Fe²⁺ ионами Mn²⁺ в структуре магнетита приводит к увеличению намагниченности, так как магнитный момент иона Mn²⁺ равен 5μ_B вместо 4μ_B для Fe²⁺. Замещение железа Co²⁺ приводит к уменьшению намагниченности насыщения, так как магнитного момента Co²⁺ составляет 3μ_B.

Титан замещает трехвалентное железо в шестерной координации по схеме: $2Fe^{3+} \rightleftharpoons Fe^{2+} + Ti^{4+}$, что приводит к тому, что часть Fe^{2+} занимает тетраэдрические позиции в структуре минерала и структурная формула имеет вид: $(Fe_{1-x}^{3+}Fe_x^{2+})^{[4]}[Fe^{2+}Fe_{1-x}^{3+}Ti_x^{4+}]^{[6]}O_4^2$. При x равном 0,02 магнитная структура магнетита приобретает следующий вид:



Спины Fe^{3+} в тетраэдрических и октаэдрических позициях взаимно компенсируют друг друга. Ион Ti^{4+} является диамагнитным, поскольку обладает электронной конфигурацией равной $3d^0$. Поскольку магнитный момент Fe^{2+} компенсируется только на 0,02 часть, то магнитный момент составляет $3,92\mu_B$.

Титаномагнетиты Медведевского месторождения различных участков в целом характеризуются неоднородным строением, обусловленным содержанием многочисленных закономерно ориентированных по отдельности тонкопластинчатых и пластинчатых выделений ильменита (I) и шпинели, как продуктов распада твердого раствора ряда $FeFe_2O_4 - TiFe_2O_4$, и блоково-пятнистых (аллотриоморфных) выделений ильменита (II), образовавшихся в результате собирательной перекристаллизации (рисунок 2).

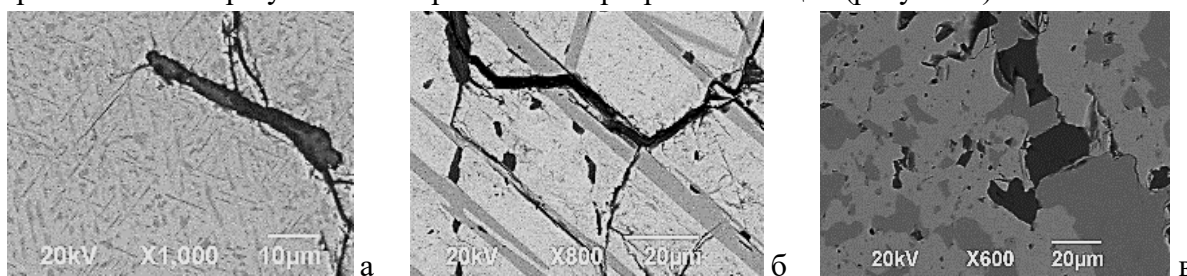


Рисунок 2 – Продукты распада твердого раствора ряда $FeFe_2O_4 - TiFe_2O_4$: тонко- и мелкопластинчатые (а и б), пластинчатые (б) и блоково-пятнистые разной размерности (в) выделения ильменита (серое) в магнетите (светло-серое)

Наблюдается четкая эволюция морфоструктурных характеристик – морфологии и размера выделений ильменита в процессе его собирательной перекристаллизации в постмагматическую стадию минералообразования (при минерагенезе): тонко- и мелкопластинчатый ильменит → пластинчатый ильменит → блоково-пятнистый (аллотриоморфный) ильменит. Эволюция морфоструктурных характеристик оказывает влияние на изменчивость морфологии зерен микроагрегатов дроблено-измельченного материала и их размеров в каждом классе гранулярного спектра руды (за счет техногенеза).

По анатомии (в сечении) зерен микроагрегатов в изученной нами пробе вкрапленных руд, подвергшихся процессам гипогенной мартитизации (замещением магнетита вторичным гематитом), прослежена гетерогенность фазового состава и строения титаномагнетита, что предопределяет изменчивость значений удельной магнитной восприимчивости и выход фракций (как в классе, так и в пробе) (рисунок 3).

График (рисунок 3) отражает особенности характера распределения в продуктах магнитной сепарации богатых рудных зерен микроагрегатов различной морфологии и крупности.

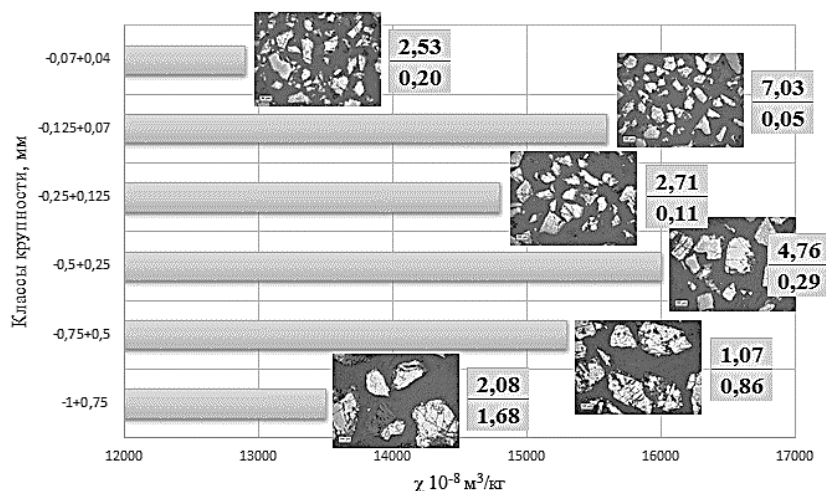


Рисунок 3 – Эволюция магнитных свойств в гранулярном спектре с учетом морфоструктурных характеристик сростков минералов (выход магнитной фракции в классе крупности (числитель) и пробе (знаменатель) при значении тока равном 0.0 А; электромагнитный индукционно-роликовый сепаратор 138Т-СЭМ)

Следует отметить, что в классах крупности -1+0,75 мм, -0,75+0,5 мм, -0,5+0,25 мм наблюдаются преимущественно гетерогенные зерна близкие по морфологии к изометричным и слабо вытянутым, а в классах крупности -0,25+0,125 мм, -0,125+0,07 мм, -0,07+0,04 мм – к вытянутым в одном направлении и однородным по крупности.

Такой подход к оценке магнитных свойств титаномагнетитов вкрапленных руд Медведевского месторождения позволил установить предварительные параметры выделения титаномагнетитов как продуктов магнитной сепарации с учетом удельной магнитной восприимчивости и особенностей раскрытия зерен микроагрегатов в гранулярном спектре дроблено-измельченной руды.

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ МИНЕРАЛОГИЯ БОКСИТОВ (СРЕДНИЙ ТИМАН)*

Размыслов И.Н.

Институт геологии им. академика Н.П.Юшкина Коми НЦ УрО РАН,
г. Сыктывкар, Россия, razmyslov-i@mail.ru

Abstract. The article is devoted to technological mineralogy of bauxite ore using the example of Middle Timan deposits, the methods and approaches of mineral processing are discussed.

Республика Коми является наиболее крупной и перспективной в России сырьевой базой бокситовых руд. Выделяют два бокситоносных района среднедевонского и нижнекаменноугольного возрастов. Первый - это Южнотиманский бокситорудный район,

* Работа выполнена при частичной финансовой поддержке Программы УрО РАН (проект 18-5-5-44) и Государственного задания № АААА-А17-117121270037-4 «Научные основы эффективного недропользования, развития и освоения минерально-сырьевой базы, разработка и внедрение инновационных технологий, геолого-экономическое районирование».

представленный бокситами осадочного происхождения. Средний минеральный состав бокситов в главных залежах южнотиманских месторождений приведен в работах [1, 2] Второй – Среднетиманский бокситоносный район, включающий 68% запасов провинции, лучших по качеству бокситов. Ворыквинская группа месторождений латеритных бокситов (Вежаю-Ворыквинское, Верхне-Щугорское и Восточное), имеет благоприятные горно-геологические условия для открытой разработки. Качество бокситов среднее и высокое, позволяющее использовать их для производства глинозема, абразивов, огнеупоров, а при производстве глинозема попутно извлекать редкие металлы (галлий, ванадий, ниобий, редкие земли скандий) [1, 2].

Возрастающее потребности страны в алюминиевом сырье и уменьшении доли “качественных” бокситов заставляют задумываться не только о развитии технологии переработки бокситового сырья, но и об актуализации некоторых подходов к рудоподготовке и обогащению. Например, достаточно прочно бытует мнение о необходимости измельчать руду до микронного состояния. Переизмельчение минералов приводит к увеличению площади поверхности и возрастанию роли поверхностных процессов по сравнению с объемными свойствами. Часто это приводит к захвату нерудных минералов и снижению качества концентратов. Кроме того, значительные усилия ученые тратят на технологии разделения бокситов на минералы. Подробно механизмы раскрытия минералов описаны в работе [3]. Разрабатываются технологии утилизации красных шламов. В конечном итоге мы имеем энергозатратные и капиталоемкие технологии.

Физической основой нового подхода является природная неоднородность бокситового сырья и большая дисперсия взаимосвязывающих параметров, определяющих его технологические свойства. Для увеличения контрастности минералов горной породы используют фазовые преобразования. Активно проводятся исследования в области высокоэнергетических кратковременных воздействий на вещество горной породы с целью фазовых трансформаций, минеральных преобразований, дезинтеграции минеральных ассоциаций, ускорения химических реакций [4, 5].

В работе [5] ускоренные электроны применялись для преобразования сульфидных минералов – пирит, арсенопирит, халькопирит, марматит и др. в магнетит, маггемит с целью увеличению магнитной контрастности рудообразующих минералов.

В работе [6] сравнивалось влияние температурной обработки и термообработки с последующим облучением электронами с энергиями примерно 2 МэВ на бокситовое сырье (Вежаю-Ворыквинское месторождение). Было установлено, что облучение предварительно обожженных образцов приводит к появлению новых фаз и к трансформации минералов железа в высокомагнитное состояние. Происходит перераспределение РЗЭ по магнитным фазам. Увеличение магнитной восприимчивости образца железистого боксита составило примерно 6 раз.

Нами выявлен химический состав порфириновых вкрапленников в радиационно-термически модифицированных бокситах, последний стал по сравнению с таковым в исходных бокситах гораздо более неоднородным. То есть после радиационно-термической обработки бокситов выявляется химическое диспропорционирование их вещества уже на уровне рудообразующих компонентов. Однако такого рода перегруппировка затронула не

только основные компоненты бокситов, но и микроэлементы. Детальные электронно-микроскопические исследования показали, что в ходе радиационно-термической обработки бокситов происходит образование их микроэлементами собственных минералов, представленных хорошо обособленными индивидами. Последние широко варьируются по форме (от изометричных до игольчатых) и размеру (от субмикронного до 0.5 мм) и подразделяются по составу. В результате радиационно-термической обработки в железистых бокситах происходит фазовая гетерогенизация, обусловленная образованием минеральных форм ценными микроэлементами, присутствующими в исходном бокситовом сырье в форме неизвлекаемой примеси, собственных гравитационно-извлекаемых минералов. Такого рода преобразование бокситов будет способствовать значительному повышению эффективности переработки бокситового сырья.

Список использованных источников

1. Беляев В.В. Минерально-сырьевая база алюминиевой промышленности России: состояние и перспективы. Сыктывкар: Коми научный центр УрО РАН, 1999. 66 с.
2. Лихачев В.В. Редкометальность бокситоносной коры выветривания среднего Тимана. Сыктывкар 1993, 223 с.
3. Кондратьев С.А., Котова О.Б., Ростовцев В.И. Межзерновые границы в процессах подготовки и обогащения труднообогатимого минерального и техногенного сырья: квантово-механические представления // Известия Коми научного центра УрО РАН. 2010. № 4 (4). С. 53-58.
4. Котова О.Б., Размыслов И.Н., Ростовцев В.И. и др. Радиационно-термическое модифицирование железистых бокситов в процессах их переработки // Обогащение руд. 2016. № 4. С. 16–22.
5. Ростовцев В.И. Радиационно-термический метод изменения магнитных свойств минералов в обогащении минерального сырья // Интерэкспо Гео-Сибирь. 2015. №3.
6. Котова О.Б., Размыслов И.Н., Ростовцев В.И. Новые методы и подходы к переработке бокситового сырья // Геология и минеральные ресурсы Европейского Севера-Востока России: Материалы XVII Геологического съезда Республики Коми. Т. III. Сыктывкар: ИГ Коми НЦ УрО РАН, 2019. С. 343-345.

ИНСТРУМЕНТАЛЬНЫЙ МЕТОД КОНТРОЛЯ СОХРАННОСТИ АЛМАЗНОЙ ПРОДУКЦИИ

Макарский И.В., Тарасова Л.Г., Никитин Д.Н.

*Институт «Якутнупроалмаз» АК «АЛРОСА» (ПАО), г. Мирный, РС (Якутия), Россия
e-mail: TarasovaLG@alrosa.ru*

Abstract. Instrumental control method together with synthetic color-treated indicator diamonds used for monitoring the intactness of diamonds produces reliable and objective measurements of process-related damage to diamonds within the technological process of an ore-treatment plant.

Для контроля сохранности алмазной продукции в технологическом процессе обогатительных фабрик АК «АЛРОСА» (ПАО) используется метод окрашенных алмазов-индикаторов. В качестве алмазов-индикаторов применяются природные или синтетические алмазы крупностью -5+2 мм, окрашенные в отличный от природных алмазов цвет для создания идентификационного признака. Природные алмазы-

индикаторы отбираются из продукции обогатительных фабрик и окрашиваются в зеленый цвет ионизирующим излучением. Синтетические алмазы-индикаторы изготавливаются методом НРНТ (высокое давление, высокая температура) с имплантацией в среду кристаллизации атомов бора для придания им синего цвета, насыщенность цвета определяется концентрацией бора в кристалле.

Сущность метода заключается в том, что сформированная контрольная коллекция алмазов-индикаторов забрасывается в технологическую схему фабрики, извлекается из схемы, идентифицируются образы кристаллы до и после прохождения технологического процесса и определяются показатели – техногенная повреждаемость (содержание техногенно-поврежденных кристаллов), потеря массы и степень поврежденности. На основании анализа показателей делаются выводы о наиболее сохранном для алмазной продукции технологическом процессе, оборудовании или режиме. Достоинством метода окрашенных алмазов-индикаторов являются однозначность происхождения повреждений, точность определения весовых потерь, фиксированные качественные характеристики кристаллов до и после заброса в технологический процесс.

Для идентификации алмазов-индикаторов осуществляется фиксация их образов до и после прохождения технологического процесса обогатительной фабрики. Для этого контрольная коллекция алмазов-индикаторов описывается, каждый кристалл фотографируется в нескольких проекциях, фиксируются его вес и качественные характеристики (морфологическая форма, наличие включений, трещин, сколов). Идентификация образов кристаллов до и после прохождения технологического процесса фабрики осуществляется минералогом с использованием микроскопа и весового оборудования.

В настоящее время в АК «АЛРОСА» (ПАО) разработан инструментальный метод контроля сохранности алмазной продукции с использованием системы рентгеновской томографии и алмазов-индикаторов. Метод предназначен для оценки техногенной повреждаемости алмазов-индикаторов в технологическом процессе обогатительных фабрик и выбора на основе данной оценки наиболее сохранного для алмазной продукции технологического процесса, оборудования или режима. Идентификация алмазов-индикаторов и расчет показателей сохранности осуществляется по результатам сканирования кристаллов до и после прохождения кристаллами технологического процесса фабрики в рентгеновском томографе, что исключает влияние на оценку человеческого фактора.

Система рентгеновской томографии состоит из рентгеновского томографа СТ-Portable (рисунок 1), устройства позиционирования алмазов-индикаторов и специализированного программного обеспечения. Рентгеновский томограф и программное обеспечение разработаны в институте «Fraunhofer» (Германия).

Программное обеспечение «Volex 6.2» предназначено для сканирования алмазов-индикаторов в рентгеновском томографе СТ-Portable до и после прохождения кристаллами технологического процесса обогатительной фабрики. Программное обеспечение «VolumePlayer 7.03 (Diamond Recognition)» используется для создания электронной базы 3D-образов кристаллов, их идентификации до и после технологического процесса и расчета показателей сохранности (техногенная повреждаемость, потеря массы, степень поврежденности).



Рисунок 1 – Рентгеновский томограф CT-Portable

Для сканирования подготовленная коллекция алмазов-индикаторов помещается в устройство позиционирования, которое представляет из себя контейнер, состоящий из вкладывающихся друг в друга кювет (рисунок 2).

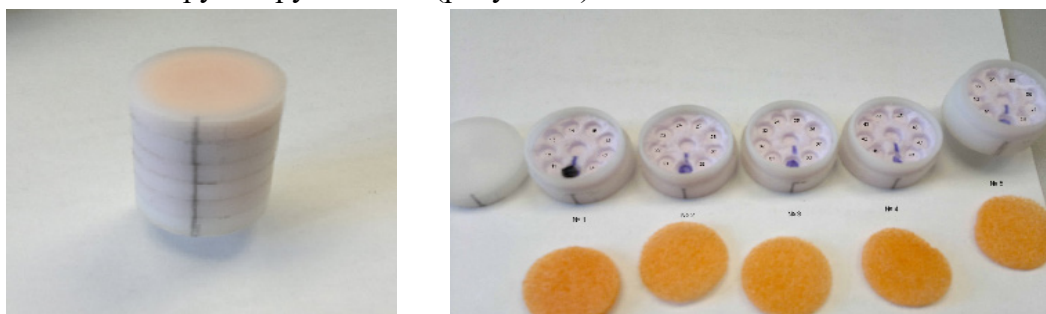


Рисунок 2 – Устройство позиционирования

Для оценки техногенной повреждаемости алмазов-индикаторов с использованием системы рентгеновской томографии выполняется эксперимент в следующей последовательности:

1. Подготовка коллекции окрашенных алмазов-индикаторов.
2. Предварительное сканирование алмазов-индикаторов в рентгеновском томографе CT-Portable до прохождения технологического процесса с использованием программы «Volex 6.2».
3. Заброс окрашенных алмазов-индикаторов в технологическую схему обогатительной фабрики и их извлечение из схемы.
4. Повторное сканирование алмазов-индикаторов в рентгеновском томографе CT-Portable после извлечения из технологической схемы с использованием программы «Volex 6.2».
5. Обработка результатов сканирования (идентификация алмазов-индикаторов) и расчет показателей сохранности с использованием программы «VolumePlayer 7.03 (Diamond Recognition)».

Результаты распознавания 3-D образов синтетических окрашенных алмазов-индикаторов до ввода их в технологический процесс обогатительной фабрики и после извлечения представлены на рисунке 3. Исследования показали, что синтетические алмазы-индикаторы обладают более однородными по сравнению с природными алмазами прочностными свойствами.

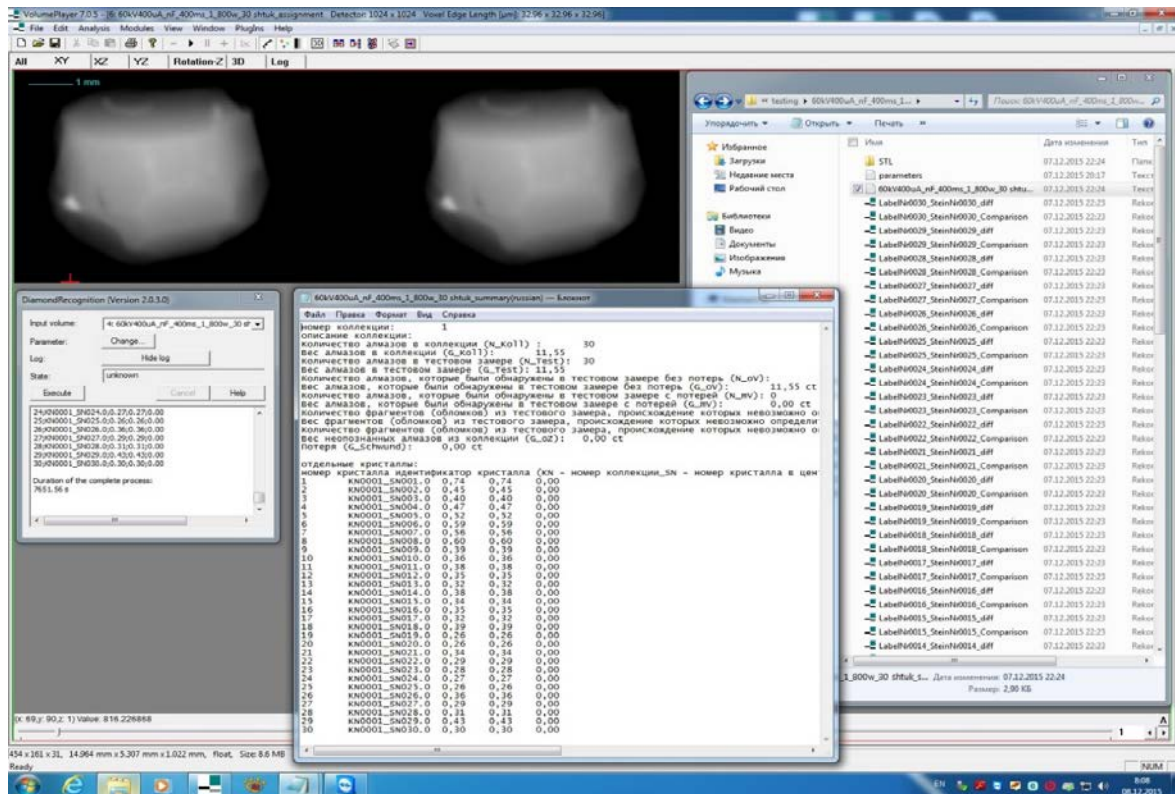


Рисунок 3 – Результаты распознавания 3-D образов синтетических алмазов-индикаторов

Использование инструментального метода в комплексе с синтетическими алмазами-индикаторами позволяет получить достоверные и объективные показатели техногенной повреждаемости алмазной продукции в технологических процессах обогатительных фабрик.

ИЗУЧЕНИЕ ОСОБЕННОСТЕЙ МЕТОДА ПЕРЕРАБОТКИ ЗОЛОТО-МЕДНЫХ РУД В ЗАВИСИМОСТИ ОТ СОДЕРЖАНИЯ И ФОРМ НАХОЖДЕНИЯ МЕДИ

Касымова Д.Б.^{1,2}, Әділқанова М.Ә., Мамяченков С.В., Кушакова Л.Б.

¹ ВКГТУ им. Д.Серикбаева, г. Усть-Каменогорск, Казахстан,

² Филиал «РГП НЦКПМС РК» «ВНИИцветмет», г. Усть-Каменогорск, Казахстан

e-mail: Vinogradova-85@mail.ru

Abstract. Currently, the problem of processing gold ores containing copper is one of the most pressing, since copper in gold ores is both a valuable component and a harmful impurity, complicating the process of extracting gold. The criteria for the persistence of gold ores include physical depression, chemical depression, and the sorption activity of minerals present in the ore.

В настоящее время проблема переработки золотых руд, содержащих медь, относится к числу наиболее актуальных, так как медь в золотых рудах является одновременно и попутным ценным компонентом и вредной примесью, осложняющей процесс извлечения золота. Прежде всего это касается цианирования – одной из главных операций в процессе металлургической переработки золоторудного сырья. Поскольку

цианирование для технологии извлечения золота является базовым переделом, то золотые руды или концентраты, которые по тем или иным причинам трудно поддаются обработке цианированием, относят к категории упорных. Упорность золотых руд по отношению к цианистому процессу характеризуется несколькими критериями, которые определяются характером взаимосвязи частиц золота с минералами и породой в руде, наличием минералов и веществ в руде, замедляющих скорость растворения золота и вызывающих повышенный расход цианида, присутствием в руде природных сорбентов. К критериям упорности золотых руд относят физическую депрессию, химическую депрессию, а также сорбционную активность минералов, присутствующих в руде [1]. Золото в рудах находится в основном в металлическом виде. По характеру связи частиц золота с рудными породами они разделяются на три категории:

- золотины с полностью обнажённой поверхностью, так называемое «свободное» золото (в этом случае свободное золото извлекается в голове процесса методами гравитационного обогащения);

- золотины с частично обнажённой поверхностью

- золото в сростках с минералами, покрытое не сплошными плёнками (достаточно хорошо извлекается цианистым процессом, если хотя бы одна точка такой золотой частицы становится доступной для контакта с цианидом);

- золотины, поверхность которых полностью изолирована от контакта с растворителями, это в основном тонко вкрапленное золото (руды с тонко вкрапленным золотом являются наиболее упорными для процесса цианирования). Как правило, тонкое золото рассеяно в таких минералах-носителях, как кварц и сульфидные минералы железа, меди, цинка, сурьмы, мышьяка и др. минералов, присутствующих в руде [2]. Высокая плотность структуры таких минералов, абсолютно непроницаемых для цианистых растворов, и дисперсность заключённого в них золота обуславливают технологическую упорность золотых руд и концентратов в гидromеталлургическом процессе. Механическую недоступность частиц золота для цианистого раствора принято считать физической депрессией золота.

Медистые руды – довольно распространённый тип золотосодержащих руд. Присутствие минералов меди сильно осложняет процесс цианирования, повышая расход цианида и снижая извлечение золота. Однако при выборе технологической схемы переработки медистой золотосодержащей руды следует учитывать также и то, что в определённых случаях попутное извлечение меди может представлять практический интерес. Минералы меди, активно взаимодействуя с цианистыми растворами, являются причиной больших потерь цианида вследствие образования комплексных цианистых соединений меди. В отличие от золота и серебра медь способна окисляться также водой и может переходить в раствор даже в отсутствие кислорода.

В результате активного взаимодействия медных минералов с цианидом наличие в руде относительно небольшого количества меди (десятые доли процента) может вызвать большой расход цианида, поэтому применение обычного процесса цианирования может стать нерентабельным. Однако трудности переработки медистых руд не ограничиваются только высоким расходом цианида. Присутствие в рабочих растворах комплексных цианистых анионов меди сопровождается заметным уменьшением скорости растворения

золота и снижает показатели извлечения золота на сорбенты в сорбционном процессе. Вредное влияние меди на растворение золота объясняется не только понижением концентрации ионов свободного цианида, но и образованием на поверхности благородных металлов плёнок меди, замедляющих процесс растворения.

В соответствии с этой теорией, вблизи поверхности растворяющегося золота в диффузионном слое концентрация свободных ионов цианида может сделаться столь малой, что равновесие реакций диссоциации комплексных анионов меди смещается вправо вплоть до образования нерастворимого в воде простого цианида меди CuCN . Осадок CuCN покрывает поверхность золота и затрудняет его переход в раствор. Если концентрация меди в растворе сохраняется постоянной, то при повышении концентрации цианида увеличивается концентрация свободных ионов CN . Поэтому плёнка цианистой меди растворяется и меньше тормозит процесс растворения золота. С повышением содержания цианида в растворе скорость осаждения меди на поверхности золота сильно снижается, а скорость перехода золота в раствор возрастает. В этой связи выбор наиболее оптимального способа извлечения золота в первую очередь зависит от конкретной руды и представляет сложную задачу, требующую проведения детальных технологических исследований и проведённых на их основе технико-экономических расчётов.

Список использованных источников

1. Барченков В.В. Технология гидрометаллургической переработки золотосодержащих флотоконцентратов с применением активных углей: монография. Чита: Поиск, 2004. 242 с.
2. Лодейщиков В.В. Технология извлечения золота и серебра из упорных руд. В 2 т. Иркутск: ОАО «Иргиредмет», 1999.

ПОВЫШЕНИЕ ИЗВЛЕЧЕНИЯ АЛМАЗОВ ИЗ МЕТАСОМАТИЧЕСКИ ИЗМЕНЕННЫХ КИМБЕРЛИТОВЫХ РУД ЗА СЧЕТ ПРИМЕНЕНИЯ УЛЬТРАЗВУКОВЫХ И ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКИХ ВОЗДЕЙСТВИЙ В ЦИКЛЕ ЛИПКОСТНОЙ СЕПАРАЦИИ

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

¹*Научно-исследовательский и проектный институт "Якутнипроалмаз" АК "АЛРОСА"
(ПАО) АК «АЛРОСА», г. Мирный, Россия*

²*Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем
комплексного освоения недр им. академика Н.В.Мельникова РАН, Москва, Россия*

³*Политехнический институт (филиал) СВФУ в г. Мирном, Россия,
e-mail: mirniy.yuriy@mail.ru*

Abstract. The structural features of mineral formations on hydrophilic diamond crystals lost in the separation process on sticky tables are investigated. A combined electrochemical - ultrasonic technology to increase the efficiency of the separation process on sticky tables during the enrichment of diamond-containing kimberlites is proposed.

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, как правило, методами липкостной и пенной сепараций, эффективность которых резко снижается вследствие образования на поверхности кристаллов гидрофильных пленок, механизм образования и закрепления которых определяется в первую очередь минералогическим составом перерабатываемых кимберлитов.

Среди кимберлитовых месторождений Якутской алмазоносной провинции трубки Нюрбинская и Ботуобинская в настоящее время являются основными поставщиками алмазосодержащих кимберлитов, характеризующихся высокой степенью измененности. Переработка кимберлитовых руд трубок Нюрбинская и Ботуобинская осуществляется на обогатительной фабрике №16 Нюрбинского ГОКа по технологической схеме, заключительной операцией которой является процесс липкостной сепарации.

Результатами выполненного комплекса теоретических исследований горно-геологических и гидрогеологических условий залегания рассматриваемых кимберлитовых трубок установлена высокая степень вторичных преобразований основных минералов кимберлитов, обусловленная контактом вмещающих пород и сильноминерализованных подземных водных систем вследствие которого в рассматриваемой системе появляются минералы, обуславливающие образование на поверхности алмазов гидрофильных пленок (оксиды железа, магния, кальция и др.), снижающих эффективность извлечения кристаллов методом липкостной сепарации.

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 снижаются их природные гидрофобные свойства и, соответственно, извлечение методом липкостной сепарации.

Исследованиями ИПКОН РАН, НИГП и института «Якутнипроалмаз» АК «АЛРОСА» установлено, что на поверхности не извлеченных алмазов, содержащихся в хвостовых продуктах липкостной сепарации, присутствует значительное количество гидрофильных образований, содержащих глинистые минералы, имеющие 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 кальция. Такой состав соответствует диагностированному элементному составу шламовых классов образцов гидротермально измененных кимберлитов, для которых характерна большая массовая доля кремния и меньшая кальция.

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

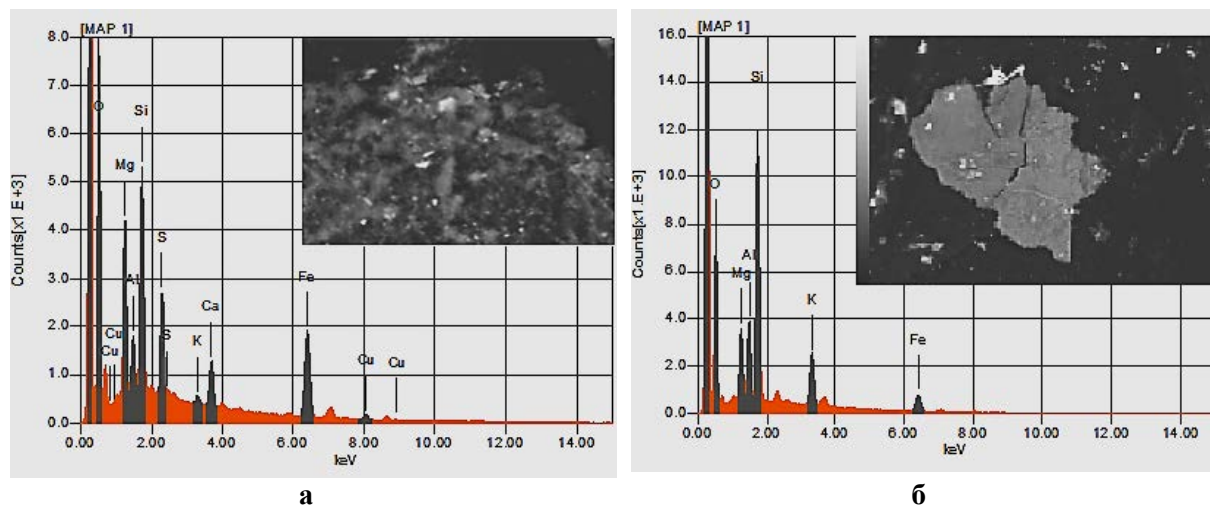


Рисунок 1. – Изображения и рентгеновские спектра тальк – смектитового (а) и серпентин-карбонатного (б) образования на поверхности алмаза

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 гидрофильных кристаллов алмазов, теряемых в процессах липкостной сепарации.

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 проведены на алмазосодержащем сырье трубок «Мир» и «Интернациональная» в схеме ОФ№3 Мирнинского ГОКа.

Как показали результаты испытаний, такая схема обеспечивает прирост извлечения алмазов в липкостной сепарации от 4,3 до 8,1%.

В процессе испытаний было установлено, что электрохимическая обработка оборотной воды модифицирует ее свойства до параметров, значения которых позволяют частично разрушить минеральные образования на поверхности алмазных кристаллов и предупредить их повторное образование.

Однако, применение электрохимического метода модифицирования поверхности алмазных кристаллов наиболее эффективно для удаления тонкослойных пленок вторичной техногенной гидрофизации.

С учетом данного факта последующие исследования были направлены на дальнейшее повышение эффективности процесса липкостной сепарации и ставили задачей разработку комбинированной технологии, предусматривающей использование наряду с электрохимическим кондиционированием воды технологию ультразвуковой обработки пульпы, обеспечивающей удаление с поверхности минерала массивных (рельефных) гидрофилизующих поверхностных образований, имеющих структуру конгломератов зерен породных минералов тонких классов, отличающихся относительно

прочным (адгезионным) сцеплением с поверхностью алмаза и не удаляющихся при обработке пульпы в механических аппаратах.

Причиной эффективности дополнительного применения ультразвуковой технологии является совокупность кавитационного и гидродинамического воздействия (акустических течений и звукокапиллярных эффектов) на макрообъекты (10^{-2} – 10^{-3} см), сравнимые с длиной волны (10^{-2} – 10^{-4} см) ультразвукового излучения (рисунок 2).

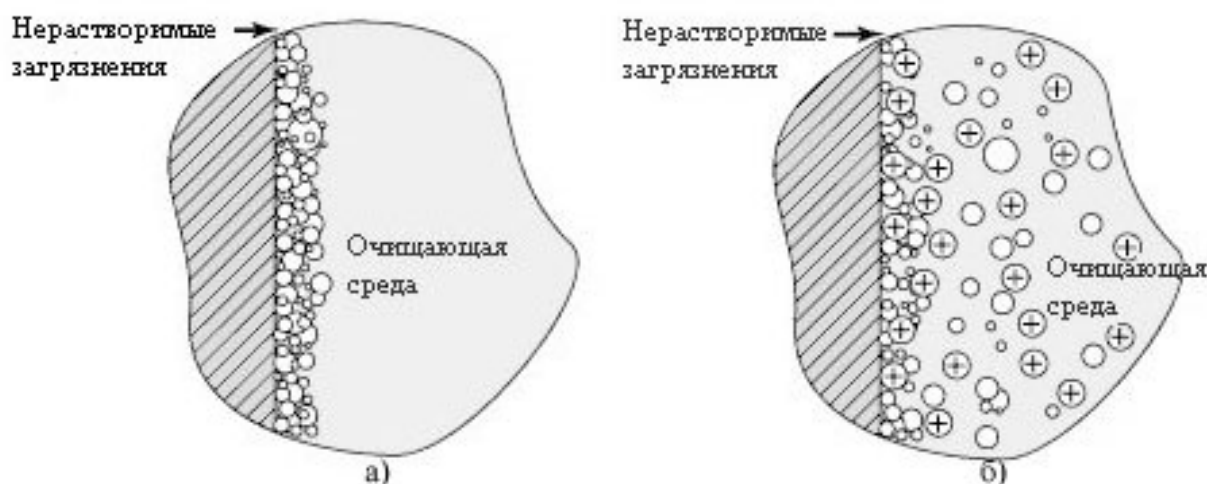


Рисунок 2. - Принципиальная схема очистки поверхности алмазов продуктами электрохимического кондиционирования водных сред (ЭКВС) (а) и при комбинированном действии продуктов ЭКВС и ультразвуковой обработки (б)

Следует отметить, что совместное применение ультразвуковой и электрохимической технологий позволяет не только разрушить гидрофилизующие поверхностные образования, но и предупредить их повторное закрепление на поверхности алмаза.

Как показали результаты укрупненных стендовых испытаний применение ультразвуковой обработки алмазосодержащей пульпы совместно с использованием электрохимического кондиционирования оборотной воды может обеспечить снижение потерь алмазов в операции липкостной сепарации на 18,6% (таблица 1).

Таблица 1 – Технологические показатели липкостной сепарации в период испытаний комбинированной технологии восстановления гидрофобности алмазов

Режим (с использованием электрохимического кондиционирования оборотной воды)	Название пробы	Содержание алмазов в хвостах, у.е.
Без ультразвуковой обработки	Хвосты СЛ-10 по классу -6+1мм	43
С ультразвуковой обработкой	Хвосты СЛ-10 по классу -6+1мм	35

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

**ЭКСПРЕСС-МЕТОД ОЦЕНКИ ИЗОМЕТРИЧНОСТИ ЧАСТИЦ
ДЛЯ КОНТРОЛЯ КАЧЕСТВА ФЕРРОСИЛИЦИЯ**

Тимофеев А.С.

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

Abstract. Currently, in connection with the expansion of the heavy (dense) media separation process at the enriching factories, there is a need to solve the problem of quality control of the used ferrosilicon. This paper presents an express method for the quality control of ferrosilicon, the use of which allows using data on poured density and solid density ferrosilicon, to estimate the isometry of its particles.

В настоящее время в связи с распространением процесса тяжелосредной сепарации (ТСС) на обогатительных фабриках РФ возникает необходимость решения задачи по снижению потерь дорогостоящего утяжелителя - ферросилиция. Потери ферросилиция, возникающие в технологическом процессе, могут составлять до 40% от общих эксплуатационных расходов установки ТСС, что приводит к увеличению себестоимости извлечения полезного компонента. Как показали исследования многих специалистов в данном вопросе, для сокращения эксплуатационных расходов установки ТСС необходимо применять ферросилиций с наиболее изометричной округлой формой частиц, не имеющих трещин на поверхности и внутри. Изометричный ферросилиций более эффективно регенерируется в цикле магнитной сепарации, более устойчив к истиранию и коррозии, легче извлекается в цикле уплотнения среды, обеспечивает получение более чистых продуктов и более низкие потери среды.

В соответствии с вышеизложенным для контроля качества используемого ферросилиция необходим простой экспрессный метод оценки изометричности частиц.

Форму частиц сыпучих материалов на практике оценивают с использованием различных коэффициентов, определяющих степень отклонения от правильных геометрических фигур. Коэффициент изометричности частиц определяется следующим образом:

$$K_l = \lg\left(\frac{l}{b}\right) \quad (1)$$

где l – длина частицы; b – ширина частицы.

Из теории плотнейших шаровых упаковок известно, что на максимальную плотность упаковки монодисперсных систем помимо способа упаковки влияет также форма частиц. В таблице приведены значения максимальной плотности упаковки для различного соотношения частиц одинакового размера.

Таблица – Максимальная плотность упаковки частиц одинакового размера в зависимости от соотношения длины (l) к ширине (b)

Соотношение длины к ширине частицы (l/b)	2	4	6	10
Максимальная плотность упаковки (φ_{max})	0,68	0,60	0,53	0,42

В свою очередь плотность упаковки определяется как:

$$\varphi_{\max} = \frac{V_m}{V_c} = \frac{\rho_{\text{нас}}}{\rho_{\text{ист}}}, \quad (2)$$

где, V_m – суммарный объем занятый твердыми частицами в ячейке; V_c – объем ячейки; $\rho_{\text{нас}}$ – насыпная плотность твердых частиц в ячейке; $\rho_{\text{ист}}$ – истинная плотность твердых частиц в ячейке.

Исходя из выражения (2) можно сделать вывод, что изометричность частиц будет зависеть от насыпной и истинной плотности ферросилиция.

Материалами исследования в настоящей работе являлись образцы ферросилиция различных производителей. В качестве эталонных образцов с высоким и низким коэффициентом изометричности был взят гранулированный гематит и измельченный волластонит.

Насыпную плотность образцов ферросилиция различных производителей определяли измерением массы порошка, который в свободно насыпанном состоянии полностью заполняет ячейку известного объема (ГОСТ 19440-94).

Истинную плотность образцов ферросилиция различных производителей определяли пикнометрическим методом (ГОСТ 22662-77).

Геометрические параметры частиц, необходимые для расчета коэффициентов форм, измеряли в «Аналитическом центре изучения природного вещества» ИПКОН РАН на конфокальном лазерном сканирующем микроскопе (KEYENCE VK 9700). Для измерения длины и ширины из каждого образца ферросилиция методом квартования отбирали пробу, в которой измерялись геометрические параметры 500 - 700 частиц.

В результате была получена корреляционная зависимость плотности упаковки (коэффициента заполнения) от коэффициента изометричности образцов ферросилиция различных производителей.

К ВЫБОРУ СХЕМ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ С УЧЁТОМ ОСОБЕННОСТЕЙ ПРОЦЕССОВ ДЕЗИНТЕГРАЦИИ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ В БАРАБАННЫХ МЕЛЬНИЦАХ

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

¹ Южно-Российский государственный политехнический университет им. Платова,
г. Новочеркасск, Россия

² ООО «Ресурс», г. Ставрополь, Россия, e-mail: petrmalyarov@gmail.com

³ Национальный технический университет «Днепропетровская политехника», Украина

Abstract. The paper presents the results of studies of the mechanism of the destruction of mineral raw materials in ball mills. It is established that the most effective grinding takes place in the layer with discrete sliding between the layers of ball loading. In this case, the free spaces between the balls are filled with particles of minerals, between which there is a force contact. In semi-self-grinding mills (SGM), balls do not form layers of grinding bodies. This is due to their small amount compared with the volume of mineral raw materials involved in the movement. It has been reliably established that the distribution of loading particles in the cross section of drum mills does not depend on the density of the material, but on their size. Larger loading elements form the outer layers, while smaller ones are located closer to the

center of rotation of the loading. This explains the lower specific performance and increased specific energy consumption in the finished class at SGM mills compared with ball mills.

The most important stage in the design of ore preparation sections is the selection of equipment and the assessment of the efficiency of the distribution of disintegration energy between successive stages. To do this, it is necessary to conduct studies of the comparative efficiency of the processes of destruction of mineral raw materials in apparatus of various types.

Энергоёмкость процессов обогащения руд чёрных и цветных металлов определяется правильным подбором оборудования дезинтеграции минерального сырья в схемах рудоподготовки. Наряду с традиционными схемами измельчения минерального сырья в шаровых (ШМ) и (РГМ) мельницах в настоящее время широкое распространение получили мельницы мокрого полусамоизмельчения (ММПСИ). В последние десятилетия на ряде предприятий успешно применяют измельчающие валки высокого давления (ИВВД), а для тонкого измельчения при обогащении бедных и забалансовых руд вертикальные мельницы типа «VERTIMILL».

Исследования движения загрузки в шаровой мельнице с помощью скоростной видеосъёмки позволили установить, что в ряде случаев скольжение между слоями загрузки на траекториях подъёма и в местах первоначального контакта с футеровкой в зоне пяты носит дискретный характер [1]. Для изучения механизма разрушения частиц минерального сырья в сочетании с характером проскальзывания между слоями загрузки были проведены несколько серий опытов. Динамическое силовое взаимодействие между шарами сопрягаемых слоёв имеет место, в случае если между ними отсутствует разделительный слой измельчаемого материала.

На рисунке 1 а представлены графики зависимости содержания класса -100 мкм при сухом (1) и мокром (2) измельчении отмытого кварцевого песка в зависимости от коэффициента K заполнения свободного пространства между шарами измельчаемым материалом.

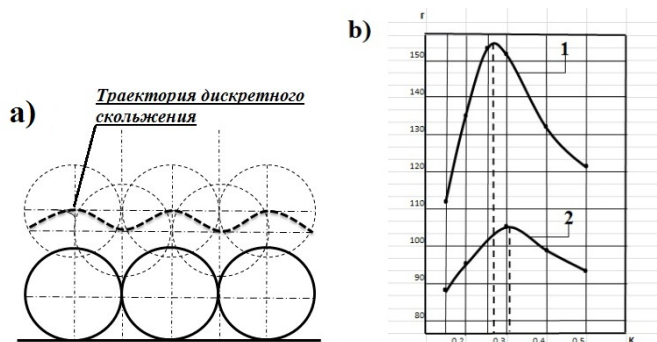


Рис.1 Исследования кинетики
измельчения в ШМ
а) Вариант укладки шаров на
траекториях подъёма
б) Зависимость содержания
класса - 100 мкм от коэффициента
наполнения K при 1 (мокрое) и 2 (сухом),
при измельчении кварцевого песка в ШМ

Установлено, что наиболее эффективное измельчение минерального сырья происходит в слое под давлением, когда между всеми частицами, заполняющими свободное пространство между шарами, происходит силовое взаимодействие с передачей энергии от мелющих тел. В практике эксплуатации шаровых мельниц на обогатительных предприятиях такое состояние, соответствующее максимальной производительности, устанавливается эмпирически. Внедрение в практику дезинтеграции минерального сырья мельниц мокрого полусамоизмельчения (ММПСИ) взамен шаровых мельниц (ШМ) изначально кроме увеличения единичной мощности и производительности дробильно-измельчительного оборудования имело своей целью сокращение операций дробления в схемах рудоподготовки.

Вместе с тем применение мельниц ММПСИ взамен ШМ в первой стадии измельчения привело к значительному повышению удельных расходов энергии на единицу готового к обогащению продукта и снижению производительности секций измельчения по исходному питанию. Снижение производительности по исходному питанию обусловлено использованием крупных кусков руды в качестве мелющих тел для более мелких. При этом уменьшение объёма мелющих тел в загрузке с 45% до 15-20% также негативно сказывается на процессе измельчения. В процессе эксплуатации для повышения производительности мельниц ММПСИ в ряде случаев схему дезинтеграции дополняют дробилками предварительного дробления исходного питания и додрабливания продуктов измельчения. При этом количество операций дробления по сравнению с традиционными схемами не уменьшается.

В ШМ дискретность проскальзывания обеспечивает подвижность шаров в направлении перпендикулярном движению слоев по круговым траекториям. При этом сложная траектория шаров внутренних слоёв обеспечивается силовыми взаимодействиями между ними. Установлено, что увеличение нагрузки на ШМ измельчаемым материалом приводит к прекращению дискретности проскальзывания, уменьшению или прекращению подвижности шаров внутренних слоёв в поперечном направлении и как следствие к снижению производительности по готовому классу. Особенностью измельчения минерального сырья в шаровых мельницах является то, что размеры частиц минералов всегда меньше размеров мелющих тел, поэтому не нарушаются условия продольной и поперечной сегрегации [2] слоёв мелющих тел.

Эффективность крупных кусков руды предназначенных в качестве мелющих тел для более мелких кусков в мельницах ММПСИ меньше чем эффективность шаров в ШМ, по причине меньшего числа единичных контактов за один оборот мельницы, а также отличия в плотности этих материалов.

Исследования движения элементов загрузки в мельницах ММПСИ было выполнено с целью изучения закономерностей распределения частиц минерального сырья и мелющих тел разных размеров в поперечном сечении барабана. Исследования были выполнены при заполнении барабана шарами равном 15% от полного объёма для сухого и мокрого измельчения. В первой серии экспериментов размеры частиц минерального сырья были приняты больше чем размеры мелющих тел, что соответствует реальному соотношению в ряде мельниц ММПСИ. Моделировалось взаимодействие кусков руды с максимальным средним диаметром до 300 мм и шаров диаметром 125 мм. Эксперимент проводился при сухом и мокром измельчении.

На рисунке 2 а представлена картина распределения такой загрузки при сухом измельчении. Наиболее крупные элементы загрузки, т.е. частицы минерального сырья, располагаются во внешних слоях, более мелкие частицы и соразмерные им мелющие тела находятся в центральной зоне. При этом имеет место стохастическое распределение незначительного количества шаров у периферии и крупных кусков руды в центре вращения загрузки.

При мокром измельчении количество шаров в массе крупных кусков минералов у периферии увеличивается. При этом тенденция распределения элементов загрузки по размерам в поперечном сечении барабана сохраняется.

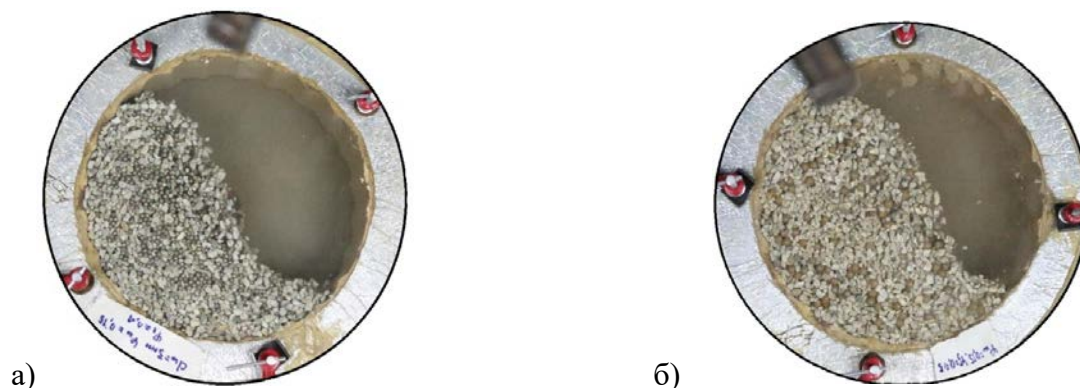


Рисунок 2 - Распределение загрузки в сечении барабана мельницы ММПСИ:

а) при размерах частиц минералов больше диаметра шаров; б) диаметр шаров больше среднего размера частиц минералов

Для подтверждения закономерности распределения элементов загрузки по размерам, а не по весу была проведена серия опытов для нереальных соотношений размеров мелющих тел и частиц минерального сырья. Диаметр моделируемых шаров был принят равным 300 мм, а средний размер частиц минералов не более 200 мм. На фотографии рисунка 2б видно, что крупные шары стремятся занять положение во внешних слоях загрузки, а частицы минерального сырья в центре вращения загрузки. Кроме этого была выполнена серия опытов при среднем диаметре частиц равном диаметру мелющих тел (125 мм). В этом случае распределение мелющих тел в массе измельчаемого материала при сухом и при мокром измельчении можно считать равномерным.

При проектировании барабанных мельниц и секций измельчения следует иметь в виду, что загрузка шаровой мельницы преимущественно крупными классами приводит к тому, что первоначальная заполняемость свободного пространства между шарами обеспечивает эффективное измельчение в слое под давлением на начальном этапе взаимодействия шаров с измельчаемым материалом. Однако по мере разрушения крупных частиц в последующих сечениях насыпной объем измельчаемого материала уменьшается и разрушение в слое под давлением реализуется в меньшей степени по причине отсутствия силового контакта между частицами в слое.

Для эффективного измельчения минерального сырья в шаровых мельницах в исходном питании наряду с крупными классами должны присутствовать и мелкие классы. В известной мере уменьшение насыпного объема минерального сырья по мере продвижения к разгрузке компенсируется перемещением более мелких классов жидкой фазой пульпы с большей скоростью, нежели скорость перемещения крупных классов. Анализ схем измельчения [3] без ММПСИ с использованием ИВВД, шаровых и рудногалечных мельниц характеризуется более низким энергопотреблением.

Выводы

1) В шаровых мельницах эффективное измельчение минерального сырья происходит в слое под давлением при рациональном заполнении пространства между шарами. Характерным для шаровых мельниц является устойчивое формирование слоёв шаровой загрузки с соблюдением закономерностей поперечной и продольной сегрегации.

2) В мельницах ММПСИ распределение элементов загрузки в поперечном сечении барабана принципиально отличается от шаровых мельниц. Формирования слоёв шаровой загрузки не происходит, шары распределены в массе измельчаемого минерала. Повышение производительности мельниц ММПСИ по сравнению с мельницами самоизмельчения связано с увеличением средней плотности загрузки.

3) Распределение элементов загрузки в сечении барабана определяется не их массой или плотностью, а размерами. Более крупные преимущественно располагаются во внешних слоях, меньшие концентрируются вокруг центра вращения загрузки.

4) Выбор оборудования дезинтеграции при проектировании секций рудоподготовки следует производить учётом всех капитальных затрат, включая стоимость строительства и объёмы запасов месторождений, обеспечивающих окупаемость проекта в целом.

Список использованных источников

1. Маляров П.В., Ковалёв П.А., Бочкачев А.В., Долгов А.М. Исследование механизмов разрушения минерального сырья в шаровых мельницах // Обогащение руд. 2018. №3. С. 3-8.
2. Маляров П.В., Ковалёв П.А., Долгов А.М. К вопросу об измельчении минерального сырья в мельницах полусамозмельчения. XII конгресс обогатителей стран СНГ.
3. Янкович А., Валери В. Сравнение вариантов рудоподготовки при переработке тонковкрапленных магнетитовых руд // Обогащение руд. 2012. №5. С. 3-8.

ПРИМЕНЕНИЕ КОСВЕННОГО МЕТОДА ОЦЕНКИ РАСКРЫТИЯ МИНЕРАЛЬНОЙ ЧАСТИ УГЛЯ ПРИ ЕГО ДЕЗИНТЕГРАЦИИ*

Герасимов А.М., Лазарева В.В.

НПК «Механобр-техника», Санкт-Петербург, Россия, e-mail: lazareva_vv@npk-mt.spb.ru

Abstract. The method of indirect assessment of the mineral liberate of coal has advantages. The parameter indirectly characterizing the dissemination is informative for assessing the enrichment of small technological samples during low-volume testing, the development of geological and technological classification of ore deposits and their geological and lithological copying.

Повышение степени переработки угля с улучшением его качества и расширение ассортимента угольной продукции - является актуальной задачей. Так, при обогащении угля ставится несколько целей. Во-первых, удаляются минеральные вещества и примеси, а во-вторых, добытый уголь делится на фракции необходимые потребителю.

Разделение угля на необходимые классы крупности происходит на подготовительном этапе обогащения. В этот этап входят такие виды операций, как грохочение и дробление. Если говорить о стадии дробления, то на первый взгляд её роль достаточно проста - разбить имеющиеся куски горной породы до необходимых размеров. Однако, основная задача на этом этапе заключается в том, чтобы раскрыть компоненты

* *Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда (проект № 18-17-00169), научный руководитель проекта д-р техн. наук В.А. Арсентьев.*

горной массы (разъединить сростки органической и минеральных частей) для лучшей подготовки углей к непосредственному обогащению.

Минеральные включения в угольных пластах имеют различную природу образования и крепкую связь с органической частью. При дроблении угля происходит разрушение кусков по плоскостям напластования, а также по границам уголь—минеральные включения. В последнем случае происходит, так называемое, раскрытие минеральных включений и даже их отделение от угля. Очевидно, для достижения максимального раскрытия минералов, необходимо подобрать оптимальные способы дезинтеграции.

Известно, что при очень тонкой вкрапленности минерала распределение его по классам крупности должно быть равномерным. При этом численные значения извлечения минерала в тот или иной класс крупности должны быть равны выходу этого класса - $\varepsilon_k - y_k = 0$ (критерий Ханкока). Чем более тонко вкраплен минерал, тем равномернее он распределяется в частицах различной крупности. Напротив, чем больше размер вкрапленности, тем больше разность между извлечением ценного компонента в тот или иной класс крупности и выходом этого класса. Таким образом, отношение абсолютного значения разности извлечения и выхода класса к содержанию горючей массы в руде может служить количественным критерием для косвенной оценки вкрапленности минералов (N).

$$N = \sum_{k=0}^n \frac{\varepsilon_k - y_k}{100 - A_{исх}^d}$$

где n – число классов крупности, y_k – выход k -го класса крупности (%), A_k^d – зольность k -класса крупности (%), ε_k – извлечение неорганических примесей в k -й класс крупности измельченной пробы (%).

Для дезинтеграции угля (Караканского месторождения) использовалось дробильное оборудование производства НПК «Механобр-техника» (АО). Контроль размеров крупности частиц в продуктах дробления осуществлялся путем их отсева с помощью стандартного набора сит. Зольность определялась по всем фракциям крупности продуктов дробления в соответствии с ГОСТ Р55661-2013.

Для исследования ударного воздействия на материал выбрана молотковая дробилка, только уже полупромышленного образца МД-5×2 с установленной разгрузочной решеткой с отверстиями 5 мм. В качестве дробильного оборудования, использующего принцип раздавливания выбраны щековая дробилка ДЩ-60×100 на первой стадии и валковая дробилка ДГ-200×125 на второй стадии дробления. Использование двухстадийного режима обусловлено тем, что ДЩ-60×100 в силу особенностей своей конструкции имеет ограничения по степени дробления материала. Третий выбранный тип дробильного оборудования - конусная инерционная дробилка КИД-300, реализует комплексное разрушающее воздействие на материал, включая удар, раздавливание и вибрацию.

На основании технологических характеристик продуктов дезинтеграции, был посчитан коэффициент N . Распределение раскрытых сростков минеральной части по классам крупности представлено на рисунке 1.

При дроблении в КИД-300 и при двухстадийном режиме в ДЩ-60×100 и ДГ-200×125, раскрытие минеральной части в мелком классе увеличилось с <0,071 до <0,250 мм по сравнению с МД-5×2.

Также известен способ термообработки угля. Полученный полукокс отличается от исходного угля по своим физико-механическим свойствам. На основе этого, было решено определить коэффициент раскрытия минеральной части полукокса на тех же видах дезинтегрирующего оборудования. Распределение раскрытых сростков минеральной части полукокса по классам крупности представлено на рисунке 2.

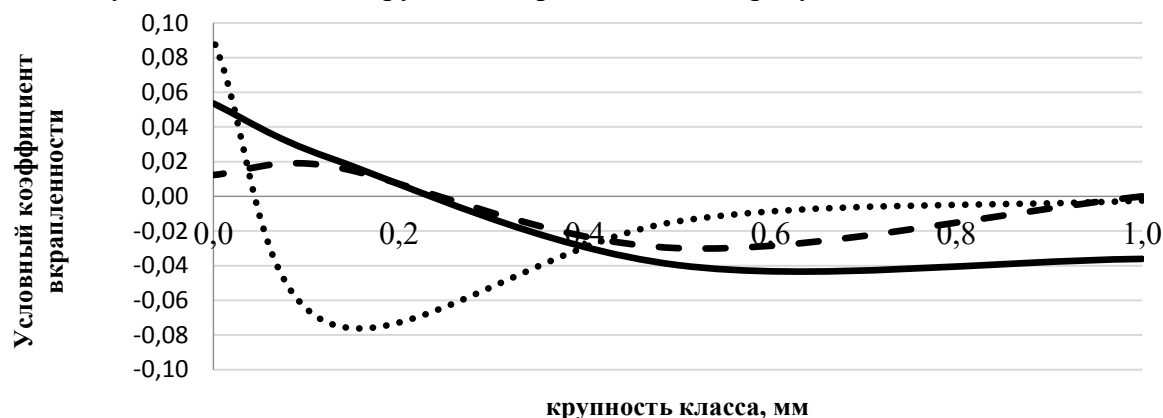


Рисунок 1 - Характер распределения раскрытых сростков минеральной части малозольного каменного угля при трёх видах дробления
— - ДЩ-60×100 + ДГ-200×125, - МД-5×2, - - - - КИД-300

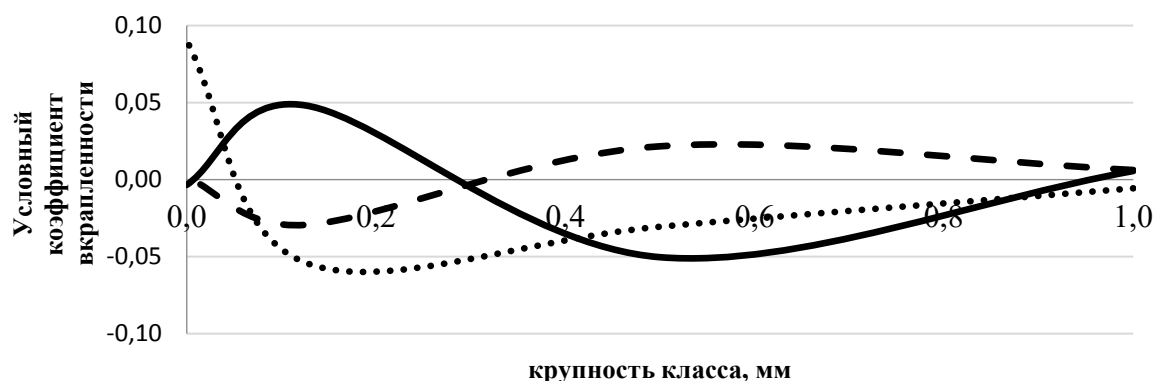


Рисунок 2 - Характер распределения раскрытых сростков минеральной части малозольного полукокса при трёх видах дробления:
— - ДЩ-60×100 + ДГ-200×125, - МД-5×2, - - - - КИД-300

При разрушении угля после термической обработки, особое внимание следует уделить распределению раскрытия минеральной части полукокса при дроблении в КИД-300. Раскрытие сростков происходит в классах > 0,315 мм, что упрощает обогащение угля данной крупности.

При этом показатели энергопотребления, направленного непосредственно на разрушение материала изменяются следующим образом:

- энергетические затраты на единицу степени дробления снижаются на 11,3% (щековая + валковая), 19,5% (молотковая) и 29,5% (КИД-300);

- энергетические затраты на прирост фракции -0,071 мм снижаются на 8,8% (щековая + валковая) и около 52% (молотковая и КИД-300). Полученные результаты указывают на существенную экономию энергозатрат на дробление термообработанного угля.

Метод косвенной оценки раскрытия минеральной части угля имеет преимущества перед принятыми в практике исследований благодаря оперативности, простоте определений, доступности оборудования. Параметр косвенно характеризующий вкрапленность, является информативным для оценки обогатимости малых технологических проб при малообъемном опробовании, разработке геолого-технологической классификации руд месторождений и их геолого-литологическом копировании.

ИССЛЕДОВАНИЯ ОСОБЕННОСТЕЙ ДЕЗИНТЕГРАЦИИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД МНОГОКРАТНЫМИ ДИНАМИЧЕСКИМИ ВОЗДЕЙСТВИЯМИ

Львов Е.С.

*Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Федеральный
исследовательский центр Якутский научный центр Сибирского отделения РАН,
Институт горного дела Севера им. Н.В.Черского СО Российской академии наук,
г. Якутск, Россия, e-mail: lvoves@bk.ru*

Abstract. Studies have shown that in the process of multiple impact crushing, the distribution of crushing products by size class is a result of selective disclosure of ore components along the weakest bonds, including intermineral ones, due to textural features of the ore.

В настоящее время, тенденция развития технологии, способствующих снижению затрат на рудоподготовку связана с упрощением операций дробления и измельчения в технологических схемах. Снижение затрат и количества операций дробления осуществляется за счет применения оборудования с высокой степенью сокращения крупности и с высокой единичной производительностью. Этим требованиям удовлетворяют аппараты дробления, использующие ударный принцип дробления [1, 2].

Вместе с тем, при выборе дробилки и способа дробления, осуществляемого в ней, необходимо также учитывать такие важные параметры, как требуемые условия сокращения материала, что также связано с физико-механическими свойствами и текстурными особенностями руды, которые зависят от условий формирования и пространственного расположения отдельных вещественных фрагментов и составляющих породы. Другими словами, это сложение породы, обусловленное ориентировкой составных частей породы, типом их взаимного расположения, способом заполнения пространства. Вследствие чего горные породы разных текстур будут разрушаться по-разному.

Исследования по определению взаимосвязи показателей дезинтеграции кусковых геоматериалов при многократных динамических воздействиях с их текстурой и фазовым составом, осуществлялись с использованием шестироторной дробилки комбинированного ударного действия ДКД-300, разработанной в ИГДС СО РАН [3]. Для экспериментально-исследовательских работ использовали руды золотосодержащих месторождений Якутии: «Сентачан»; «Сарылах»; «Малтан»; «Дуэт» и месторождения Иркутской области «Гурбей».

В начале экспериментальных работ производится отбор и подготовка проб для исследований. Подготовка проб осуществляется путем отбора и сортировки кусков руды крупностью -150+40 мм по разным текстурным признакам.

Проба № 1 представляет собой кварц-антимонитовую руду месторождения «Сарылах», состоящую преимущественно из крупно кристаллического (-средне) кварца с полосками антимонита.

Проба № 2 представлена также кварц-антимонитовой ассоциацией месторождения «Сентачан». Однако, отличительной особенностью подготовленной пробы, является то, что основным минералом в ней приходится среднезернистый антимонит, с тонкими прожилками кварца с мелкими вкрапленниками пирита.

Проба № 3 представлена кварц-альбит-сульфоантимонитовой ассоциацией золотосодержащих руд месторождения «Малтан», текстурной особенностью которой, является кварцевая руда с прожилками антимонита.

Проба № 4 представлена золотосодержащей кварцевой рудой месторождения «Дуэт» массивной текстуры.

Проба № 5 является золотосодержащей рудой месторождения «Гурбей» представленной метаморфическими сланцами различного состава (преобладают биотит-кварцевые) с вкрапленной сульфидной минерализацией. Текстура представленных пород сланцевая и слоистая.

Изучение динамики распределения продуктов дробления золотосодержащих руд на дробилках ударного действия ДКД-300 производится по средствам ситового анализа по классам крупности: +40 мм; -40+20 мм; -20+10мм; -10+5 мм; -5 +2мм; -2 +1мм; -1+ 0,63 мм; -0,63+0,315 мм; -0,315+0,16 мм; -0,16+0,1 мм; -0,1+0,063 мм; -0,063мм. Питание дробилки и её разгрузка подвергаются ситовому анализу на ситах с квадратными отверстиями.

Определение характера разрушения рудного материала различного текстурного строения и отличительного минерального состава с кварцевой матрицей в продуктах дробления золотосодержащих руд ДКД-300 производится в мелких классах крупности визуально с применением оптического анализатора МИР-12. Результаты гранулометрического анализа представлены в таблице.

Таблица – Гранулометрический состав продуктов дробления ДКД-300

Классы крупности, мм	Выход %				
	Проба №1 «Сарылах»	Проба №2 «Сентачан»	Проба №3 «Малтан»	Проба №4 «Дуэт»	Проба №5 «Гурбей»
-0,063	0,55	1,93	1,22	1,27	2,93
-0,1+0,063	0,47	1,43	1,07	0,74	2,27
-0,16+0,1	0,82	1,88	1,39	1,29	3,01
-0,315+0,16	3,27	4,78	3,32	2,56	4,34
-0,63+0,315	4,19	5,69	4,2	4,04	3,71
-1+0,63	3,75	5,51	5,3	4,02	7,46
-2+1	11,32	7,85	9,77	7,78	9,67
-5+2	23,47	26,93	23,27	18,93	20,73
-10+5	16,48	16,22	17,7	14,64	15,25
-20+10	23,49	18,39	22,8	22,35	19,85
-40+20	11,69	6,45	8,42	17,25	10,78

По результатам анализа золотосодержащих руд с однородной, полосчатой, прожилковой и сланцевой текстурой вкрапленных рудных компонентов было установлено, что при многократных динамических воздействиях, осуществляемых в опытной дробилке комбинированного ударного действия ДКД-300 при принятых условиях режима работы, гранулометрический состав продуктов дробления характеризуется с двумя пиками (накоплением материала) в классах крупности $-20+10$ мм и $-5+2$ мм.

Так как для экспериментальных работ были использованы рудные геоматериалы разной текстуры и фазового состава (сульфидные компоненты золотосодержащих руд), далее было произведено изучение минерального состава мелких классов, которое показало наличие преимущественно мономинеральных зерен: антимонита, пирита, арсенопирита и т.д.

Таким образом, изучение минерального состава выявило, что при ударном воздействии осуществляемого в дробилке, произошло избирательное вскрытие этих минералов, что привело к образованию соответствующей моды. Количественные параметры моды зависят от характера текстуры и ее фазового состава, вкрапленных в рудную матрицу компонентов. Наибольшая доля накопления мелких классов наблюдается для руд сланцевой текстуры и руды с преобладанием в своем минеральном составе антимонита, более мягкого минерала по сравнению с кварцем.

В результате исследований установлено, что на характер разрушения влияет, не только минеральная составляющая руды, а также её текстурная особенность (рисунок). На примере золотосодержащих руд показано, что разрушению наиболее подвержены руды сланцевой текстуры и руды с преобладанием в своем минеральном составе антимонита, более мягкого минерала по сравнению с кварцем. И наиболее устойчивой к разрушению являются руды однородной массивной текстуры.

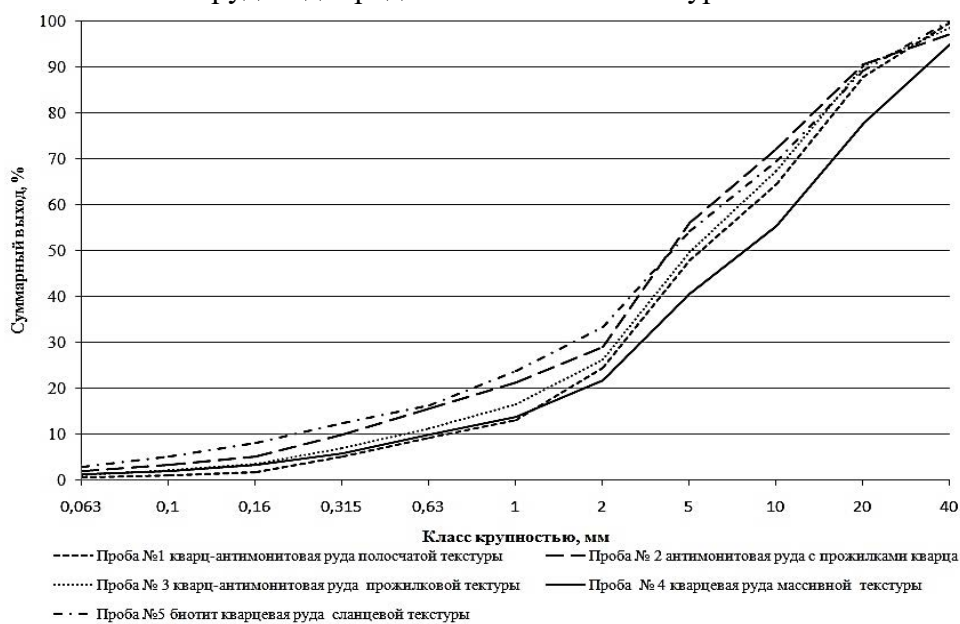


Рисунок – Кумулятивная характеристика продуктов дробления по минусу

Таким образом, результатами экспериментальных исследований установлены факты избирательного разрушения горных пород в зависимости от текстурных особенностей, которые имеют характер дезинтеграции, т.е. объемное разрушение геоматериалов по зонам с наиболее слабыми механическими связями и которые, более всего, проявляются при применении многократных динамических воздействий.

Список использованных источников

1. Газалеева Г.И., Цыпин Е.Ф., Червяков С.А. Рудоподготовка. Дробление, грохочение, обогащение. Екатеринбург: ООО «УЦАО», 2014. 914 с
2. Баранов В.Ф. Обзор мировых достижений и проектов рудоподготовки новейших зарубежных фабрик // Обогащение руд. № 1/2008. СПб. 2008. С. 3-12.
3. Патент 2111055 РФ. Дробилка комбинированного ударного действия // Матвеев А.И., Винокуров В.П., Григорьев А.Н., Монастырев А.М // Оpubл. в БИ -1998.- №14.

**ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРОЦЕССОВ РУДОПОДГОТОВКИ ПРИ
ОБОГАЩЕНИИ РУД ЦВЕТНЫХ И БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ
С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ КОМПЬЮТЕРНОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ***

Николаева Н.В., Александрова Т.Н.

*Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Санкт-Петербургский горный университет», Санкт-Петербург, Россия
e-mail: nadegdaspb@mail.ru*

Abstract. Process samples of carbon sulfide ores were selected as objects of the study. Based on the studied physicommechanical properties, a rational ore preparation flowsheet with instrumentation and a choice of operating mode was proposed, which allows obtaining a finished product with a particle size of more than 90% - 0.071 mm at the highest circuit efficiency with minimal circulating load and energy consumption.

Истощение запасов легкообогатимого сырья и высокий рыночный спрос на цветные и благородные металлы делает критически важным выявление нетрадиционных для горнодобывающей промышленности источников минерального сырья. Стратегией развития минерально-сырьевой базы Российской Федерации до 2035 года были определены основные приоритеты, цели и задачи горнодобывающей отрасли, направленные на устойчивое обеспечение минеральным сырьем потребностей экономики Российской Федерации, в том числе и за счет развития информационных и цифровых технологий. Создание базы данных физико-механических, минералогических и технологических свойствах минерального сырья позволит перейти на цифровые технологии сбора, обработки, накопления и использования первичной и интерпретированной информации при проведении работ на горнопромышленном предприятии. Проектирование технологических схем и принятие обоснованных решений невозможно без знания достоверных данных о технико-экономических показателях. На

* Работа выполнена при финансовой поддержке Российского Научного Фонда (проект № 19-17-00096)

стадии предпроектных решений, как правило, имеется только качественная характеристика, гранулометрический и фракционный составы минерального сырья. Физическое моделирование проектируемого цикла требует больших финансовых и трудовых затрат и наиболее удобным и эффективным инструментом в этом случае является имитационное моделирование. Использование моделирования на различных этапах с достаточной точностью позволяет выбрать наиболее эффективную схему обогащения с учетом комплексного использования сырья сложного вещественного состава, с низким содержанием ценных компонентов. В связи с этим, в сложившихся условиях обоснование методов тестирования и моделирования, а также имитационных пакетов в обогащении полезных ископаемых является весьма актуальной задачей.

Анализ схем рудоподготовки руд цветных и благородных металлов, как в России, так и в мире, показал, что наибольшее распространение получили схемы: крупное дробление, цикл полусамозмельчения с додобравливающей дробилкой и шаровое измельчение. При этом, на основании макроскопического исследования текстурно-структурных характеристик пробы сульфидной углеродсодержащей руды (СУР), было выделено четыре типа строения, относительно взаимного расположения частиц (минералов и минеральных агрегатов): статистический (23,5 %), матричный (11 %), слоистый (52,2 %) и прожилковый (13,3 %) типы. При проведении теста падающего груза была установлена зависимость механических параметров слоистых пород от направленности сдавливающей силы. На основании чего было принято решение, о модификации теста падающего груза JK DWT. Изменение стандартной методики теста затронуло две составляющие: расположения частиц имеющих слоистую структуру относительно направления силы удара (параллельно и перпендикулярно) выделяя их в отдельные группы; проведение ситового анализа отдельно для каждого разрушенного образца.

Ударная прочность образцов СУР, имеющих слоистый тип строения, при воздействии удара перпендикулярно слоям в подавляющем большинстве случаев была выше, чем при параллельном воздействии ударной силы относительно слоистости. Это вызвано тем, что при поперечном воздействии слабые тонкие прослойки удерживаются от раскалывания более прочными слоями, тем самым повышая устойчивость к ударному разрушению. При воздействии ударной нагрузки вдоль слоистости ударная прочность определяется главным образом прочностью наиболее слабых прослоек, по которым и происходит раскол породы. Проведенные исследования по изучению и уточнению прочностных свойств технологических проб показали, что руды характеризуются средней упорностью к разрушению ударным воздействием и повышенной устойчивостью к абразивному разрушению, при этом прочность руд на сжатие невысока и, с точки зрения отечественной классификации, они могут быть определены, как материал малой и средней крепости и достаточно легко разрушаются при дроблении и полусамозмельчении, но упорны к шаровому измельчению. В соответствии с этим была обоснована схема рудоподготовки в среде компьютерного пакета JKSImMet, состоящая из дробления и трех стадий измельчения: ПСИ и 2 стадии шарового измельчения (рисунок).

Для сокращения капитальных и операционных затрат при разработке топологии технологической схемы следует максимально сократить крупность питания второй и последующих стадий измельчения.

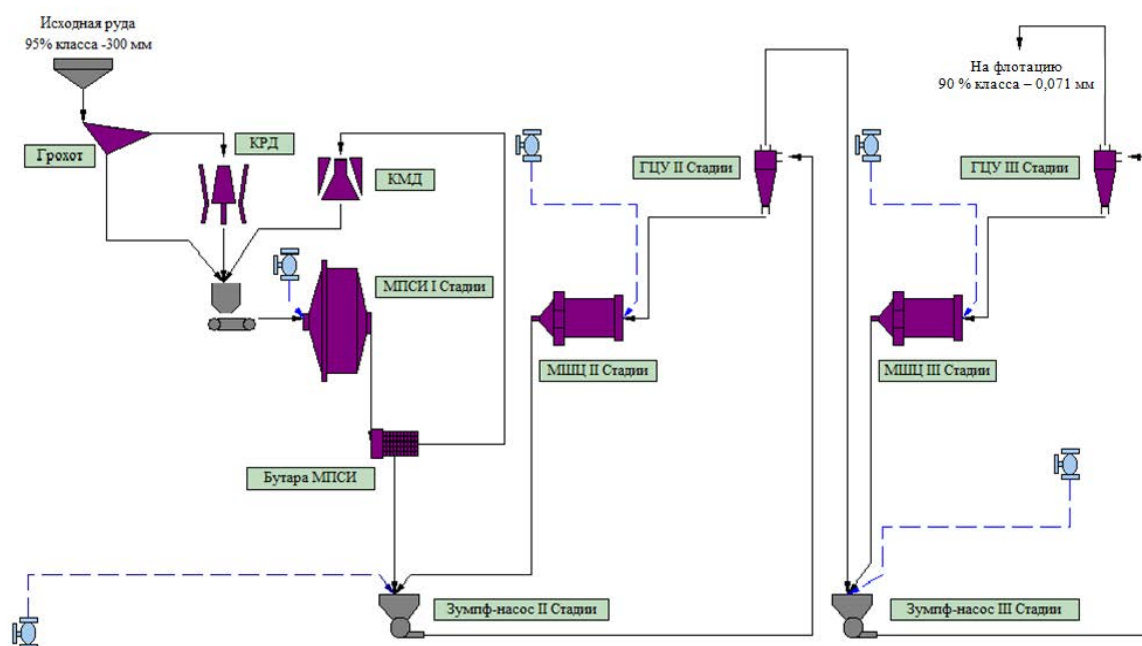


Рисунок – Рациональная схемы рудоподготовки в среде компьютерного пакета JKSImMet

Задача моделирования состояла в выборе и обосновании рациональной схемы рудоподготовки, а также оборудования, при выполнении требований по производительности и крупности конечного продукта. С использованием программы JKSImMet были установлены операционные и технологические параметры такие, как шаровая загрузка, плотность пульпы и др.:

- наиболее оптимальная шаровая загрузка для мельницы ПСИ будет на уровне 15 %, в мельнице МШЦ – варьируется в пределах 30-35 %;
- содержание твердого в мельницах и на первой, и на второй стадии целесообразно поддерживать на уровне 65-70 %;
- наиболее оптимальный размер ячеек в бутаре мельницы ≈ 5 мм (d_{50} при этом ≈ 3 мм);
- крупность разделения на стадии классификации в гидроциклонах также рационально подбирать в зависимости от размера требуемого конечного продукта, в данном случае – 0,05-0,1 мм.

Размер отверстий возвратной бутары МПСИ 10-12 мм, щелей разгрузочной решетки 25-30 мм. Крупность продукта первой стадии, контроль которой осуществляется грохочением, принимается $-0,675+0$ мм (80 % $-0,3+0$ мм, 40 % $-0,071+0$ мм). Циркуляционная нагрузка в цикле МПСИ составит около 25 %, во второй стадии 145 %; содержание твердого в сливе классификации 32-33 %.

На основании рассмотрения альтернативных вариантов была обоснована схема рудоподготовки с аппаратным оформлением и выбором режима работы, позволяющая при минимальных циркулирующей нагрузке и энергозатратах получить готовый продукт крупностью более 90 % класса – 0,071 мм на пике эффективности работы схемы. При этом, полученные результаты позволяют предположить, что данная схема рудоподготовки позволит качественно подготовить питание для последующей флотации.

Для более комплексного изучения СУР был проведен термодинамический анализ (ТА) и расчет поверхностной энергии активации (E_a) на основании интерпретации данных ТА с использованием дифференциального метода Фридмана. На основании систематизации результатов, полученных после интерпретации данных термогравиметрического и масс-спектрометрического анализов СУР с разной степенью упорности к выщелачиванию, установлено, что применение данного подхода к анализу образцов может быть использовано для селекции как исходного сырья, так и продуктов обогащения.

Комплексное исследование минерального сырья и использование имитационного моделирования, начиная с геологоразведочных работ и заканчивая получением концентрата, позволяют выбрать и обосновать оптимальную технологическую схему с аппаратурным оформлением из множества альтернативных вариантов. Оптимальная область технологических режимных параметров может быть найдена с достаточно высокой точностью, что обеспечит значительное сокращение продолжительности и стоимости пусконаладочных и иных оптимизационных мероприятий.

ПРИМЕНЕНИЕ ВИЗИОМЕТРИЧЕСКОГО АНАЛИЗА РУДЫ ДЛЯ АВТОМАТИЗИРОВАННОГО УПРАВЛЕНИЯ ПРОЦЕССОМ ДРОБЛЕНИЯ

Хурэлчулуун И.¹, Морозов В.В.², Круглов В.Н.³

¹*КОО предприятие «Эрдэнэт», г. Эрдэнэт, Монголия*

²*Национальный исследовательский технологический университет «Московский институт стали и сплавов», Москва, Россия, e-mail: dchmggu@mail.ru*

³*Уральский федеральный университет им. Б.Ельцина, г. Екатеринбург, Россия*

Abstract. Developed and tested control system of technological processes of crushing and screening on the basis of operational visiometrics analysis of granulometric composition of products and energy consumption

Визиометрический анализ руды в процессах рудоподготовки находит распространение на горно-обогатительных предприятиях, где наряду с определением сортности руды решают задачу измерения ее гранулометрического состава. На обогатительной фабрике ГОКа Эрдэнэт в дробильно-транспортном отделении для контроля гранулометрического состава дробленой руды был установлен и испытан визиометрический анализатор «ГРАНИКС» (рисунок 1).

При работе видеодатчиков информация от устройств съема видеоизображений 7,8 передавалась в процессор 9, где проводилось распознавание изображения и расчет гранулометрического состава продукта по встроенной программе системы «ГРАНИКС» (разработчик программного обеспечения Уральский федеральный университет им. Б.Н. Ельцина). Обработанная информация передавалась в сервер дробильно-транспортного отделения 10, где выполнялись операции системы автоматизированного управления.

В алгоритме обработки изображений, промежуточные стадии которого представлены на рисунке 2, использовалась процедуры гистограммной обработки изображений, пороговой бинаризации полутоновых участков, пространственной фильтрации изображений, выделение контуров, визуализации результатов сегментации и расчета гистограмм распределения крупности.

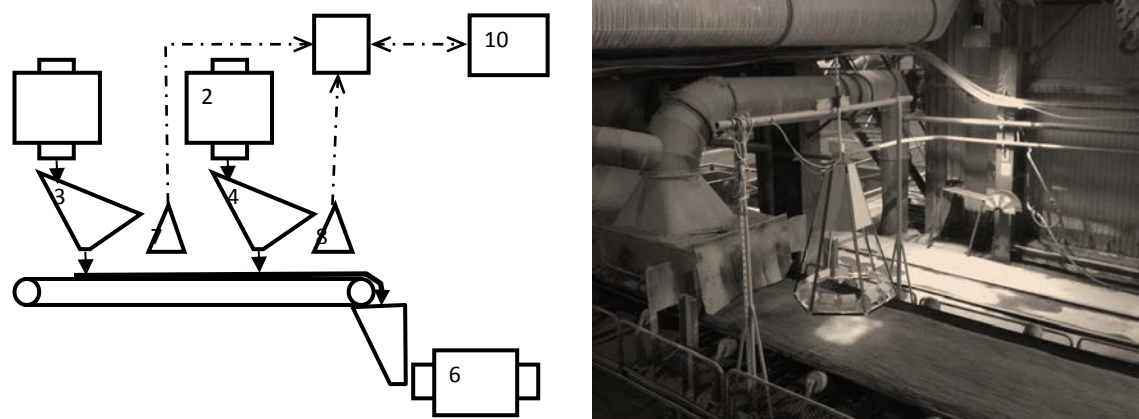


Рисунок 1 - Схема и общий вид установки видеодатчика системы «ГРАНИКС»:
1, 2 - дробилки; 3, 4 - грохоты; 5- конвейер; 6 - барабанная мельница; 7, 8 – устройства съема
видеоизображений; 9 – процессор; 10 – сервер

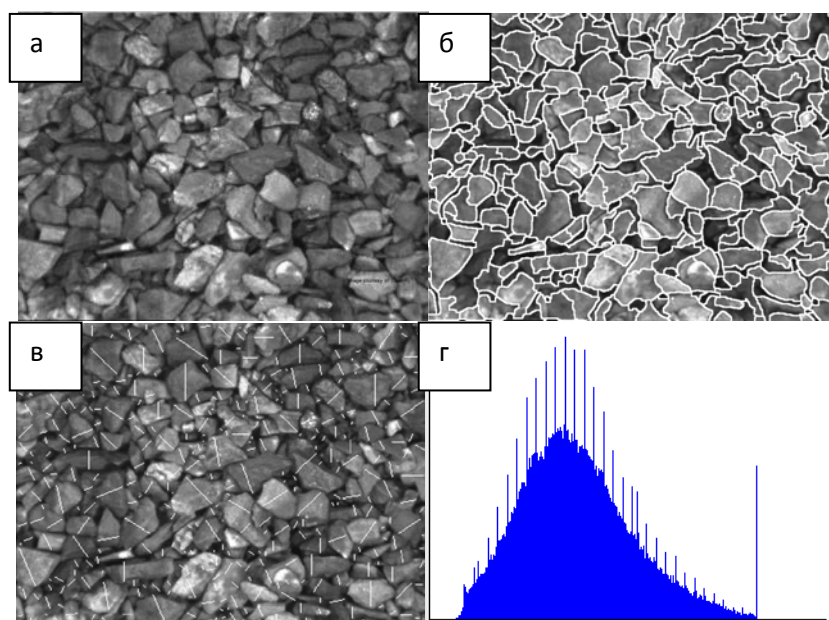


Рисунок 2 - Изображение дробленой руды на стадии захвата изображения (а), выделения
контуров зерен (б), визуализации результатов сегментации (в) и результат расчета
гистограммы распределения крупности (г)

Результаты анализа показали, что точность анализа удовлетворительная и относительные расхождения составляют по классам крупности от 2,67 до 7,51%.

Для оптимизационного управления процессами дробления грохочения необходимо использовать параметр, отражающий эффективность всех процессов в целом и по отдельности. В качестве критерия процесса грохочения предложено использовать эффективность грохочения по классу $-12 +10$ мм. Выбор данного интервала крупности обусловлен тем, что этот класс считается «подрешетным», однако лежит в интервале «трудного» класса. Поэтому данный критерий наиболее чутко реагирует на ухудшение условий процесса грохочения.

В качестве дополнительного параметра оптимизации процесса дробления предлагается использовать критерий, называемый выход «продуктивного класса» в дробленой руде, под которым понимают фракцию $+2 -10$ мм. Такой критерий является

комплексным, адаптированным к условиям замкнутого цикла дробление - грохочение и позволяет вести процесс в режиме, при котором предупреждается чрезмерный выход как крупных, так и мелких классов дробленой руды.

Разработанная система оперативного управления процессами дробления и грохочения (рисунок 3) включает установленные на конвейерах подачи исходного питания и возврата надрешетного продукта грохочения весы 1,2, установленные на конвейерах готового класса и возврата надрешетного продукта визиометрические анализаторы 3,4, датчики потребляемой мощности дробилки мелкого дробления 5 и блок управления (процессор) 6.

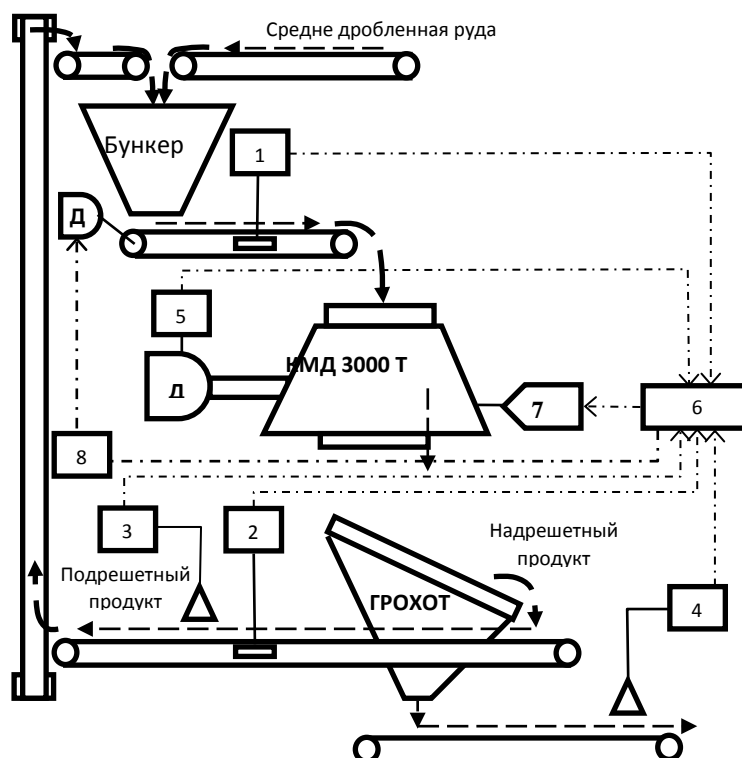


Рисунок 3 - Система управления технологическими процессами дробления и грохочения на основе оперативного визиометрического анализа гранулометрического состава продуктов и расхода энергии:

1,2 - конвейерные весы; 3,4 – визиометрические анализаторы гранулометрического состава; датчик электрической мощности; 6 – процессор; 7 – регулятор ширины разгрузочной щели; 8 – регулятор расхода руды

Алгоритм управления процессом дробления предполагает измерение вышеописанных параметров руды и работы дробилок и регулирование нагрузки на передел дробления в замкнутом цикле и ширины разгрузочной щели дробилки. Одновременно в процессор поступает сигнал, характеризующий электрическую мощность, потребляемую приводом дробилки, который используется для корректировки ширины разгрузочной щели и производительности дробилки.

При реализации алгоритма автоматизированного управления процессом дробления производится расчет изменений производительности и ширины разгрузочной щели.

Регулировка параметров дробилки производится по выходу продуктивного класса, циркулирующей нагрузке, расходу энергии и эффективности грохочения.

Результаты промышленных испытаний показали, что система управления процессом дробления с использованием визиометрического контроля крупности дробленой руды и потребляемой энергии позволяет реализовать способ оптимизации процесса дробления по критериям выход продуктивного класса, эффективность грохочения и циркулирующая нагрузка и получить дробленый продукт заданной крупности (95% класса – 12 мм).

Использование системы позволяет увеличить производительность передела на 5,7% и сократить удельный расход электроэнергии на общий процесс рудоподготовки на 2,8%.

ИЗМЕНЕНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ЗОЛОТА В ПРОЦЕССЕ ПОМОЛА В БАРАБАННОЙ ШАРОВОЙ МЕЛЬНИЦЕ*

Осипов Д.А.

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Федеральный исследовательский центр Якутский научный центр СО Российской академии науки, Институт горного дела Севера им. Н.В.Черского Сибирского отделения РАН, г. Якутск, Россия, e-mail: brelick@list.ru

Abstract. This article presents the results of experimental work to identify the phenomenon of changes in the properties of gold in the process of grinding in a ball drum mill. Experimental data allowed us to create a physical model. A mathematical model of the evolution of the disk surface has been developed.

В данной статье приведены результаты экспериментальных работ по выявлению явления изменения свойств золота в процессе помола в шаровой барабанной мельнице. Хорошо известно, что свободные частицы золота деформируются и разрушаются под воздействием рабочих органов в процессе помола в шаровой мельнице, в первую очередь на рабочей поверхности футеровки барабана. Золото при дальнейшей работе измельчительной установки частично отделяется в форме свободных зерен, и по мере их износа переходит в скрап.

Установлено, что в зависимости от толщины частиц меняется зона их локализации на поверхности рабочей зоны, т.е. с уменьшением толщины высота подъема частиц уменьшается [1].

В дальнейшем, при достижении степени уплощения до толщины менее 0,3 мм, частицы отрываются с внутренней поверхности барабана мельницы и попадают в технологический поток измельчаемого материала (рисунок 1А). Повторная раскатка приводит к утонению пластины до менее 0,15 мм. В последующем, пластинки диспергируются и распадаются на чешуйки толщиной 0,1–0,07 мм, смешиваются в общую массу измельчаемого материала. Все результаты по работе свидетельствуют о существовании стратификации разрушаемого материала по плотности.

* *Статья подготовлена при поддержке РФФИ №18-45-140036/18.*

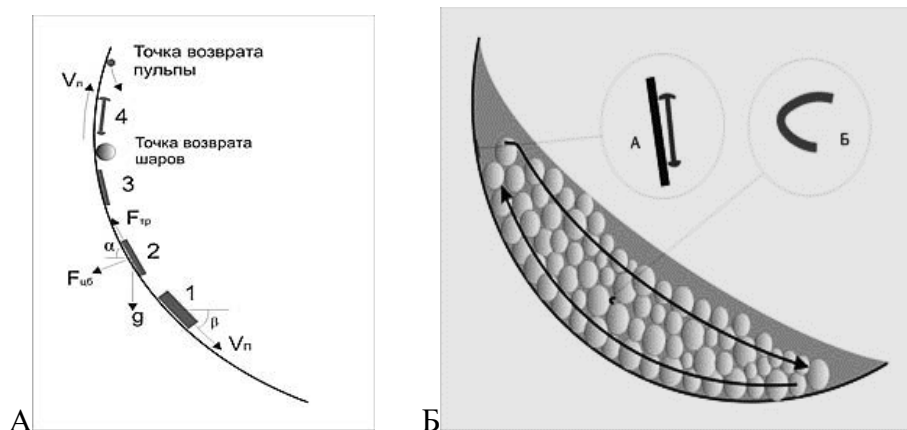


Рисунок - 1 А - Зоны расположения маркеров различного размера и конфигурации на поверхности барабана шаровой мельницы в процессе её работы, пластины: 1 – утолщенные; 2 – средние; 3 – тонкие; 4 – чешуйки; Б - чешуйка в зоне формирования утолщений на краях и вне досягаемости прокатки шарами.

При изучении деформации частиц золота в процессе помола, выявлен процесс формирования утолщений по краям тонких частиц золота (рисунок 1Б).

Разработан специальный стенд по созданию условия образования утолщений по краям пластинчатых частиц (рисунок 2).

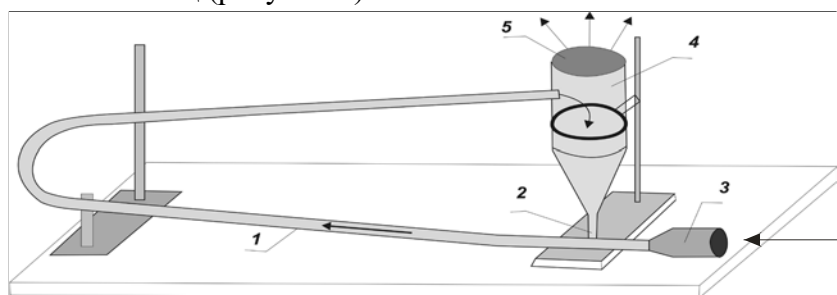


Рисунок 2 - Схема установки для моделирования механизма образования утолщений по краям частиц золота

Экспериментальные работы проводились в следующем порядке. В аэродинамическую трубку 1 диаметром 30 мм через отверстие 2 подается порция песка и золотины различной формы. Воздушный насос 3 подает в трубку воздух. Под влиянием потока приходят в движение песчинки, под воздействием ударов приходят в движение и золотины. Через определенное время обломочный материал и золото попадают в разделительную воронку 4 и при открытом кранике 5 вновь возвращаются в трубку 1. Размер золотин от 0,16 до 0,3 мм. Скорость воздушного потока составляла от 0,6 до 2 м/с.

Экспериментальным путем установлено, что специфика формирования строения золотин происходило в результате микроковки краев золотин песчинками. Похожие работы были выполнены совместно с сотрудниками СФВУ имени М.К. Аммосова [3].

Утолщения на краях чешуек золотин происходит в результате многочисленной микробомбардировки их мелким обломочным материалом. Происходит это в результате существенного отставания золотин в своем перемещении от зерен песка. При этом сохранность этих утолщений ажурного строения обеспечивается благодаря тому, что

через них не перекатывались крупные обломки. Следовательно, в шаровой мельнице создаются условия, когда уплощенные частицы золота находятся в среде обработки мелким обломочным материалом и, при этом, через них не перекатываются шары и крупные обломки. Отсюда следует, что золотины с толщиной (порядка 0,3 мм) имели возможность «зависать» в определенной зоне, где они обрабатывались мелкообломочным материалом, но не подвергались прокаткой шарами и крупными обломками породы. Такие условия могли возникнуть лишь в зоне выше точки возврата шаров. Здесь чешуйка, в силу своих размерностей, «зависают» в зоне, где они не увлекаются движением пульпы вверх до точки возврата, но вместе с тем не могут сползти вниз, где они могли бы подвергнуться воздействию прокаткой шарами и ещё более утонится. Отсюда же следует, чешуйка должна скользить вдоль днища мельницы (чтобы «зависнуть» в определенной зоне) со скоростью его линейной скорости.

Извлечение частиц золота в виде формы тора считается наиболее эффективной, т.к. при утолщении краев пластинчатых частиц повышается их гидравлическая крупность. Поэтому задача расчета времени образования торовидной формы куска золота является актуальной.

Экспериментальные данные позволили создать физическую модель, согласно которой кинетическая энергия бомбардирующего тело частиц полностью преобразуется в работу деформирования тела, вводится понятие деформируемой поверхности тела. Разработана математическая модель эволюции поверхности диска. Получено дифференциальное уравнение, описывающее изменение деформируемой поверхности круглого диска, которое решается численным методом Рунге-Кутты.

С учетом однородного изотропного столкновения поверхности металла с обломками рудных пород в процессе измельчения из-за разности скоростей золота и рудных частиц вследствие разности плотности получено уравнение изометризации частиц:

$$S(t) = 4\pi R(t)r(t) \quad (1)$$

где R – расстояние от точки центра тяжести тора до кривизны края, r – радиус кривизны края.

Полученная формула (1) позволяет найти эволюцию деформируемого участка поверхности диска. При изотропной бомбардировке линейный размер тора уменьшается, и поверхность деформируемого участка сначала увеличивается до некоторой максимальной величины, а затем следует уменьшение поверхности. То есть имеется точка максимума. Результатом исследования являются зависимость значения деформируемой поверхности тела от времени.

Из результатов исследования следует, что на начальном этапе происходит достаточно быстрый рост значения деформируемой поверхности. При этом диск принимает торовидную форму. Имеется некоторая точка максимума, когда радиус тора достигает значения $R \approx 3,5r$, где r - радиус кривизны внешней поверхности тора. Этой точки форма тела принимает достаточно быстро. Затем следует, медленное изменение формы тела. Поэтому форма тела с максимальной деформируемой поверхностью принимается как наиболее устойчивая форма. За большой промежуток времени форма тела стремится к шаровидной форме. Оценено время, за которое образуется фигура тела с максимальной площадью деформируемой поверхности, и рассчитывается по формуле:

$$T_1 = \frac{2\alpha}{j_0 m_0 v_0^2} \ln \left| \frac{S_{max}}{S_0} \right| \quad (2)$$

Экспериментальные работы по выявлению условий деформации раскрытых и свободных частиц золота в шаровой мельнице показали, что на процесс увеличения толщины пластинчатых частиц существенную роль играют интенсивные столкновения с измельченным материалом на поверхности рабочих органов мельницы.

Гидравлическая крупность торовидных форм частиц золота в 1,5-2 раза выше, чем у пластинчатых форм.

Список использованных источников

1. Осипов Д.А., Филиппов В.Е. Шаровая мельница с винтообразным углублением // Горный информационно-аналитический бюллетень. Специальный выпуск 24. – 2017. - С. 193-200.
2. Филиппов В.Е., Никифорова З.С. Формирование россыпей золота при воздействии эоловых процессов // Наука. Новосибирск. Сибирское предприятие РАН. - 1998. - С. 8-12.
3. Dulustaan R. Osipov, Boris V. Yakovlev, Andrei I. Matveev, and Dulustan A. Osipov. Modeling of evolution of shape of ductile metal disk for isotropic bombardment // AIP Conference Proceedings 1907, 030039 (2017). View online: <https://doi.org/10.1063/1.5012661>.

МОДЕРНИЗАЦИЯ ОБОРУДОВАНИЯ И СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ МЕТОДОВ ИССЛЕДОВАНИЙ И ИСПЫТАНИЙ ТЕХНОЛОГИИ РЕНТГЕНРАДИОМЕТРИЧЕСКОЙ СЕПАРАЦИИ РУД

Вишняков А.В., Фёдоров Ю.О.

Акционерное общество "Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов", г. Иркутск, Россия, e-mail: rrs@irgiredmet.ru

Abstract. The paper presents JSC Irgiredmet's recent developments in equipment upgrading, describes new approaches to research and testing of X-ray radiometric separation technology (XRRS) for various applications in preconcentration and sorting of ores

Впервые технология рентгенорадиометрической сепарации (РРС) золотосодержащих и редкометалльных руд была разработана институтом «Иргиредмет» около 40 лет назад и в последующие годы получила большое развитие. Вместе с партнерами были разработаны и успешно опробованы промышленные сепараторы СРФ. Оборудование и технология РРС стали основной технологией предварительного обогащения самых различных типов руд.

С созданием технологического центра РРС (ТЦ РРС) в институте сложился законченный цикл всей технологии обогащения, начиная от «головой» - предварительного обогащения руд и заканчивая получением готовых продуктов. В своей деятельности АО «Иргиредмет» развивает технологию РРС в нескольких перспективных направлениях:

- совершенствование технологии и методики РРС;
- разработка и освоение выпуска оборудования РРС;
- реализация новых подходов к проведению исследований и испытаний;
- разработка технологии, поставка, испытания и внедрение оборудования РРС для предварительного обогащения и сортировки руд месторождений благородных и цветных металлов, нерудного сырья и углей;

- отработка технологии РРС непосредственно на объектах, техническое и технологическое сопровождение объектов испытаний и внедрения, обучение персонала Заказчиков.

АО «Иргиредмет» принимает активное участие в разработке и освоении выпуска новых сепараторов СРФ повышенной чувствительности и производительности. Институтом совместно с партнером ООО «Техносорт» разработан, испытан и внедрен в опытно-промышленную эксплуатацию на одном из золоторудных месторождений Магаданской области сепаратор нового поколения СРФ 6-150 «Ангара» (рисунок 1).



Рисунок 1 - СРФ6 «Ангара»



Рисунок 2 - СРФ «Алмаз»

Сепаратор обладает повышенной чувствительностью и производительностью за счет применения новой геометрии измерения, полупроводниковых детекторов (ППД) за счет увеличения количества каналов сортировки до шести и применения быстродействующих пневмоэлектрических шиберных исполнительных механизмов. Сепаратор конструктивно более удобен для обслуживания и более надежен в работе за счет сдвоенной конструкции. Фактически в одном сепараторе собраны два автономных сепаратора (рисунок 2).

СРФ6 (таблица) был задуман как базовая конструкция для развития многоручьевых вариантов, в частности, прорабатываются в настоящее время 8-ми и 12-ручьевое исполнение. Это особенно важно для мелких классов руды (от 10 до 30-40 мм).

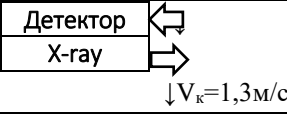
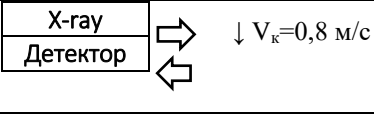
Повышенная чувствительность и селективность сепараторов открывает новые возможности и позволяет сортировать руды с низкими содержаниями ценных компонентов и сопутствующих элементов (сотые и тысячные доли процентов), расширяет круг разделительных признаков.

Разработка новой геометрии измерений кусков позволила существенно снизить погрешности измерения открыла новые возможности измерения материала с минимальной крупностью 3-5 мм. Сепаратор на такой класс реализован для алмазов.

При проведении исследований и испытаний в АО «Иргиредмет» во главу угла ставится обеспечение достоверности и надёжности результатов. С этих позиций ТЦ РРС реализует новые подходы к проведению технологических работ от тестовых до опытно-промышленных испытаний (ОПИ). Например, рекомендуемым количеством на первой стадии исследований считается изучение технологических свойств руд и показателей РРС на выборках или коллекциях образцов из 100 штук кускового материала. Институт в своей практике использует для этих целей коллекции (или выборки) образцов до 200-300 штук, а в отдельных сложных задачах и до 1000-2000 штук.

**«Проблемы и перспективы эффективной переработки
минерального сырья в 21 веке»**

Таблица - Сравнительные характеристики сепараторов СРФ базовой и новой конструкции

Технические данные	Тип сепаратора	
	СРФ 4-150 (базовый) Разработка 2000-2010 гг.	СРФ 6-150 «Ангара» Разработка 2016 г.
1. Класс крупности сортируемой руды, мм	20-150	20-150
2. Диапазоны классов крупности, мм	30-80, 30-100, 40-100 40-120, 50-150	30-80, 30-100, 40-100 40-120, 50-150
3. Количество ручьев сортировки.	4	6
4. Производительность, т/ч	5-20	10-40
5. Источник первичного рентгеновского излучения	Специализированные портативные рентгеновские аппараты	
	ПРАМ-50М	ПРАМ 50- М2
6. Детекторы рентгеновского излучения	Газовые счетчики и ППД	Блоки детектирования ППД (Si-Pin, SDD)
7. Исполнительные механизмы, тип - тах/ рабочая частота , Гц	Электромагнитные шиберные устройства МИЭМ - 6-8/1-2	Шиберные устройства с воздушным приводом - МИЭП 10-15/3-5
8. Напряжение электропитания переменного тока (50±1Гц), В	220/380	220/380
9. Потребляемая мощность, кВт, не более	5,0	5,5
10. Габаритные размеры, мм, (длина x ширина x высота)	5070x1500x2500	5924x2120x3213
11. Масса сепаратора, кг	4000	4500
13. Температурный диапазон, °С	- 50... + 30	- 50... + 50
14. Геометрия измерений		
15. Порог чувствительности (минимальное содержание определяемых элементов)	1,0 (условно)	0,5 (условно)
16. Дополнительные устройства	-	Компрессор, осушитель воздуха
17. Пульт оператора	Единый	
18. Шкаф электрический	С электронными приводами МИ	С воздушной распределительной коробкой (для МИ)

Во-вторых, АО «Иргиредмет» предложил при технической возможности предприятия существенно поднять объем технологических проб для ОПИ до минимального уровня не менее 10 тысяч тонн и более. Предложения института встретили поддержку и одобрение горнодобывающих предприятий. Как показательный пример можно привести ОПИ, проведенные в 2016-2017 гг. в Казахстане (рисунок 3), где объем переработанных бедных и забалансовых золотосодержащих руд составил около 10 тыс. т.

Получены действительно убедительные и достоверные результаты, доказывающие высокую эффективность предварительного обогащения, на основании которых был разработан технологический регламент предварительного обогащения и принято решение о необходимости внедрения технологии РРС на данном предприятии. В 2017 году в Грузии ТЦ РРС были проведены ОПИ (рисунок 4), где объем технологических проб бедных и забалансовых медно-золотых руд составил более 80 тыс. т, что практически соответствует масштабам промышленной эксплуатации.



Рисунок 3



Рисунок 4

В-третьих, главной особенностью данных ОПИ является тот факт, что основное технологическое оборудование для проведения ОПИ (промышленные сепараторы, грохоты, бункеры-питатели, конвейеры) Заказчикам предоставляет Иргиредмет, что значительно уменьшает нагрузку на предприятие, существенно сокращает его затраты на организацию и проведение ОПИ, позволяет реально увидеть и оценить, как работает технология.

В-четвертых, такой подход создает возможность наработки и переработки обогащенных продуктов в количестве, достаточном для частичной или полной окупаемости расходов предприятия на организацию и проведение ОПИ.

И наконец, при положительных результатах ОПИ можно в любой момент перейти к опытно-промышленной эксплуатации комплекса РРС и в последующем к его промышленной эксплуатации.

На основании большого опыта проведенных работ АО «Иргиредмет» рекомендует активно внедрять разработанные институтом технологии на основе РРС при освоении месторождений руд цветных и редких металлов, особенно для предварительного обогащения бедных и забалансовых руд. АО «Иргиредмет» проектирует технологические комплексы РРС, совместно с партнерами обеспечивает поставку необходимого оборудования, осуществляет техническое и технологическое сопровождение объектов внедрения, обучение персонала Заказчиков. С целью ускорения внедрения и повышения его эффективности возможно взаимовыгодное сотрудничество по принципу аутсорсинга, что значительно сокращает затраты Заказчика на внедрение новых технологий.

НОВЫЕ ВОЗМОЖНОСТИ И ПЕРСПЕКТИВЫ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ОБОГАЩЕНИЯ РУД НА ОСНОВЕ ТЕХНОЛОГИИ РЕНТГЕНРАДИОМЕТРИЧЕСКОЙ СЕПАРАЦИИ (РРС)

Куликов В.И., Фёдоров Ю.О.

Акционерное общество "Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов", г. Иркутск, Россия, e-mail: rrs@irgiredmet.ru

Abstract. Future developments in ore preconcentration based on the technology of X-ray radiometric separation (XRRS) are presented in the paper including effective involvement of low-grade and subeconomic ores in processing, production of coarse final products, processing of new types of mineral materials etc. The paper is complemented with the results of various mineral materials processing using XRRS.

В горнодобывающей промышленности использование технологии предварительного обогащения руд в настоящее время является весьма актуальной проблемой. Потенциально

реализация этой технологии позволяет существенно повысить эффективность освоения месторождений. Первая задача – повышение качества руд, вовлекаемых в обработку. С развитием технологии появились новые и более сложные задачи.

В институте «Иргиредмет» ещё 40 лет назад была разработана эффективная технология предварительного обогащения золотосодержащих и редкометалльных руд, основанная на рентгенофлуоресцентном методе. Эта технология получила название рентгенорадиометрическая сепарация (PPC) и в последующие годы интенсивно развивалась.

Институтом вместе с партнерами были разработаны промышленные сепараторы СРФ, которые успешно опробованы и нашли применение для многих горнодобывающих и металлургических предприятий России и зарубежных стран. С тех пор именно PPC, которая позволяет успешно сортировать практически любые руды, а также угли и техногенное сырьё (металлургические шлаки и др.), стала основной технологией предварительного обогащения среди радиометрических методов.

Для усиления этого направления в АО «Иргиредмет» создано специальное подразделение - технологический центр PPC (ТЦ PPC). Новым подразделением проделана большая работа по существенному расширению технологических возможностей PPC, техническому усовершенствованию сепараторов, качественному улучшению методов исследований, проведения испытаний и внедренческих работ. Всё это создает новые возможности и раскрывает значительные перспективы предварительного обогащения руд на основе технологии PPC.

Многочисленными исследованиями показано, что применение PPC весьма эффективно для вовлечения в переработку бедных и забалансовых руд, большие объемы которых на многих предприятиях накапливаются годами в специальных отвалах и составляют миллионы тонн. Их предварительное обогащение методом PPC позволяет получить и направить на переработку значительный дополнительный объем кондиционной руды, улучшить экологию, экономические показатели и конкурентоспособность предприятий, сократить себестоимость продукции и пр.

В таблице 1 приведены для примера результаты PPC, полученные на забалансовых молибденовых рудах одного из российских месторождений. За годы эксплуатации на месторождении накоплено в специальных отвалах около 40 миллионов тонн таких руд, среднее содержание Mo в которых оценивается на уровне 0,026 %. Кондиционной для данного месторождения является руда со средним содержанием Mo на уровне 0,050 % и более.

Таблица 1 – Результаты PPC лежалой забалансовой молибденовой руды

Крупность материала, мм	Наименование продуктов	Выход, %	Содержание Mo, %	Извлечение Mo, %
-150+20	Концентрат PPC	22,3	0,070	78,9
	Хвосты PPC	77,7	0,005	21,1
	Исходный материал	100,0	0,020	100,0

Полученные результаты характеризуют РРС как весьма эффективный метод предварительного обогащения. Из забалансовой руды с содержанием Мо на уровне 0,02 % получен концентрат РРС с содержанием Мо 0,07 %, что по качеству соответствует богатым рудам месторождения и отвальные хвосты с содержанием Мо на уровне 0,005 %.

В таблице 2 приведены примеры РСС забалансовых золотосодержащих руд некоторых месторождений. Новейшие разработки АО «Иргиредмет», в том числе открытие новых усиливающих разделительных признаков, в дополнение к ранее разработанным, позволяют за счет применения РРС повысить качество забалансовых и бедных руд до уровня рядовых (или товарных) руд, при этом получить значительное количество хвостов с отвальным содержанием золота.

Таблица 2 – Примеры РРС забалансовых золотосодержащих руд

Объект испытаний	Класс крупности, мм	Наименование продуктов	Выход, %	Распределение Au	
				Содержание, г/т	Извлечение, %
Месторождение Магаданской области	-60+40	Концентрат РРС	11,5	3,75	93,8
		Хвосты РРС	88,5	0,03	6,2
		Исходный	100,0	0,46	100,0
	-40+20	Концентрат РРС	27,3	1,42	77,9
		Хвосты РРС	72,7	0,16	22,1
		Исходный	100,0	0,50	100,0
Месторождение Иркутской области	-80+50	Концентрат РРС	26,4	2,10	82,3
		Хвосты РРС	73,6	0,17	17,7
		Исходный	100,0	0,67	100,0

Другим перспективным направлением применения РРС является получение на стадии предварительного обогащения высококачественных товарных крупнокусковых продуктов. Благодаря большому содержанию в них ценных компонентов эти продукты можно рентабельно перевозить, продавать и перерабатывать, в том числе на ранней стадии освоения месторождения, не дожидаясь строительства на месторождениях ОФ или ЗИФ.

Примеры РРС различных руд с получением крупнокусковых товарных продуктов приведены в таблице 3.

Таблица 3 – Примеры РРС различных руд с получением товарных продуктов

Руда	Местонахождение месторождения	Класс крупности, мм	Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %		
Sb	Россия (Забайкальский край)	-150+20	Концентрат РРС	1,7	27,93		85,9		
			Хвосты РРС	98,3	0,08		14,1		
			Исходный	100,0	0,56		100,0		
Mn	Россия (Иркутская область)	-50+20	Концентрат РРС	33,7	<u>Mn</u>	<u>Fe₂O₃</u>	<u>Mn</u>	<u>Fe₂O₃</u>	
			Промпродукт РРС		45,7	7,2	58,2	9,3	
			Хвосты РРС		21,3	25,8	20,2	20,7	16,6
			Исходный		100,0	12,4	42,8	21,1	74,1
Au	Россия (Приморский край)	-80+40	Концентрат РРС	19,5	29,70 г/т		88,6		
			Промпродукт РРС	23,2	2,36 г/т		8,4		
			Хвосты РРС	57,3	0,34 г/т		3,0		
			Исходный	100,0	6,54 г/т		100,0		

Ещё одним прорывным и перспективным направлением в технологии предварительного обогащения можно считать новую разработку АО «Иргиредмет» для извлечения золота из галечных отвалов, образующихся после отработки россыпей. Огромное количество галечных отвалов накопилось в мире за долгие годы освоения россыпных месторождений. И многие галечные отвалы могут содержать золото (например, в кусках, содержащих кварц или сульфидные минералы) и стать новым источником добычи, дать вторую жизнь россыпным месторождениям.

Эта идея была проверена АО «Иргиредмет» на одном из россыпных месторождений Забайкалья и подтвердилась. Далее на представительных технологических пробах была разработана технология РРС, результаты которой на одном из галечных отвалов на машинном классе -150+20 мм приведены в таблице 4.

Таблица 4 – Пример укрупненных испытаний РРС галечного материала

Класс крупности, мм	Наименование продукта	Выход, %		Содержание Au, г/т	Извлечение, %	
		от класса	от руды		от класса	от руды
-150+20	Концентрат РРС	10,4	5,4	1,81	67,8	43,5
	Хвосты РРС	89,6	46,5	0,10	32,2	20,7
	Машинный класс	100,0	51,9	0,28	100,0	64,2
-20+10	Мелкий класс	100,0	15,0	0,24	100,0	15,7
-10+0	Несортируемый класс	100,0	33,1	0,14	100,0	20,1
Исходная проба (баланс)		100,0	100,0	0,23	100,0	100,0

Из класса -150+20 мм был получен концентрат с достаточно высоким содержанием золота (1,81 г/т) с извлечением в него металла почти 70 % от операции или более 40 % от исходного материала. Приведенный пример доказывает реальную возможность применения и распространения разработанной технологии в широком масштабе.

Из перспективных работ в области РРС в последнее время также следует выделить разработку технологии и сепаратора для извлечения алмазов крупностью 2-6 мм из алмазосодержащих концентратов обогатительных фабрик. В АО «Иргиредмет» изобретен новый оригинальный и высокоэффективный способ РРС для обнаружения и сортировки алмазов (независимо от их люминесцентных свойств), использующий особенности отличия вещественного состава алмазов от других минералов.

В процессе разработки был изготовлен опытный образец сепаратора, с условным наименованием СРФ «Алмаз», который успешно прошел промышленные испытания в производственных условиях на одной из алмазоизвлекающих фабрик. Извлечение мелких алмазов в концентрат уверенно составило около 99 % за одну стадию сортировки (таблица 5), на разработанную технологию институтом получен патент в 2016 году.

Разработанный способ имеет перспективы также и для сортировки и извлечения крупинок благородных (Au, Pt и др.) металлов или ценных минералов в доводочных операциях обогатительных фабрик.

Опыт работ АО «Иргиредмет» показывает, что в подавляющем большинстве случаев предварительное обогащение может обеспечиваться с достаточной эффективностью технологией РРС. Сама технология является сухой, низко затратной и реализуется с помощью различных моделей рентгенорадиометрических сепараторов

российского производства. АО «Иргиредмет» активно участвует в разработке, производстве и поставке сепараторов, а также всего оборудования, входящего в технологический комплекс РРС.

Таблица 5 – Примеры сортировки алмазосодержащих концентратов методом РРС

№ опыта	Производительность, кг/ч	Выход концентрата, %	Содержание алмазов, %		Извлечение алмазов, %
			В питании	В концентрате	
Сепаратор СРФ «Алмаз» с полупроводниковым детектором					
1	2,2	1,4	0,62	44,3	100,0
2	2,5	1,8	0,62	34,4	100,0
3	2,0	1,0	0,62	62,0	100,0
Сепаратор СРФ «Алмаз» с газовым детектором					
1	2,2	1,2	0,62	50,9	100,0
2	2,4	1,5	0,84	39,2	97,7
3	2,6	1,8	0,84	35,1	97,3

По значимости, объёмам работ (только за последние 5 лет изучены более 100 месторождений, том числе более 60 золотосодержащих) и вкладу в развитие технологии АО «Иргиредмет» по праву можно считать ведущим мировым лидером в области радиометрического обогащения.

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ МЕЖЧАСТИЧНОГО РАЗРУШЕНИЯ РУД НА МЕСТОРОЖДЕНИЯХ КАЗАХСТАНА

Федотов П.К.

*Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования "Иркутский национальный исследовательский технический университет",
г. Иркутск, Россия*

A new method for ore preparation is the destruction of ore in the layer of material fed between the rolling rolls. In high-pressure crushers, we create a common stress field, the material has a force equal to the resistance of the material, we can pre-select and preset. The change in load has a peak character, with a sharp maximum in the area of the axis of the rolls. The material is not affected by working bodies, different in hardness from itself, the gap between the rolls is several times larger than the maximum size of the pieces of material. The destruction occurs when the particles in the material layer act on each other. Time for material is significant. Large particles are destroyed into several parts, which in turn have time to move into smaller classes. As a consequence of the above, we have a minimum of pereizmelchennogo class, at the same time, if necessary by adjusting the force applied to the roll, we can adjust the output of the small class. Due to the destruction of most of the material on the cleavage of crystals, energy consumption is reduced to two or more times, in comparison with traditional grinding in ball mills.

Дезинтеграция минерального сырья с целью извлечения ценных компонентов является весьма сложным и энергоёмким физическим процессом. Фактически, от его оптимизации зависит рентабельность переработки полезного ископаемого в целом.

Новым способом при рудоподготовки является разрушение руды в слое материала, подающегося между прокатными вальками. В дробилках высокого давления мы создаём

общее поле напряжений, на материал действует сила равная величине сопротивления материала, её мы можем заранее выбрать и предустановить. Изменение нагрузки имеет пиковый характер, с резким максимумом в районе оси валков. На материал не действуют рабочие органы, отличные по твёрдости от него самого, зазор между валками в несколько раз больше максимального размера кусков материала. Разрушение происходит при действии друг на друга частиц в слое материала. Время на материал значительно. Крупные частицы разрушаются на несколько частей, которые в свою очередь успевают перейти в более мелкие классы. Как следствие выше сказанного мы имеем минимум переизмельчённого класса, при этом, если, необходимо регулируя прикладываемую к валку силу, мы можем регулировать выход мелкого класса. За счёт разрушения большей части материала по спайностям кристаллов энергозатраты уменьшаются до двух и более раз, в сравнении с традиционным измельчением в шаровых мельницах.

На рудах месторождениях Казахстана ООО НИИПИ ТОМС провел испытания пилотного роллер пресса RP 90/25 (таблица 1, рисунок 1). Исследованы различные типы руд, перерабатываемые на одном из крупнейших месторождений Казахстана. Полученные данные позволяют сделать вывод о возможности эффективного использования роллер пресса для разрушения данных типов руд.

Таблица 1 - Характеристика пилотного роллер пресса

Тип роллер пресса	RP 90/25
Диаметр валков	900 мм
Ширина валков	250 мм
Влажность питания	3-4 %
Максимальный размер куска в питании	50 мм
Производительность	До 50 т/ч
Удельная сила давления	2,14-6,15 Н/мм ² макс
Двигатели	2x190 кВт
Вес в сборе	25 т



*Рисунок 1 - Пилотный роллер пресс в сборе,
валки пресса*

Целью данных опытно-промышленных исследований являлось определение целесообразности использования данного аппарата для подготовки к обогащению медных руд и получения показателей разрушения в роллер прессе. Исследования проводились на базе одной из крупнейших обогатительных фабрик Казахстана.

Преобладающие рудные минералы – борнит (40 %), халькозин (30 %), халькопирит (10 %). Нерудные, представлены кварцем, полевыми шпатами, карбонатами, хлоритами. Рудные минералы характеризуются высокой плотностью по сравнению с вмещающими

породами. Руды открытой добычи делятся на сульфидные, смешанные и окисленные. Плотность 2,8-2,9 т/м³, влажность 4-5 %. (прочность по Протодяконову -16).

Руда транспортируется на фабрику в думпкарах, подготовка состоит из четырёх стадий дробления в замкнутом цикле, последняя из которых может быть исключена из схемы в зависимости от подаваемого типа руды, и измельчения в шаровых мельницах в две стадии.

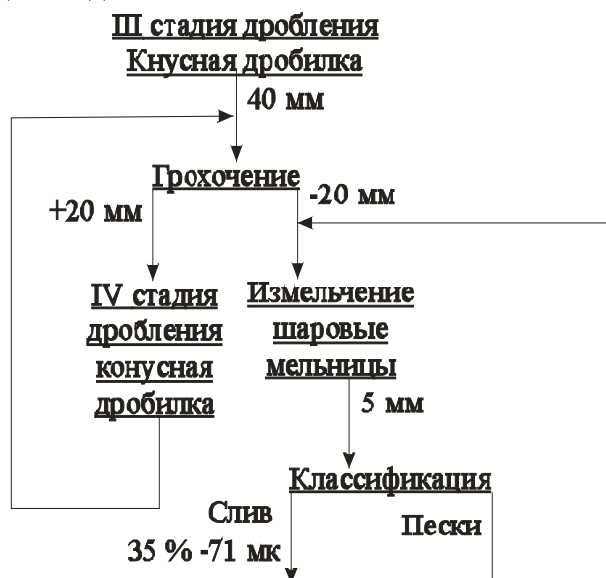


Рисунок 2 - Схема подготовки руды на обогатительной фабрике

Обогащение осуществляется по схеме раздельной флотации песков и шламов в рудном цикле. Схема подготовки руды представлена на рисунок 2.

Опытно промышленные испытания. Для проведения эксперимента роллер пресс был установлен в схеме дробления фабрики, вместо 4-ой стадии (рисунок 3).



Рисунок 3. Схема опытно промышленных испытаний роллер пресса

Исходным питанием дробилки, являлось питание бункеров разгрузки 3-ей стадии дробления, с предварительным грохочением – 5 мм, на вибрационном грохоте ГИТ 71. Крупность питания роллер пресса составила до 80% класса < 25 мм, максимальные куски в питании до 50 мм. Влажность питания 3 %. Характеристика исходного питания роллер пресса представлена в таблице 2.

Таблица 2 - Характеристика исходного питания роллер пресса

Тип руды	Гранулометрический состав		Насыпной вес фракции +5мм, г/см ³	Влажност ь, %	Удельный вес, г/см ³
	Фракция, мм	Выход фракции,%			
Руда №1	-40+25	17,5	1,495	3	2,6
	-25+20	13,1			
	-20+16	12			
	-16+12	18,6			
	-12+5	35,3			
	-5+0	3,4			
Руда №2	-40+25	9,2	1,45	3	2,7
	-25+15	19,9			
	-15+10	22,3			
	-10+8	24,2			
	-8+5	20,5			
	-5+2,6	3,9			
Известняк	-40+25	4,7	1,48	4	2,6
	-25+15	9			
	-15+10	14			
	-10+8	23,1			
	-8+5	45			
	-5+2,6	4,2			

Результаты исследований. Определялись: гранулометрический состав исходного питания, крайней и центральной частей продукта роллер пресса, их насыпной вес, плотность и толщина брикетов. Во время экспериментов фиксировались: зазор между валками, потребляемая электрическая мощность, токовая нагрузка, давление в гидросистеме роллер пресса. Опыты проводились при различных давлениях и скоростях (0,7; 0,9; 1,1; 1,3 м/с). В ходе исследований было установлено, что, в разгрузке роллер пресса при работе в открытом цикле, за один цикл, содержится: 50-60 % класса < 2,6 мм; 30-40 % класса < 1 мм; до 20 % класса < 0,074 мм. Основной задачей исследований было определение измельчаемости исходной руды до и после роллер пресса. Результаты представлены на рисунках 4,5,6.

Измельчаемость отситованного класса < 2,6 мм в разгрузке роллер пресса в 1,45 раза выше, чем измельчаемость исходного питания, по всем исследуемым типам руд. Учитывая, что для дальнейшей обработки руды в шаровых мельницах желательно получить до 40 % класса < 1 мм в разгрузке роллер пресса, можно сделать вывод о том, что для обеспечения достаточной производительности необходимо поддерживать скорость вращения валков в пределах 0,7-0,8 м/с, тогда удельные энергозатраты в среднем составят 2-2,5 кВт на тонну переработанной руды. Выход фракции <1 мм на уровне 38 %.

Из всех опытных данных можно сделать вывод о возможности эффективного использования роллер пресса вместо 4-ой стадии дробления и первой стадии измельчения. Применение роллер пресса обеспечит переход с крупности 35 мм до 1,5-2 мм в одну стадию.

Выше приведенные данные в целом говорят о целесообразности применения роллер пресса в схеме рудоподготовки, что позволит снизить нагрузку на вторую стадию измельчения в шаровых мельницах.

Данные исследования легли в основу проектирования, а затем и создания нескольких технологий дезинтеграции руды на месторождениях руд в республике Казахстан.

Ниже приведена одна из таких технологических схем (рисунок 7).

Дробление руды крупностью -30 мм до крупности -5 мм (50%-0,074 мм) осуществляется в дробилках высокого давления. Дробилки работают с возвратом краев разгрузки (крайние зоны валов роллер-пресса, в диапазоне 25% от ширины вала).

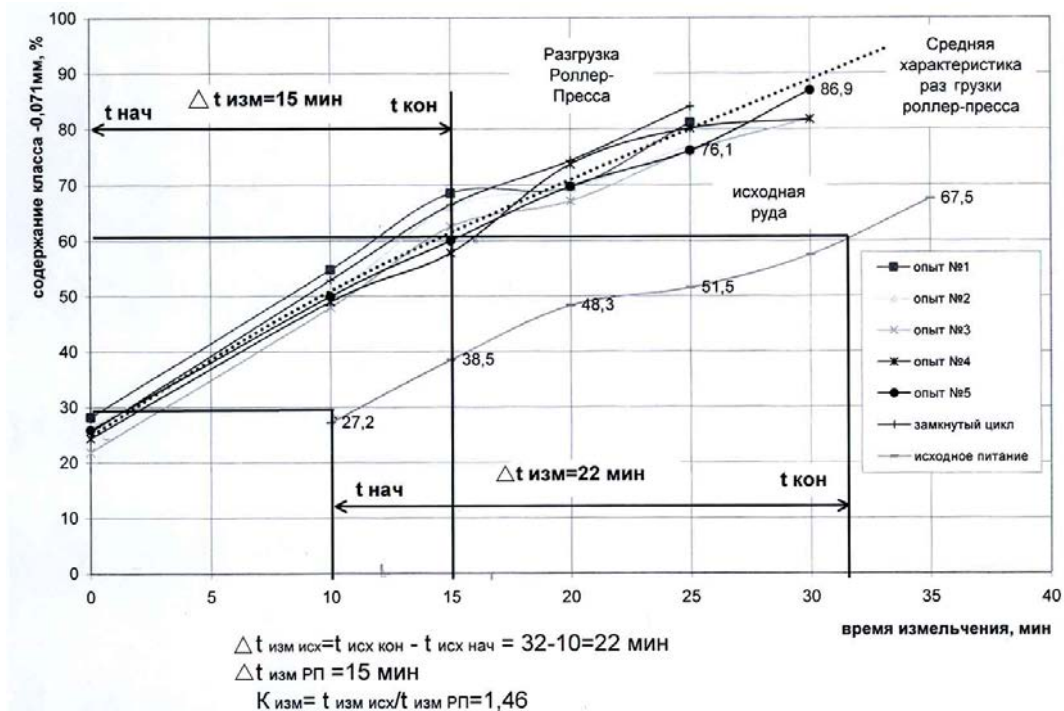


Рисунок 4 - Измельчаемость руды № 1

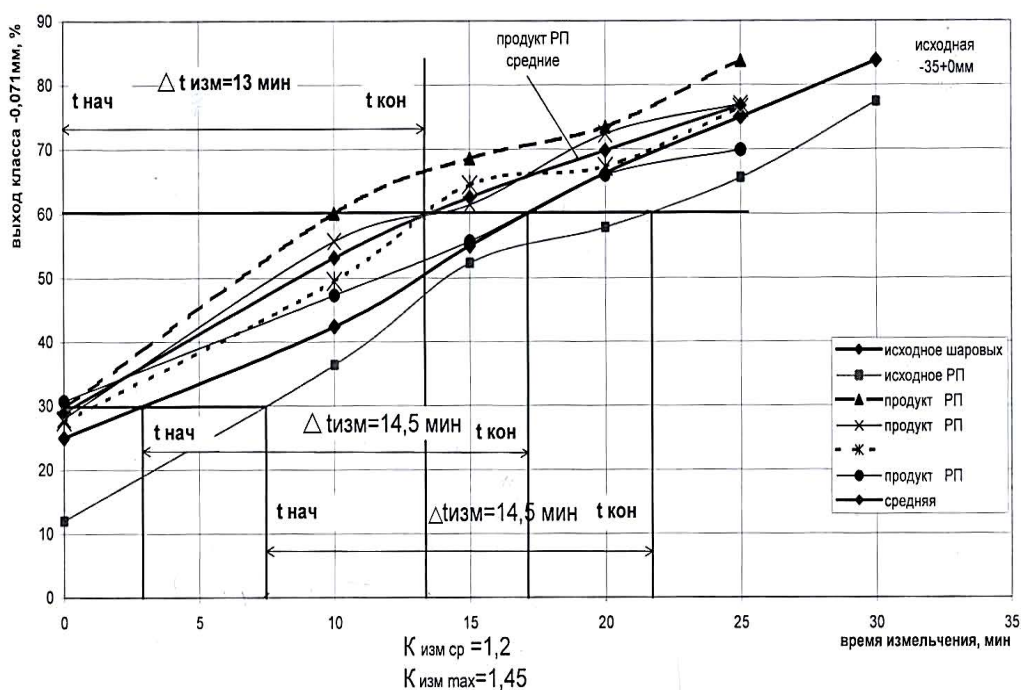


Рисунок 5. Измельчаемость руды № 2

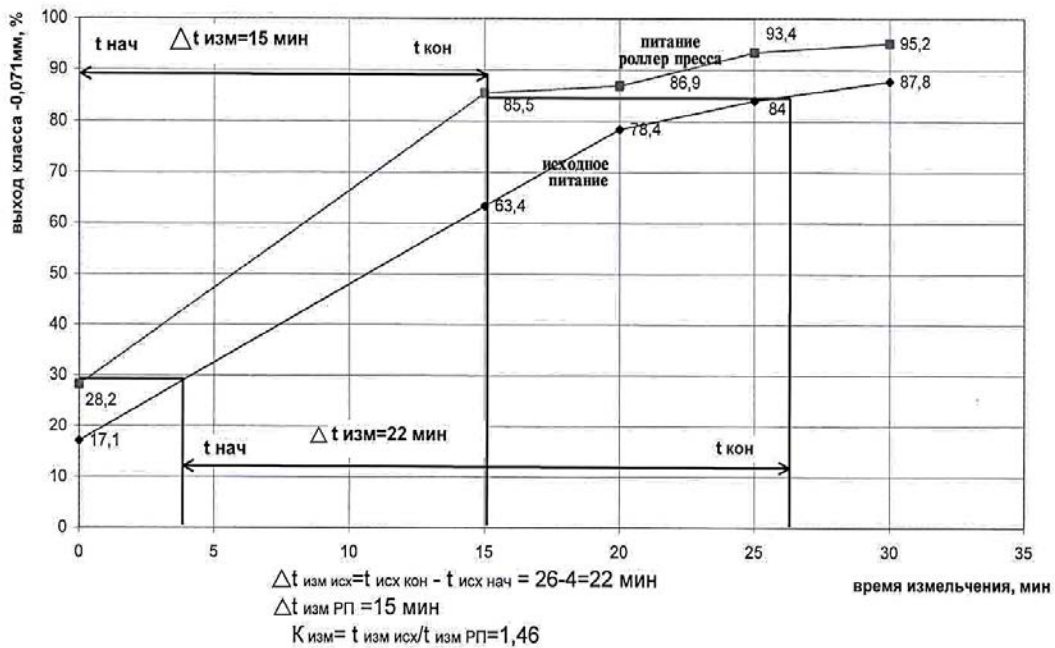


Рисунок 6 - Измельчаемость известняка

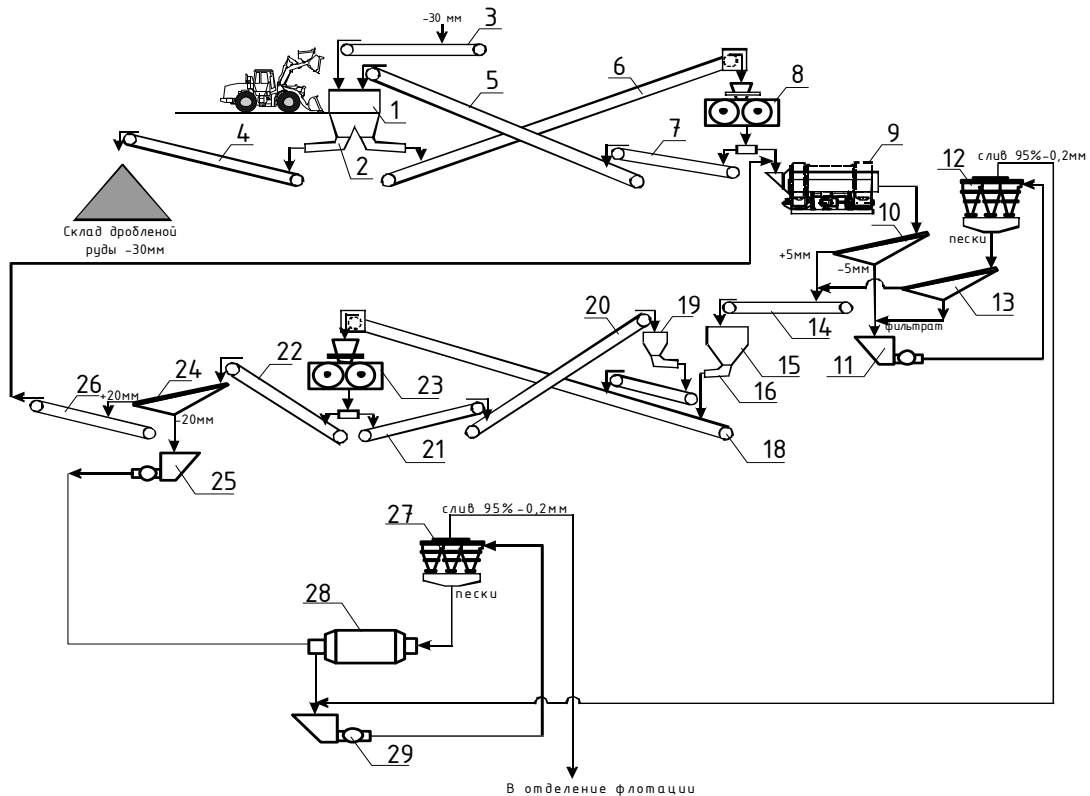


Рисунок 7 - Обоганительная фабрика рудника. Схема цепи аппаратов. Стадия дробления, тонкого дробления, измельчения:

1- бункер питания ТД; 2,16 - вибрационный питатель; 3-7,14,17,18,20-22,26-конвейер ленточный; 8 - роллер-Пресс RPS-13-170/140; 9 – скруббер; 10 - грохот вибрационный; 11 – зумпф; 12 - гидроциклоны Кребс; 13 - грохот вибрационный; 15 – бункер; 19 - бункер; 23 - роллер-Пресс RPS-13-170/140; 24 - грохот вибрационный; 25 - зумпф; 27 – гидроциклоны Кребс; 28 - мельница шаровая, МШЦ 4,5х6,0; 29 – зумпф

Вторая стадия тонкого дробления работает с поверочным грохочением по классу 20 мм и с циркуляцией крайних зон разгрузки дробилки.

Выделение готового продукта, из разгрузки I стадии тонкого дробления, крупностью 95%-0,2 мм осуществляется на высокочастотных грохотах и гидроциклонах.

Руда, поступающая в главный корпус, после операций тонкого дробления содержит 50% класса 0,074 мм. Исходя из результатов исследований «Механобр Инжиниринг», оптимальная крупность помола для основной медной флотации составляет 60% класса 0,074 мм. Для доизмельчения руды перед флотацией используется шаровая мельница МШЦ 4,5х6,0. Нагрузка по питанию мельницы составит 120т/ч. Флотационное обогащение измельченной руды осуществляется в пневмомеханических машинах ОТОКУМРУ объемом 38, 16 и 2,7 м³.

Получение требуемого качества медного концентрата достигается путем трехкратной перемешки концентрата. При этом после первой перемешивающей флотации производится доосаждение ценного компонента в цикле доизмельчения концентрата. Конечная крупность измельчения для концентрата составляет 95% класса 0,074 мм.

Обезвоживание медного концентрата выполнено в две стадии: сгущение в радиальном сгустителе, фильтрация в пресс-фильтрах.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ РУДОПОДГОТОВКИ НА ОСНОВЕ МОДИФИКАЦИИ ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ ЭНЕРГЕТИЧЕСКИМИ ВОЗДЕЙСТВИЯМИ*

Ростовцев В.И.

*Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела
им. Н.А. Чинакала Сибирского отделения РАН, г. Новосибирск, Россия,
e-mail: benevikt@misd.ru*

Abstract. Modification of physical and mechanical properties of mineral raw materials by accelerated electrons allows to improve ore preparation and to develop perspective effective technological schemes of processing of complex ores of natural and technogenic deposits.

Минерально-сырьевой сектор России обеспечивает более 30% внутреннего валового продукта и более 70% валютных поступлений в бюджет страны.

Эти данные убедительно подтверждают, что экономическое благополучие страны в значительной степени зависит от состояния и эффективности использования минерально-сырьевой базы. Ее развитие на современном этапе связано с вовлечением в разработку месторождений труднообогатимых руд и техногенного сырья. Эта тенденция, в свою очередь, обуславливает как значительные потери промышленно ценных компонентов на стадиях добычи и переработки минерального сырья, так и высокие эксплуатационные и капитальные затраты на производство конечной продукции.

* Работа выполнена в рамках проекта НИР, № гос.регистрации АААА-А17-117092750073-6

В последние годы для направленного изменения свойств минералов используются радиационные, ультразвуковые, электрохимические, механохимические, плазменные воздействия на них.

Ранее эти методы рассматривались как экзотические, то в связи с выпуском электрохимических кондиционеров, плазмотронов, линейных ускорителей, ультразвуковых генераторов можно говорить о реальном внедрении новых экологически безопасных технологий в процессах первичной переработки труднообогатимых руд и угля сложного вещественного состава [1].

Предварительная энергетическая обработка минерального сырья позволяет не только снизить затраты на измельчение, но и значительно повысить извлечение и качество концентратов. Высокая эффективность энергетических методов в процессах обогащения подтверждается исследованиями ученых Канады, Германии, Японии, ЮАР [2-4].

В настоящей работе приведены результаты выполненных в ИГД СО РАН исследований по изучению временных изменений скоростей распространения упругих волн в граните после обработки пучком ускоренных электронов и оценке энергозатрат по его разрушению и дроблению.

Граниты являются наиболее важными породами земной коры. Исследования гранитов представляют интерес, так как с этой породой связаны месторождения таких полезных элементов, как Au, Sn, W, Mo, Li, Be, Rb, Bi.

Гранит содержит 60-65% калиевого полевого шпата, 25-35% кварца и 5-10% слюды. Калиевый полевой шпат входит в состав многих полиметаллических руд, кварц – главная составная часть золото-, железосодержащих и других руд.

Определение упругих свойств гранита осуществлялось на образцах кернов правильной цилиндрической формы в соответствии с действующими стандартами и методиками на оборудовании, прошедшем метрологическую поверку. Диаметр (d) образцов составлял 30 мм; высота образцов (h) – 60 мм.

Для экспериментальных исследований свойств гранита использовался комплекс оборудования ИГД СО РАН для испытаний на разрушение при одноосном нагружении с определением акустических характеристик керновых образцов указанной горной породы по методике, приведенной в работе [5].

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

Изучено влияние поглощенной кернами гранита дозы при воздействии ускоренными электронами на скорость распространения упругих волн в зависимости от времени после обработки. В работе приняты дозы: 5, 10, 15 и 20 кГр. Диапазон времени от 0 до 225 суток.

На рисунке 1 приведены зависимости изменения скоростей распространения продольных V_P и поперечных V_S упругих волн для гранита в зависимости от времени t для образцов исходных и после радиационной обработки при дозах 10 и 20 кГр.

Изменения характеристик гранита после его радиационной обработки связаны с таким фундаментальным свойством горных пород, как память и ее разнообразными проявлениями, обусловленными своим существованием явлению дефектности, который характеризует сложную картину разрушения горных пород [6, 7].

Анализ полученных закономерностей показывает, что наиболее существенные изменения в величинах скоростей продольных и поперечных волн в обработанных ядрах гранита с течением времени после обработки наблюдаются при значении поглощенной дозы 10 кГр.

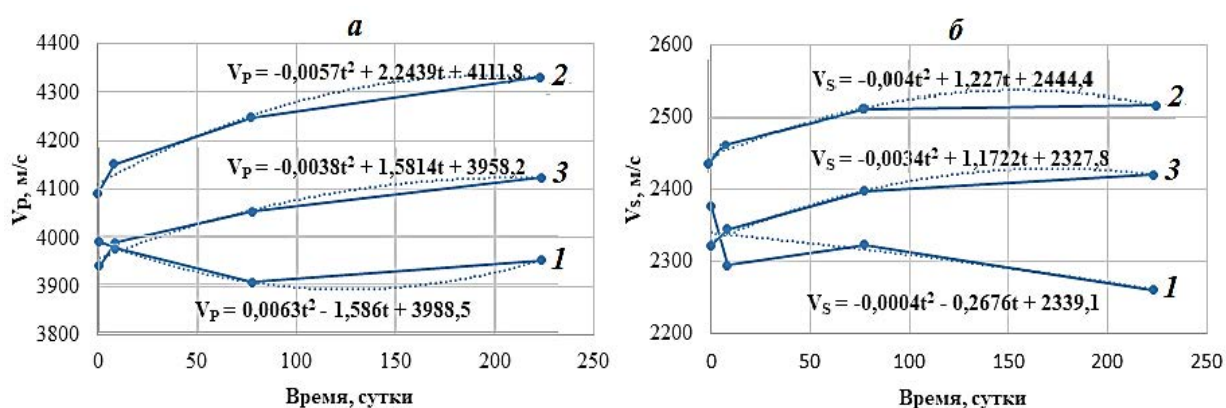


Рисунок 1 - Временные зависимости изменения скорости продольных V_p (а) и поперечных V_s (б) упругих волн для гранита:

1 – без обработки; 2, 3 – после обработки при дозах 10 и 20 кГр

Скорость распространения упругих волн в граните минимальна при $t=0$, поэтому руду необходимо подвергать измельчению непосредственно после обработки. В этом случае количество структурных дефектов в материале будет максимальным и возможно сокращение расхода электроэнергии в процессах дробления и измельчения.

Как известно, например, из [8] выбор схем рудоподготовки базируется на экспериментальном определении прямых прочностных показателей минерального сырья, косвенных показателей в сравнении с эталоном или нахождении удельных затрат электроэнергии, к которым сводятся все зарубежные методы. Далее приводятся данные по оценке энергозатрат на разрушение и дробление на примере гранита с использованием отечественного оборудования для испытаний образцов на разрушение при одноосном нагружении. Энергии разрушения и дробления определялись по экспериментально полученным диаграммам усилие–продольная деформация. Пример такой диаграммы для исходного образца гранита приведен на рисунке 2.

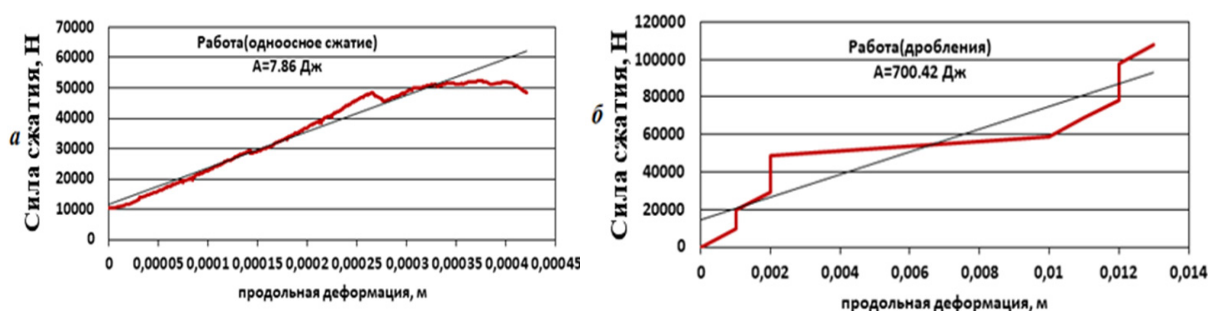


Рисунок 2 - Диаграммы усилие – продольная деформация для исходного образца:
а – при разрушении одноосным сжатием, б – при дроблении

Влияние обработки ускоренными электронами гранита на энергоёмкость процессов его разрушения и дробления приведены в таблице. Установлено, что оценку энергетических затрат на разрушение и дробление можно производить с использованием испытаний на разрушение при одноосном нагружении.

Таблица - Результаты исследований энергий разрушения и дробления кернов гранита, обработанных потоком ускоренных электронов

Поглощенная доза, кГр	Энергия, Дж	
	Разрушения	Дробления
0	7,86	700,42
5	6,36	529,74
10	3,06	470,88
15	7,40	529,74
20	22,62	784,80

Показано, что обработка кернов гранита при дозе 10 кГр позволяет снизить энергию разрушения одноосным сжатием с 7,86 до 3,06 Дж, а энергию дробления с 700,42 до 470,88 Дж. Этот результат является важным для совершенствования рудоподготовки минерального сырья и сокращения потерь полезных компонентов при последующем обогащении.

Список использованных источников

1. Чантурия В.А. Инновационные процессы комплексной и глубокой переработки минерального сырья природного и техногенного происхождения // Горный журнал. – 2015. – № 7. С. 29 – 37.
2. Чантурия В.А., Вайсберг Л.А., Козлов А.П. Приоритетные направления исследований в области переработки минерального сырья // Обогащение руд. – 2014. № 2. – С. 3–9.
3. Кондратьев С.А., Ростовцев В.И., Бочкарев Г.Р. и др. Научное обоснование и разработка инновационных технологий комплексной переработки труднообогатимых руд и техногенного сырья // ФТРПИ. – 2014. № 5. – С. 187–202.
4. Чантурия В.А., Бунин И.Ж. Нетрадиционные высокоэнергетические методы дезинтеграции и вскрытия тонкодисперсных минеральных комплексов // ФТПРПИ. – 2007. №3. – С. 107–128.
5. Кондратьев С.А., Ростовцев В.И., Бакшеева И.И. Исследования прочностных свойств керновых образцов горных пород с применением их обработки пучком высокоэнергетических электронов // ФТПРПИ. – 2016. № 4 – С. 168-176
6. Лавров А.В., Шкурятник В.Л., Филимонов Ю.Л. Акустоэмиссионный эффект памяти в горных породах. – М.: изд-во МГГУ, 2004. – 436 с.
7. Шемякин Е.И. Хрупкое разрушение горных пород // Горный вестник.–1998. № 2. – С. 10 –16.
8. Газалеева Г.И., Братыгин Е.В., Курков А.В., Рогожин А.А. К выбору критериев оптимальных схем рудоподготовки // Ресурсосбережение и охрана окружающей среды при обогащении и переработке минерального сырья. Материалы Международной конференции «Плаксинские чтения-2016». – Москва: АО «Издательский дом «Руда и Металлы», 2016. – С. 14–17.

СОРБЕНТЫ НА ОСНОВЕ БУРОГО УГЛЯ ДЛЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ РТУТИ ИЗ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ

Домрачева В.А., Трусова В.В., Остапчук Д.Е.

*Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования "Иркутский национальный исследовательский технический университет",
г. Иркутск, Россия, e-mail: domra@istu.edu*

Abstract. The present article deals with the research of potential use of modified activated carbon obtained from brown coal as a sorbent for mercury extraction. Isotherms have been plotted for the initial (ABZ) and modified (ABZ -M) sorbents. The sorption activity of sorbents was estimated using Langmuir and Freundlich isotherms.

Ртуть относится к числу наиболее токсичных химических элементов и, поступая в окружающую среду в результате деятельности человека в количествах, превышающих естественные фоновые концентрации, резко обостряет экологическую обстановку.

Практически все отрасли промышленности, использующие ртуть и ее соединения, создают проблему загрязнения биосферы высокотоксичными соединениями ртути. Например, в местах длительной добычи и переработки золота выявлено повышенное содержание ртути в подземных водах и накопление ее в дерновом и гумусовом горизонтах. Концентрации ртути в зоне размещения отвалов превышают в десятки и сотни раз предельно-допустимую концентрацию. Особенно это характерно для мест переработки золота методом амальгамации. Амальгамационная технология была широко распространена на объектах золотодобычи и применялась до 1988 г, пока не была запрещена из высокой токсичности ртути.

Одним из методов извлечения ценных компонентов из сточных вод и техногенных образований, обеспечивающих полноту выделения металлов, является сорбционный, с применением углеродных сорбентов. Перспективным сырьем для углеродных сорбентов являются ископаемые угли.

В работе в качестве объекта исследований был выбран углеродный модифицированный сорбент АБЗ-М, полученный на основе активата АБЗ из бурых углей Иркутского бассейна

В качестве исходного сырья для получения сорбента АБЗ (активированный бурый зернистый) использовали Азейский и Мугунский бурые угли Тулунского месторождения Иркутской области. Сорбент АБЗ был получен по классической технологии, которая включает карбонизацию и активацию исходного бурого угля.

Полученный активат АБЗ подвергали сульфированию. В качестве сульфорирующих уголь реагентов использовали олеум с концентрацией SO_3 до 20%. Обработку углеродного материала олеумом проводили при температуре 70°C в течение 5ч. Перед обработкой углеродного материала олеумом дополнительно осуществляли предварительную обработку его дихлорэтаном (ДХЭ) в течение часа.

В процессе обработки углеродного активированного сорбента олеумом происходят реакции окисления, в результате которых образуются карбоксильные и фенольные группы. Образование кислотных групп SO_3H , COOH , OH позволяют получить сорбент, обладающий высокой сорбционной емкостью по отношению к ионам тяжелых металлов.

Предварительная обработка углеродного материала в ДХЭ облегчает проникновение сульфорирующего агента (олеума) вглубь угольных зерен и влияет на степень отщепления периферийных фрагментов из молекулы угольного вещества.

Для исследования сорбционной активности модифицированного сорбента АБЗ-М использовали модельные растворы нитрата ртути (II) – $\text{Hg}(\text{NO}_3)_2$ с концентрациями 5-15 мг/дм³.

Навеску соли растворяли в 50 мл концентрированной азотной кислоты HNO_3 (ХЧ), доводили раствор до 1 л дистиллированной водой, с помощью буферного раствора устанавливали рН раствора = 3,5-4,5. Оптимальную область рН определяли предварительными опытами.

Оценка сорбционной способности сорбента АБЗ-М по отношению к ртути в

статических условиях проводилась с помощью изотерм сорбции. Навеску модифицированного сорбента добавляли в 100 мл исследуемого раствора и встряхивали в течение 2 часов. Концентрацию ртути в растворе определяли на атомно-эмиссионном спектрометре Vista ICP – AES.

По полученным в ходе экспериментов данным были построены сравнительные изотермы сорбции исходного и модифицированного сорбентов (рисунок 1).

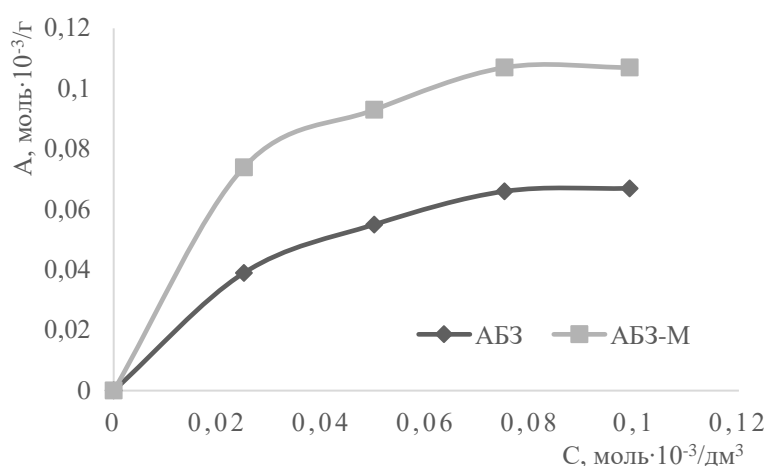


Рисунок 1 - Изотермы сорбции ртути сорбентами АБЗ и АБЗ-М

Полученные изотермы сорбции свидетельствуют о том, что сорбционная емкость по ртути модифицированного сорбента АБЗ-М выше, чем у исходного сорбента АБЗ.

Это обусловлено увеличением удельной поверхности сорбента и количества раскрытых пор в нем посредством обработки дихлорэтаном, а также повышением селективности сорбента по отношению к ионам ртути за счет обеспечения более глубокой степени сульфирования сорбента олеумом.

Максимальная емкость сорбента АБЗ-М составила 0,11 моль⁻³/г, что в 1,6 раза больше, чем у исходного сорбента АБЗ.

Сорбционная активность сорбентов оценивали с использованием изотерм Ленгмюра и Фрейндлиха. Модель сорбции по Ленгмюру рассматривает адсорбционный процесс как формирование мономолекулярных слоев взаимодействия адсорбата с адсорбентом. Модель сорбции по Фрейндлиху базируется на представлении о смешанном характере формирования таких слоев, состоящих из мономолекулярных и полимолекулярных фрагментов.

Уравнение Ленгмюра имеет вид в линейной форме:

$$A = A_m \cdot \frac{K_l \cdot C}{1 + K_l \cdot C},$$

где A – сорбционная емкость, моль/г; A_m – предельная сорбционная емкость монослоя, моль/г, K_l – константа сорбционного равновесия; C – равновесная концентрация, моль/дм³.

Линейная изотерма позволяет графически определить оба постоянных параметра адсорбционной изотермы Лэнгмюра (A_m и K_l). Рассчитанные значения постоянных уравнения Лэнгмюра приведены в таблице. Чем больше константа сорбционного равновесия K_l , тем сильнее взаимодействие системы адсорбент-адсорбат. Из полученных данных можно сделать вывод, что сорбент АБЗ-М имеет наибольшую сорбционную

активность по отношению к ионам ртути, чем сорбент АБЗ.

Модель адсорбции Фрейндлиха допускает, что распределение числа адсорбционных центров на энергетически неоднородной поверхности адсорбента носит экспоненциальный характер.

Уравнение Фрейндлиха:

$$A = K \cdot C^{1/n},$$

где A – сорбционная емкость, моль/г; K – константа, численно равная емкости сорбента при остаточной концентрации ионов ртути в растворе, равной единице; C – равновесная концентрация, моль/дм³; n – константа, характеризующая кривизну изотермы в начальной области концентраций.

Результаты расчета констант уравнения Фрейндлиха K и n приведены в таблице.

Таблица 1 – Константы уравнений Ленгмюра и Фрейндлиха

Вид изотермы	Сорбент	Параметры изотермы		Коэффициент корреляции
Ленгмюра	АБЗ	$A_m=1,7 \cdot 10^{-3}$, моль/г	$K_L=1,7 \cdot 10^{-3}$	0,9915
	АБЗ-М	$A_m=2,5 \cdot 10^{-3}$, моль/г	$K_L=3,1 \cdot 10^{-3}$	0,9956
Фрейндлиха	АБЗ	$K = 5,4$	$n = 2,1$	0,9593
	АБЗ-М	$K = 4,4$	$n = 3,1$	0,9645

Анализ параметров изотерм сорбции показывает, что сорбция ионов ртути наилучшим образом описывается моделью Ленгмюра, что соответствует образованию мономолекулярных слоев взаимодействия адсорбата с адсорбентом. Также это подтверждается видом изотермы.

Изотермы сорбции ионов ртути принадлежат к изотермам I типа по классификации БЭТ и имеют форму изотермы Ленгмюра, характеризуются монотонным приближением адсорбции к некоторому предельному значению, соответствующему заполненному монослою на поверхности углеродного сорбента. Исследования подтвердили возможность эффективного использования модифицированного сорбента АБЗ для извлечения ионов ртути из техногенного сырья.

СПОСОБЫ ИНТЕНСИФИКАЦИИ ПРОЦЕССА ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ РУД В БАРАБАНЫХ МЕЛЬНИЦАХ

Алексеев В.Н.¹, Соколов В.И.², Чижик Е.Ф.³

¹ *Закрытое Акционерное Общество «УК «Петропавловск», г. Благовещенск, Россия, e-mail: Alekseev@pokrmine.ru*

² *ЗАО «Русская медная компания», г. Москва, Россия, e-mail: Sokolov_Vitaliy@Rcc-Group.ru*

³ *Общество с ограниченной ответственностью «Научно-производственное предприятие «Механобр-полимет», г. Днепр, Украина, e-mail: E.chizhik_mehanobr@i.ua*

Abstract. Profile of the lining, the design performance of the working surface and the material greatly affect the dynamics of the movement inside the mill loading and the redistribution of stresses in the elements of the liners.

Технический и технологический процессы, с учетом влияния на экологию, полностью зависят от правильности изначально поставленной задачи. Так, получение стали связано с доменным процессом (чугун) и последующим, непосредственно, литье стали, вместо прямого восстановления из руды. Полеты в космос возможны, по Циолковскому К.Э., с преодолением земного притяжения. То есть, наряду с признанием существующего магнитного поля земли ставится задача преодоления, вместо его использования.

В процессах измельчения руд в барабанных мельницах, также много устаревших и противоречащих понятий и решений. Так, где происходит в основном измельчение – между футеровкой и шарами или в значительной мере, между шарами. Постоянство движения внутримельничной загрузки по фактору времени (каскадный, водопадный, смешанный) вызывает сомнение. Целесообразность наличия в конструкциях футеровок выступающего элемента - лифтера, так как от машиностроителей требуется задавать число оборотов, обеспечивающее подъем внутримельничной загрузки в пределах 75-80 процентов, от критической (центрифугирования).

Какие процессы - кавитация, коррозия, электрохимическое воздействие, гидроабразивный износ, либо усталостные явления, с повышением внутренних напряжений, приводят к разрушению футеровок?

В данном сообщении рассмотрим воздействие удара, как на состояние футеровок, в процессе эксплуатации, так и на конструктивное исполнение.

В целях повышения износостойкости футеровок на микроструктурном уровне в следствие ударов была создана сталь Гадвильда (110Г13Л). То есть в кристаллической решетке происходят изменения, повышающие сопротивляемость разрушению. Однако, если предположить, что изменения структуры возникают не только на поверхности, но и в массиве за счет импульсов упругих колебаний, вызывающих повышение так же внутренних напряжений, становится объяснимым появление трещин или раскалывание футеровок (рисунок 1). Следовательно, энергия удара распространяется в массиве в виде волны. Известно, что свет или звук, так же имеют волновую природу. Одновременно известно, что на границе раздела сред свет - вода, звук - твердая преграда, создается возвратная волна.

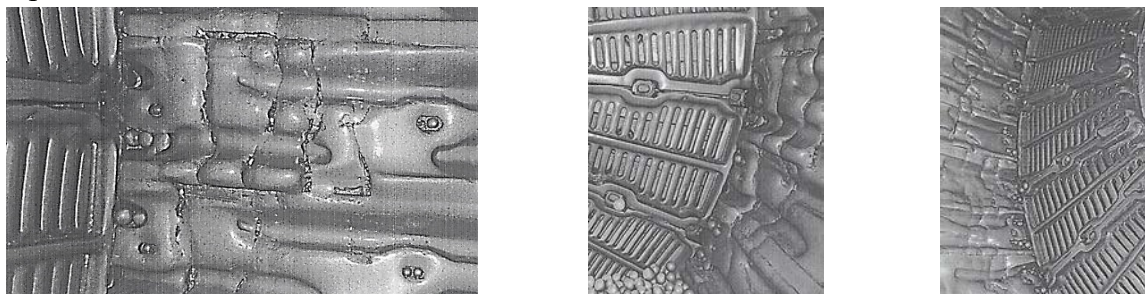


Рисунок 1 - Состояние металлических футеровок при воздействии ударных нагрузок от шаров

Перспективным является создание футеровок для рудоизмельчительных мельниц из материалов с различными механическими характеристиками, например, резина -сталь или резина - твердый износостойкий пластик. На границе раздела контактирующих материалов возникает отраженная волна упругих колебаний, что будет снижать в основном массиве

футеровки (резина) возникновение повышенных напряжений. Такое конструктивное решение повышает износостойкость футеровки за счет несогласованности акустических импедансов контактирующих слоев материала, из которого выполнены элементы. Выражают механические характеристики последних через модуль Юнга и плотность, т.е. характеризуют материал значением акустического импеданса

$$l = \rho \cdot c,$$

где ρ – плотность материала; c – скорость звука в данном материале, и используют теорию распространения упругих волн через границу раздела сред, из которой известно, что при воздействии волновых упругих колебаний с давлением P на границе раздела сред может происходить частичное отражение импульса. При этом, величины массовой скорости V и давление P связаны соотношениями:

$$P_o + P_r = P_t \quad (1)$$

$$V_o - V_r = V_t \quad (2)$$

где индексы o , r и t относятся соответственно к исходному, отраженному и проходящему через границу раздела сред импульсам.

Пользуясь уравнением: $P = \rho \cdot C \cdot V$, а также условием постоянства импедансов $\rho_o \cdot C_o = \rho_t \cdot C_t$ подставив в (2), получим:

$$\frac{P_o}{\rho_o \cdot C_o} - \frac{P_r}{\rho_o \cdot C_o} = \frac{P_t}{\rho_t \cdot C_t},$$

или с учетом постоянства импедансов: $\frac{P_o \cdot P_r}{\rho_o \cdot C_o} = \frac{P_t}{\rho_t \cdot C_t}$, (3)

Из совместного решения (1) и (3) вытекают важные уравнения несогласованности импедансов:

$$P_t = \frac{2 \rho_t \cdot C_t}{\rho_t \cdot C_t + \rho_o \cdot C_o} \cdot P_o, \quad (4)$$

$$P_r = \frac{\rho_t \cdot C_t - \rho_o \cdot C_o}{\rho_t \cdot C_t + \rho_o \cdot C_o} \cdot P_o, \quad (5)$$

которые, если внести для отношения импедансов обозначение

$$K = \frac{\rho_t \cdot C_t}{\rho_o \cdot C_o},$$

где K - коэффициент несогласованности импедансов, могут быть описаны в следующем виде:

$$P_t = \frac{2K}{K+1} \cdot P_o, \quad (6)$$

$$P_r = \frac{K-1}{K+1} \cdot P_o, \quad (7)$$

или $\frac{P_t}{P_r} = \frac{2K}{K-1}$, (8)

Из анализа уравнений (6-8) можно заключить, что знак давления P_t в проходящей волне всегда остается тот же самый, что и у P_o , т.е. волна сжатия всегда проходит через границу раздела, оставаясь волной сжатия, и это же справедливо для волны разряжения.

Таким образом, подбирая значения акустического импеданса материала эластичных

футерующих и закладных твердых элементов футеровки, выбирают их относительное соотношение, что в конечном итоге позволяет снизить интенсивность изнашивания конструкции в целом.

Длительная эксплуатация шаровых мельниц с резиновой волновой футеровкой с пазами по рабочей поверхности, в которых заклиниваются шары, позволяет утверждать:

1. Наиболее интенсивно процесс измельчения происходит на расстоянии $\frac{1}{4}$ длины мельницы от загрузочной стенки. В этой части мельницы, при ее эксплуатации с шарами диаметром до 80 мм целесообразно использовать волновую конструкцию футеровки с насыщением ее рабочей поверхности шарами диаметром 40 и 60 мм.

В случае эксплуатации мельницы с шарами диаметром 90-100 мм волновая конструкция резиновой футеровки должна содержать на рабочей поверхности завулканизированные элементы из износостойкого пластика. За счет подобранного соотношения значений акустического импеданса резины и твердого пластика обеспечивается гашение в них внутренних напряжений.

2. Интенсивность измельчения по длине мельницы к разгрузочной стенке снижается. На расстоянии 1,5–2,0 метра от разгрузочной стенки износ футеровки составляет 5-10 %, при размере шаров диаметром 100 мм (рисунок 2).

3. Армированные пластиком (рисунок 3, позиция 1) или шарами (рисунок 3, позиция 2) волновые резиновые футеровки обеспечивают процесс измельчения при меньшем размере шаров на 10-20 мм, в зависимости от крепости и крупности исходной руды.

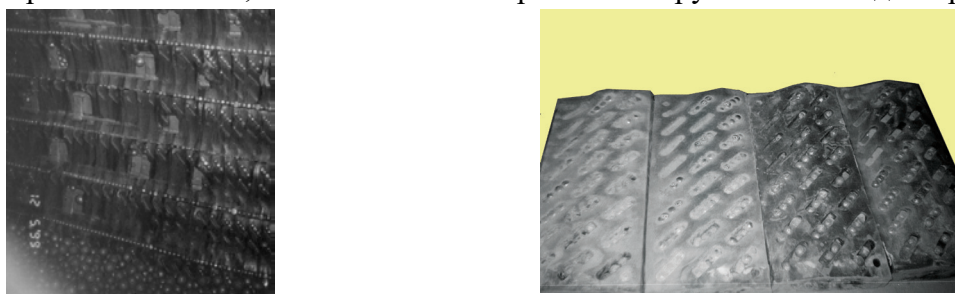


Рисунок 2 - Состояние футеровок возле загрузочной и разгрузочной стенок



Рисунок 3 - Комплектация мельницы волновыми резиновыми футеровками различного исполнения

4. При комплектовании мельниц по ее длине волновыми футеровками различного исполнения открывается возможность использования со стороны разгрузочной стенки на расстоянии 1,5–2 метра магнитных футеровок с пазами на рабочей поверхности (рисунок 3, позиция 3) для заклинивания изношенных шаров и скрапа различного размера. Это

позволяет расширить область применения магнитных футеровок для мельниц, эксплуатируемых с шарами диаметром 80-90 мм, при этом, значительно снижается количества скрапа в разгрузке мельницы. Заявленная компоновка волновых резиновых футеровок, армированных пластиком, либо самофутерующая шарами с использованием магнитных футеровок, позволяет с большей убедительностью утверждать о целесообразности, ранее предложенного нами ведения процессов измельчения, в рудоразмольных мельницах длиной шесть и более метров, по двум стадиям в одном барабане, подобно сырьевым мельницам в цементной промышленности.

Опыт надежной эксплуатации разделительной резиновой решетки на мельницах диаметром 3,2 и 4 метра имеется. При этом, первая камера эксплуатировалась с шарами диаметром 100 мм и волновой резиновой футеровкой, а вторая волновой резиновой футеровкой с шарами диаметром 40 мм либо цельпесами.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ РЕОЛОГИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК ПУЛЬПЫ НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ СЕПАРАЦИОННЫХ ПРОЦЕССОВ*

Потемкин В.А., Ромашев А.О.

*Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования Санкт-Петербургский горный университет, Санкт-Петербург, Россия,
e-mail: romashev_ao@pers.spmi.ru*

Abstract. The article discusses the impact of the rheological properties of the pulp on the separation of mineral raw materials. The possibilities of changing the rheological properties of the pulp and ways to control its properties are investigated. It is established that the viscosity of the pulp has a significant impact on the efficiency of enrichment processes.

Эффективность процессов обогащения зависит от множества факторов, которые, как правило, делятся на факторы зависящее от сырья и зависящее от технико-производственных характеристик применяемого оборудования. Но не мало важную роль в процессах сепарации играет также и среда, в которой производится разделение частиц, в частности ее реологические свойства.

Реологические свойства среды могут оказывать существенное влияние на различные этапы переработки минерального сырья. Например, одна из главных проблем в тяжелосредной сепарации — прогнозирование поведения рудной частицы в суспензии. Как правило, измеряют кажущуюся вязкость суспензии и рассчитывают конечную скорость рудной частицы из этого значения вязкости, но это дает значительную погрешность для неньютоновских жидкостей, для которых вязкость не является линейной функцией.

Установлено, что выше значений вязкости 3,2-3,4 Н/м² находится область пластической вязкости, при которой разделение в суспензии частиц по плотности резко ухудшается.

* Работа выполнена при поддержке гранта президента Российской Федерации МК-5915.2018.5.

Доказано, что при увеличении вязкости пульпы, для углеводов, имеющих различный состав, структуру и величину молекул, характерно усиление гидрофобизирующих свойств при флотационном обогащении. Так же известно, что реология пульпы оказывает значительное влияние на эффективность процессов измельчения и классификации. В частности, для многих горнорудных предприятий были замечены сезонные колебания эффективности работы мельниц самоизмельчения, что вызвано тем, что с уменьшением температуры пульпы падает скорость измельчения, снижается производительность мельниц, увеличиваются удельные затраты энергии из-за увеличения вязкости пульпы. В процессах классификации в гидроциклонах вязкость пульпы оказывает влияние на значение границы разделения d_{50c} , и определяет эффективность процесса.

В большинстве, из выше приведённых случаев, среда представляет собой структурированную (неньютоновскую) жидкость касательное напряжение сдвига которой, определяется согласно закону Бингама-Шведова. Однако, проведенными исследованиями установлено, что в области малых касательных напряжений сдвига зависимость имеет нелинейный вид, что не учитывается в известных моделях и этот сложный для моделирования участок заменяется экстраполяцией прямолинейной части графика на нулевую скорость сдвига, либо рассчитываются новые значения коэффициентов, входящих модель Бингама-Шведова, что в свою очередь может вызвать искажение данных, что не допустимо при моделировании процессов обогащения.

В результате выполненного исследования было изучено влияние различных факторов на изменение вязкости пульпы.

В широких пределах изменение вязкости удалось достичь, направляя на объекты исследования температурное и ультразвуковое воздействия.

Выявлены основные закономерности для построения моделей повышенной точности и инициализации реологических свойств исследуемых объектов.

Для моделирования реологических свойств, в программном комплексе Ansys, были созданы в высокоточные модели аппаратов для разделения суспензий и получены закономерности распределения потоков, дающих представление о внутренней кинетике процесса и формировании продуктов разделения.

Получены зависимости, описывающие влияние физических свойств пульпы и геометрических параметров гидроциклона на показатели его работы как классификатора.

Экспериментально определен коэффициент, вносящий поправку на вязкость в модель Плитта, позволяющий повысить точность расчета.

Найдены зависимости, описывающие влияние физических свойств пульпы и геометрических параметров гидроциклона на показатели его работы как классификатора

Авторы выражают благодарность зав. каф. ОПИ Горного Университета, д.т.н., проф. Александровой Татьяне Николаевне.

ФЛОТАЦИЯ, ГРАВИТАЦИЯ, МАГНИТНАЯ И ЭЛЕКТРОМАГНИТНАЯ СЕПАРАЦИЯ

THE PROCESSING OF PLATINUM GROUP MINERALS (PGMs) IN SOUTH AFRICA

Cyril T O'Connor

Centre for Minerals Research, University of Cape Town, South Africa,
e-mail: Cyril.oconnor@uct.ac.za

Abstract. Most of the world's supply of platinum and palladium and associated elements comes from mines within four major layered igneous intrusions, viz., the Bushveld Complex in South Africa, the Stillwater Complex in U.S.A, the Great Dyke in Zimbabwe and the Norilsk/Talnakh Complexes in Russia (Schouwstra et al., 2000). The Bushveld Complex in South Africa is a vast repository of value minerals which spreads over an area of 65000 km² and a thickness of 7 to 9 km (Cawthorn, 1999). It is a layered intrusion of variable mineralisation of mafic to ultramafic rocks associated with two felsic intrusive suites. The Bushveld complex consists of five main limbs, known as the far western, western, northern, eastern and south-eastern limbs respectively. It is estimated that South Africa has almost 80% of the known reserves globally of platinum.

Mineralogy

The Bushveld Complex's upper zone has largest concentration of PGEs. These are the Upper Group Chromitite No.2 (UG2), the Merensky reef and the Platreef. The mineral ores from these reefs differ according to grain size, association and concentration of PGEs, viz. ruthenium (Ru), rhodium (Rh), palladium (Pd), osmium (Os), iridium (Ir) and platinum (Pt). The Merensky reef contains base metal sulphide grains and associated platinum group minerals. The rock-forming silicate minerals of the Merensky Reef consist of orthopyroxene (~60 %), plagioclase feldspar (~20%), pyroxene (~15%), phlogopite (~5%) and occasional olivine. Interspersed in the mineral rock are secondary minerals of talc, serpentine, chlorite and magnetite. The base metal sulphides are pyrrhotite (~40%), pentlandite (~30%), chalcopyrite (~15%) and trace amounts of millerite, troilite, pyrite and cubanite (Schouwstra et al., 2000).

The UG2 reef consists of chromitite layers in the Bushveld complex which are localised in the Critical Zone. They are further subdivided, according to their height in the Critical Zone, into three groups; Lower Group (LG), Middle Group (MG) and Upper Group (UG). The UG2 chromitite layer presents the second layer of the Upper Group and lies between 20 m to 400 m below the Merensky reef (Schouwstra et al, 2000). UG2 is a platiniferous chromitite layer whose mineralogy varies depending on the geographic location within the complex. UG2 contains chromite (60 to 90 %) with interstitial orthopyroxene (5 to 25 %). Minor amounts, less than 5 %, of subordinate minerals such as clinopyroxene, biotite, phlogopite, talc, chlorite, quartz and serpentine are also present. Chalcopyrite, pyrrhotite, pyrite and pentlandite are the major base-metal sulphide minerals, usually present in trace amounts (< 0.1 %) (Schouwstra et al., 2000).

The Platreef is located in the northern limb of the Bushveld Complex. This reef consists of a complex assemblage of rock types, with pyroxenites, serpentinites and calc-silicates being the most abundant. The predominant platinum group minerals (PGM) in the mined area of the

Platreef are the PGE tellurides, arsenides, sulphides and alloys. The Pt and Pd tellurides, being the most important, contribute to about 20-30% and up to 45% of the PGMs present in the Platreef ore followed by the alloys (26%), arsenides (21%) and sulphides (19%). Their abundances vary from north to south and from section to section. The major sulphide minerals are pyrrhotite, pentlandite and chalcopyrite. Non-sulphide gangue minerals consist mainly of pyroxene and feldspar along with quantities of chlorite, tremolite, talc, and mica. The predominant platinum group minerals in the Platreef are tellurides, alloys and arsenides with only a small occurrence of sulphides. The telluride minerals present in the Platreef ore are moncheite ((Pt,Pd)(Bi,Te)₂ and PtTe₂) and merenskyite ((Pd,Pt)(Bi,Te)₂ and PdTe₂) and the arsenides are mainly sperrylite (PtAs₂) and palladoarsenide (Pd₂As).

Table 1 - Summarizes the approximate occurrences of the major PGM minerals in the various reefs

Mineral	Sulphides	Tellurides	Arsenides	Alloys	Rest
Merensky	36	30	7	7	20
UG2	70	<5	<5	20	<5
Platreef	3	30	21	26	20

Ore preparation

Most concentrators make extensive use of regrinding in their comminution circuits. Figure 1 shows a typical circuit. Stirred milling (e.g. IsaMill using ceramic media) has been to significantly improve metallurgical performance. The small size of PGM particles and their association with silicate gangue has always been an obstacle to getting high metallurgical extractions through conventional milling and flotation circuits. An investigation into the behaviour of PGMs in UG2 during milling and flotation (Rule, 2010) revealed that at a grind of 80% -75µm, more than 50% of the PGM grains was liberated from the ore matrix. PGM grain sizes were found to be usually very small, mostly smaller than 10µm diameter. The grain size, mineral type and mode of occurrence of the PGMs were found to be important factors in determining their flotation responses. The PGMs associated with base metal sulphides were found to be a faster floating species compared to liberated PGM grains which despite their small size reported to flotation concentrates albeit at a slower rate. The coarser grained liberated PGMs were found to preferentially report to the fast-floating concentrates. And of the various liberated PGM phases, sulphides in general were found to be faster floating than the non-sulphides. PGMs locked in gangue or in base metal sulphides associated with gangue tended to report to the tailings and slow floating concentrates depending on the degree of liberation.

Flotation

Presently the current flotation practice is to treat the PGMs using reagent suites typical of sulphide flotation, but this may not be the optimal approach since in the Platreef ore body, for example, most of the platinum exists as tellurides. A large variety of flotation circuits are currently used across the industry in South Africa as the primary method for the upgrading of valuable minerals. The roughing and scavenging stages are complemented by a number of cleaning circuits. Generally, tank cells of >300m³ are used extensively. Typically, flotation is carried out at a pH of between 8 and 9, which is the natural pH of the Bushveld Complex ore. The most common collectors used are xanthates and dithiophosphates (DTP). Carboxymethyl cellulose is used to depress siliceous gangue.

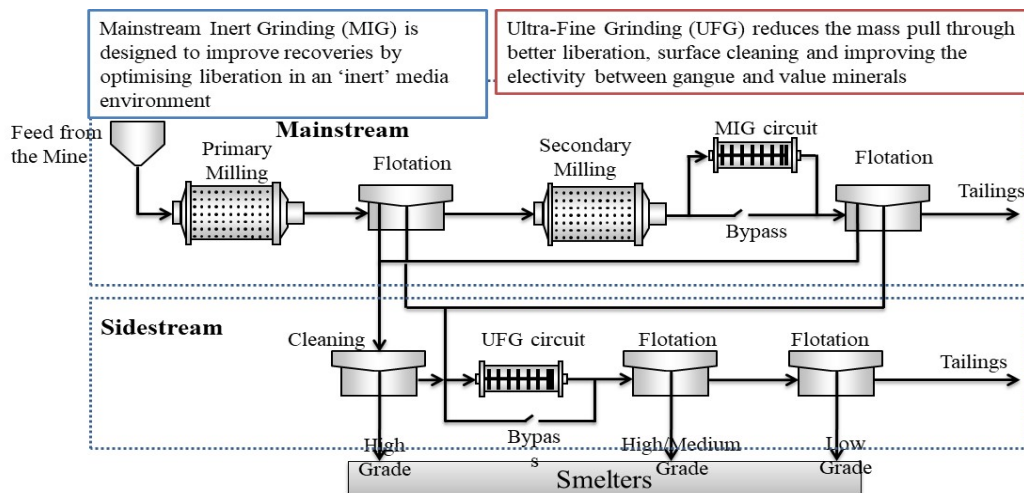


Fig. 1. Typical PGM concentrator circuit (Rule, 2010)

In several operations, copper sulphate is used as an activator. It is widely speculated that copper sulphate activates the base metal sulphide and PGM minerals. However, TOF-SIMS studies have shown that the addition of copper sulphate can also contribute to the recovery of gangue minerals due to the inadvertent activation of these minerals (O'Connor et al, 2006). Speciation diagrams indicate that this is probably due to its deposition as a solid precipitate of $\text{Cu}(\text{OH})_2$. It has also been shown (Fig. 2) that the addition of copper sulphate can significantly reduce the recovery of both arsenides and tellurides which as shown above account for more than 60% of the PGMs in the Platreef.

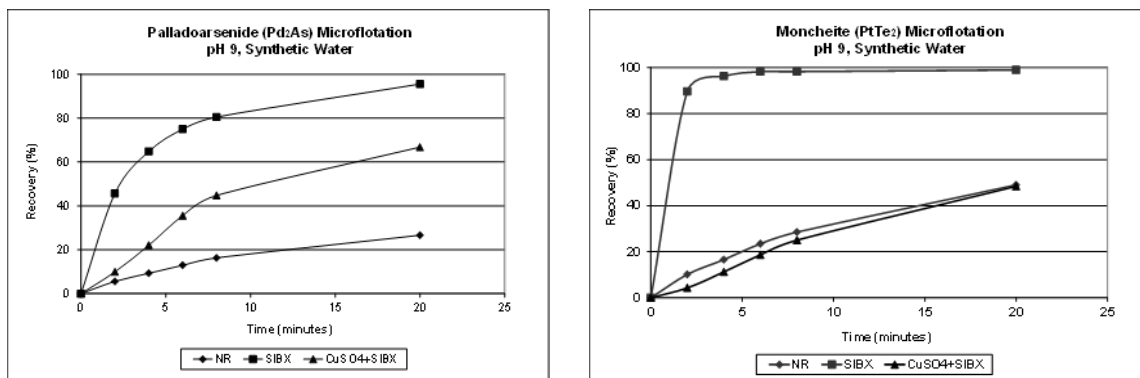


Fig. 2. Effect of addition of CuSO_4 on the recovery of palladoarsenide and PtTe_2 . NR = no reagent; SIBX = collector used (O'Connor and Shackleton, 2013)

The effect of using various mixtures of the collectors di-iso-butyl DTP and sodium isopropyl xanthate (SIPX) has been investigated. The optimum PGM recovery was obtained with an approximately 70 % di-iso-butyl DTP/30 % SIPX and attributed the improved results to a collector-collector synergistic interaction. However it is possible that sodium di-iso-butyl DTP, which is known to have frothing properties due to the presence of residual isobutyl alcohol from the synthesis process, may have changed the behaviour of the froth phase which may have been the cause of this change in recovery. It has also been shown that the addition of DTP significantly increased the recovery of Pt and especially Pd in the $<10\mu\text{m}$ size fraction. This is shown in Fig. 3 which shows grade – recovery plots for Pd and Pt for the cases of only SIBX or DTP and a

mixture of these collectors. The significant improvement in especially Pd recovery is clear.

It is well established that the surface products of excessive oxidation have a profound effect on surface hydrophobicity. Mild oxidation however, appears to be conducive to the flotation of sulphide minerals and is often a requirement for self-induced flotation by the formation of hydrophobic sulphur species. On the other hand, excessive oxidation inhibits flotation by forming surface layers of oxide, hydroxide and oxy-hydroxide species. It has also been shown that the addition of sodium silicate to oxidised PGM ores results in an increased recovery of up to 10%.

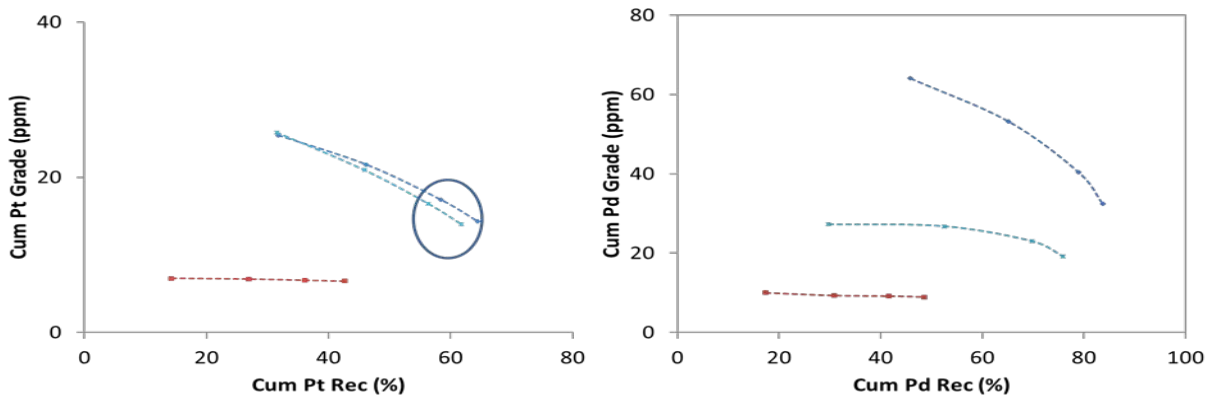


Fig. 3 Grade-recovery plots for Pt and Pd for only DTP (bottom), only SIBX(middle) and a 76:24 mixture of SIBX:DTP (top) (Corin et al, 2012).

Control of chromite is of critical importance in the flotation of especially UG2 ore since high levels in the concentrate can have serious negative effects on the operation of the smelter. Chromite, being hydrophilic, does not float naturally. However, it has been shown that it is possible for chromite particles to undergo alteration that results in talc rimming of chromite grains. In this particular case, chromite floatability is effectively depressed with suitable depressants. Nonetheless the general view is that chromite reports to the concentrate through entrainment. It has also been shown that the recovery of such relatively high density particles is increased if they have a high aspect ratio shape which affects the drag forces.

References

1. R.P. Schouwstra, E.D. Kinloch and C.A. Lee. A short geological review of the Bushveld Complex, *Platinum Metals Review*, 2000, 44, (1), 33-39.
2. R.G. Cawthorn. The platinum and palladium resources of the Bushveld complex. *South African Journal of Science* 1999, 95, 481-489.
3. C. Rule. Stirred milling—new comminution technology in the PGM industry. 4th International Platinum Conference, Platinum in transition ‘Boom or Bust’, The Southern African Institute of Mining and Metallurgy, 2010.
4. K.C. Corin, J.C. Bezuidenhout, C.T. O’Connor. The role of dithiophosphate as a co-collector in the flotation of a platinum group mineral ore. *Minerals Engineering* 36–38 (2012) 100–104
5. T.M. Moimane, K.C. Corin, J.G. Wiese. Investigation of the interactive effects of the reagent suite in froth flotation of a Merensky ore. *Minerals Engineering* 96–97 (2016) 39–45
6. C.T.O’Connor and N.J.Shackleton. Investigations into the Recovery of Platinum Group Minerals from the Platreef Ore of the Bushveld Complex of South Africa. *Platinum Metals Review*, 2013, 57, (4), 299–306
7. C T O’Connor, V Malysiak and N J Shackleton. The interaction of xanthates and amines with pyroxene activated by copper and nickel. *Minerals Engineering*, 2006, 19 (6-8) 799-806

К ВОПРОСУ ОПТИМИЗАЦИИ И ВЫБОРА РЕАГЕНТОВ ДЛЯ ФЛОТАЦИОННОГО РАЗДЕЛЕНИЯ КАЛЬЦИЕВЫХ МИНЕРАЛОВ

Филиппов Л.О.^{1,2}, Филиппова И.В.^{1,2}, Фуко Я.¹, Бадави М.¹

¹ Университет Лотарингии, г. Нанси, Франция,

² Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Национальный исследовательский технологический университет «МИСИС», Москва, Россия

lev.filippov@univ-lorraine.fr; inna.filippova@univ-lorraine.fr; yann.foucaud@univ-lorraine.fr

Abstract. Molecular modeling allowed understanding the phenomena leading to a better organization of the mixed adsorption layer on the calcium semi soluble salt minerals surface to develop a highly efficient flotation method for enrichment of a scheelite skarn ore using optimized combinations of depressors and collectors.

Основная цель данного исследования - улучшить контрастность разделения между Са-содержащими минералами при флотации скарновых шеелитовых руд. Комбинации депрессоров и собирателей были использованы для достижения этой цели. На первом этапе, депрессоры были исследованы и оптимизированы до достижения максимального эффекта с точки зрения селективности при применении стандартных собирательных смесей. В работе продемонстрировано, что сочетания силиката натрия и карбоната натрия демонстрируют слабую депрессирующую способность по отношению к флюориту, в то время как наблюдается резкое снижение извлечения апатита и везувианата, основного кальциевого силиката, в шеелитовый концентрат. Для улучшения депрессии флюорита, было исследовано добавление солей металлов к силикату натрия (FeSO_4 , $\text{Al}(\text{NO}_3)_3$, $\text{Zn}(\text{SO}_4)$), а также отдельно исследована роль органических молекул (крахмал, лигносульфонат, танин, карбоксиметилцеллюлоза, лимонная кислота), которые, как представлено в литературе, могут подавлять флотируемость флюорита и минералов пустой породы. Результаты показывают, что селективность разделения исследованной руды не может быть улучшена органическими молекулами, поскольку они приводят к глобальной депрессии минералов, включая шеелит. Кроме того, катионы металлов не улучшают значительно селективность флотации, даже если сульфат железа немного усиливает действие силиката натрия. В целом, среди всех протестированных реагентов, лучшая депрессия флюорита была достигнута комбинацией силиката натрия и карбоната натрия. Оптимизация соотношения реагентов была, в частности, достигнута применением планирования эксперимента, а также были исследованы синергетические эффекты, наблюдаемые при использовании Na_2SiO_3 в сочетании с Na_2CO_3 с применением методов инфракрасной (DRIFT) и фотоэлектронной (XPS) спектроскопий. Результаты последних экспериментальных исследований сравнивались с данными квантово-химических расчетов с использованием первопринципного подхода, выполненными в рамках теории функционала плотности (DFT) с использованием программного пакета VASP (Vienna Ab initio Simulation Package).

Как экспериментальные, так и теоретические результаты показали, что Na_2CO_3 адсорбируется на флюорите и образует карбонатный слой на его поверхности. Кроме того, доказано, что $\text{Si}(\text{OH})_4$, наиболее стабильная форма силикатного комплекса в разбавленных

водных растворах при $\text{pH} < 9,4$, сорбируется физически ($\Delta E_{\text{ads}} = -100,7$ кДж моль⁻¹), в то время как мономер $\text{SiO}(\text{OH})_3^-$, устойчивый в области $\text{pH} > 9,4$, сорбируется химически на поверхности флюорита путем замещения атома фтора с $E_{\text{ads}} = 196,5$ кДж моль⁻¹. Поверхностная карбонатация, вызванная предварительным добавлением Na_2CO_3 , приводит к кислотно-щелочной реакции на поверхности, которая способствует образованию депротонированных форм диоксида кремния, независимо от степени полимеризации, то есть $\text{SiO}(\text{OH})_3^-$, $\text{Si}_2\text{O}_2(\text{OH})_5^-$ и $\text{Si}_2\text{O}_3(\text{OH})_4^{2-}$. Кроме того, экспериментальные исследования показали, что поверхностная карбонатация приводит к деполимеризации оксида кремния на поверхности. Квантово-химические расчеты свидетельствуют, что анионные формы адсорбируются с более высокими энергиями в абсолютных значениях по сравнению с кислыми формами, а также о преимущественной адсорбции мономеров по сравнению с димерами. Таким образом, образование анионных форм на оголенной поверхности требует либо высокого покрытия силикат ионами, либо высокого pH раствора. Следовательно, при умеренных значениях pH требуется меньшее количество Na_2SiO_3 (1125 г/т), когда поверхность покрыта карбонатной пленкой, чтобы произвести тот же депрессирующий эффект, что и при высоких расходах жидкого стекла (3500 кг/т).

Комплекс экспериментальных исследований и теоретических расчетов убедительно доказывает сильные синергетические эффекты, когда Na_2SiO_3 используется в сочетании с Na_2CO_3 . Кроме того, становится ясным, что депротонирование в растворе при увеличении pH приведет к гидроксिलированию всех поверхностей, а затем к глобальной депрессии всех минералов, включая извлекаемый минерал. По мнению авторов, последние результаты дают ключ к пониманию и объясняют различные аспекты механизма депрессии при применении метода Петрова при флотации шеелитовых руд.

Флотирuemость кальциевых минералов и селективность может быть напрямую связана с организацией адсорбционного слоя на их поверхности (Pugh and Stenius, 1985; Somasundaran et al., 1985; Mielczarski et al., 1999). В работе были проведены исследования по оптимизации состава собирателей на базе фракций таллового масла, обычно используемых при флотации окисленных руд. Эти собиратели содержат жирные кислоты (олеиновую и линолевую), а также смоляные кислоты. Увеличение количества смоляных кислот в составе собирателя при постоянном соотношении олеат/линолеат=1.38 приводит к увеличению извлечения, но снижает селективность разделения. Это явление определяется дополнительной гидрофобизацией поверхностей всех минералов, связанной с размером смоляных кислот: адсорбция их на поверхности приводит к покрытию нескольких активных кальциевых центров в зависимости от плотности их распределения на экспонированных гранях, способствуя перераспределению олеата и линолеата на поверхности всего минерального комплекса.

В работе показано, что флотационная способность Ca-содержащих минералов только с одним типом собирателя (например, олеата натрия) в основном зависит от плотности распределения кальциевых центров на поверхности раскола. Флюорит имеет самую высокую плотность кальциевых центров ($0,07768 \text{ Ca}/\text{\AA}^2$ на плоскости спайности $\{111\}$), за ним следует шеелит ($0,06954 \text{ Ca}/\text{\AA}^2$ для $\{112\}$ и $0,03642 \text{ Ca}/\text{\AA}^2$ для $\{001\}$), в то время как кальцит и апатит имеют одинаковую плотность кальциевых центров $0,04578 \text{ Ca}/\text{\AA}^2$; $0,03382 \text{ Ca}/\text{\AA}^2$ и $0,04582 \text{ Ca}/\text{\AA}^2$, соответственно). Даже предполагая высокий

процент обнажения плоскости {112} для шеелита, количество кальциевых центров на флюорите выше, чем на шеелите.

Эти результаты подтверждаются флотационными испытаниями, проведенными на чистых минералах с олеатом натрия в качестве собирателя при pH 9. Концентрация олеата варьировалась от $5 \cdot 10^{-7}$ моль/л до $5 \cdot 10^{-5}$ моль/л. Как и предсказывалось при расчете плотности кальциевых центров, флюорит обладает лучшей флотуемостью, за ним следуют кальцит и апатит, которые обладают очень близким флотационным поведением из-за близких плотностей кальциевых центров (Filiprov et al., 2018).

Эти результаты позволяют переосмыслить проблему флотационного отделения шеелита от флюорита и других Са-содержащих минералов. Основной подход в данной работе основан на различиях в расстояниях Са-Са на обнаженных гранях кальциевых минералов для оптимизации составов реагентов для достижения лучшей организации адсорбционного слоя (Filiprov et al., 2012; Filippova et al., 2014). Чтобы лучше понять механизмы, определяющие адсорбцию ансамбля молекул собирателя, были проведены расчеты энергий адсорбции двух молекул олеата на поверхности {111} флюорита в зависимости от расстояния между ними. Когда молекулы занимают два соседних центра ($d = 2,13 \text{ \AA}$), короткодействующие взаимодействия оказывают негативное влияние на адсорбцию второй молекулы из-за электростатического взаимодействия между карбоксильными группами, а именно из-за отталкивания Паули (Jensen and Gordon, 1998). Это отрицательное влияние - отталкивание функциональных групп - не компенсируется дисперсионными взаимодействиями углеводородных радикалов. Когда 2 молекулы располагаются далеко ($d=6,6 \text{ \AA}$), вклад дисперсионных взаимодействий в общую энергию адсорбции равна нулю (Filiprov et al., 2018). Лучшая конфигурация - когда молекулы достаточно далеко, чтобы минимизировать электростатическое отталкивание функциональных групп если адсорбция определяется анионной формой, в то время как ван-дер-ваальсовы взаимодействия максимизированы ($d = 3,29 \text{ \AA}$). Таким образом, оптимизация структуры адсорбционного слоя определяется не только Са-Са расстоянием, но и возможностью управления межмолекулярными взаимодействиями.

Если варьирование содержания смоляных кислот не позволяет повысить селективность процесса из-за высокой степени покрытия поверхности индивидуальными молекулами, базируясь на расчетах энергий нормальных (собиратель-минерал) и межмолекулярных взаимодействий, в работе предложен оптимизированный состав карбоксильного собирателя, который наряду с олеиновой и линолевой кислотами, содержал насыщенные жирные кислоты. Их введение в состав коллектора показало значительное увеличение селективности между шеелитом и флюоритом, благодаря лучшей организации адсорбционного слоя. Применение только одной перемешивающей операции позволило получить флотационный концентрат с содержанием WO_3 до 27% при извлечении 74% из руды с содержанием 0,9 % WO_3 .

Выводы. Молекулярное моделирование позволило понять явления, приводящие к лучшей организации адсорбционного слоя при добавлении реагентов различной молекулярной структуры и разработать высокоэффективный флотационный метод обогащения скарновых шеелитовых руд с применением оптимизированных сочетаний депрессоров и собирателей

Список использованных источников

- Filippov, L.O., Duverger, A., Filippova, I.V., Kasaini, H., Thiry, J., 2012. Selective flotation of silicates and Ca-bearing minerals: the role of nonionic reagent on cationic flotation. *Miner. Eng.* 36–38, 314–323.
- Filippova, I.V., Philippov, L.O., Duverger, A., Severov, V.V., 2014. Synergetic effect of a mixture of anionic and nonionic reagents: Ca mineral contrast separation by flotation at neutral pH. *Minerals Engineering*, 66-68, 135-144.
- Filippov L.O., Foucaud Y., Filippova I.V., Badawi M. (2018). - New reagent formulations for selective flotation of scheelite from a skarn ore with complex calcium minerals gangue. *Minerals Engineering*, 123, 85–94.
- Jensen, J.H., Gordon M.S., 1998. An approximate formula for the intermolecular Pauli repulsion between closed shell molecules. II. Application to the effective fragment potential method. *J. Chem. Phys.*, 108 (12) 1472-1482
- Mielczarski, J.A., Mielczarski, E., Cases, J.M., 1999. Dynamics of fluorite-oleate interactions. *Langmuir*, 1999, 15(2), 500-508.
- Pugh, R., Stenius, P., 1985. Solution chemistry studies and flotation behaviour of apatite, calcite and fluorite minerals with sodium oleate collector. *Int. J. Miner. Process.*, 15, 193-218.
- Sis, H., Chander, S., 2003. Improving froth characteristics and flotation recovery of phosphate ores with nonionic surfactants. *Miner. Eng.* 16, 587–595.
- Somasundaran, P., Ofori Amankonah, J., Ananthapadmaiah, K.P., 1985. Mineral solution equilibria in sparingly soluble mineral systems. *Colloids Surf.* 15, 309–333.

**РАЗВИТИЕ МЕТОДОВ ВЫБОРА ПЕРСПЕКТИВНЫХ
РЕАГЕНТОВ-СОБИРАТЕЛЕЙ***

Кондратьев С.А.

*Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела
им. Н. А. Чинакала Сибирского отделения Российской академии наук,
г. Новосибирск, Россия, e-mail: kondr@misd.nsc.ru*

Abstract. A new method of selecting the structure and composition of the collector molecule is being developed based on the dependence of the collective activity of the flotation reagent on the power of the surface flow of its physically sorbed species. The location and the number of oxyethylated groups in the hydrocarbon fragment are considered.

Флотационная активность карбоновых кислот, аминов может быть усилена путем изменения состава и строения углеводородного радикала, введения в его структуру заместителей.

Повышение показателей флотации часто объясняется увеличением плотности сорбции собирателя неоднородной минеральной поверхностью, обладающей различной активностью к различным функциональным группам собирателя. В [1] предложено другое объяснение повышенных собирательных свойств реагентов с углеводородными радикалами, содержащими гидрофильные атомы и группы атомов. Возможные причины роста собирательных свойств, отличающиеся от общепринятых представлений, раскрываются на основе механизма работы физической формы сорбции.

* Работа выполнена при финансовой поддержке гранта РФФИ № 18-05-00361

Цель настоящей работы показать возможности использования зависимости собирательной активности от мощности поверхностного потока физически сорбируемых форм флотационного реагента для выбора структуры и состава молекулы собирателя. Мощность поверхностного потока производных форм собирателя определяется произведением поверхностного потока Q ($\text{м}^2/\text{с}$) на поверхностное давление π_0 ($\text{мН}/\text{м}$) растекающейся по поверхности воды пленки. Поэтому раскрытие причин выбора ряда известных флотационных реагентов с высокой собирательной активностью будем осуществлять по этим двум параметрам.

В работе [2] на примере флотации смеси гематита и магнетита изучались собирательные свойства оксиэтилированных кислот состава $R_1 - O - R_2 - COOH$. Здесь R_1 и R_2 углеводородные цепи нормального или разветвленного строения. Установлено, что для кислот состава $C_{13} \div C_{18}$ флотоактивность увеличивается с возрастанием молекулярного веса и с увеличением R_1 по отношению к R_2 . В тоже время флотоактивность уменьшается при наличии в основной цепи длинных боковых цепей.

Повышение флотоактивности с увеличением R_1 по отношению к R_2 объясняется на основе зависимости собирательной способности реагента от величины мощности поверхностного потока пленки его физически сорбируемых форм. Введение эфирной связи в гидрофобный фрагмент молекулы собирателя вдали от гидрофильной группы приведет к расположению молекулы параллельно границе раздела «газ – жидкость».

Максимальное значение поверхностного избытка собирателя Γ_{max} сократится примерно в 2 раза [3]. Низкая равновесная поверхностная концентрация собирателя на границе раздела «газ-жидкость» является показателем малой мощности потока производных форм собирателя с минерала на указанную границу. Следовательно, снизится собирательная активность собирателя, молекулы которого содержат гидрофильные группы, расположенные на противоположных концах углеводородного фрагмента.

Введение эфирной связи в углеводородный фрагмент молекулы собирателя вблизи его гидрофильной группы не окажет влияния на ориентацию молекулы на границе раздела «газ – жидкость». Значение Γ_{max} таких молекул незначительно отличается от оригинальных молекул, не содержащих электроотрицательных атомов кислорода или азота. Высокая поверхностная концентрация молекул с таким строением углеводородного фрагмента характеризует увеличенную мощность поверхностного потока пленки реагента.

Значения концентраций, необходимых для снижения поверхностного давления на $20 \text{ мН}/\text{м}$ ($C(\pi-20)$), практически не будут различаться для исходных и модифицированных молекул. При этом существенно увеличится энергия, необходимая для перемещения гидрофильной части молекулы собирателя, при образовании мицеллы. Увеличение критической концентрации мицеллообразования позволит использовать более высокие (требуемые) расходы собирателя.

Преимущественное применение флотационных реагентов с оксиэтильными группами, расположенными вблизи гидрофильной части молекулы собирателя: диалкил (диалкилфенил) полиоксиэтилированные фосфаты, Flotigam EDA, объясняется увеличением критической концентрации мицеллообразования при сохранении

поверхностного давления. Одновременно сохраняется мощность поверхностного потока десорбируемых с минерала на границу раздела “газ – жидкость” производных форм собирателя.

В [4] приводятся сведения о влиянии оксиэтилированных алифатических спиртов на флотацию хвостов магнитной сепарации мылами карбоновых кислот. Исследовались спирты с общей формулой $R - O(CH_2CH_2O)_{n-1}CH_2CH_2OH$, где $R = C_{12} \div C_{18}$, $n = 2 \div 6$. Авторы на основе экспериментальных наблюдений показали, что неионогенные соединения должны обладать выраженной гетерополярностью. По их предположению это позволяет указанным соединениям реагировать с гидратированной минеральной поверхностью с широким спектром взаимодействий.

Согласно механизму работы молекулярно сорбируемых собирателей оксиэтилированные спирты выполняют функцию снятия кинетического ограничения образованию флотационного контакта, т.е. удаляют прослойку жидкости, заключенную между минеральной частицей и пузырьком газа. В пользу этого предположения можно привести следующие факты.

1. Расположение оксиэтильных групп. Наиболее оптимальное расположение оксиэтильных групп аналогично их расположению в карбоновых кислотах. В данной работе применены спирты с оксиэтильными группами, расположенными между гидрофобной и гидрофильной частями молекулы, а значит, требуемое поверхностное давление и скорость растекания пленки производных форм достигается при меньшей объемной концентрации спирта.

2. Оптимальное количество оксиэтильных групп в молекуле спирта. В работе [5] исследовалось влияние количества (от 6 до 12) оксиэтильных групп на поверхностные свойства спиртов.

Для спирта с углеводородным фрагментом, содержащим 12 атомов углерода, минимальная объемная концентрация спирта, необходимая для получения поверхностного давления 20 мН/м наблюдается при 6 оксиэтильных группах. Максимальное поверхностное давление π_0 (41 мН/м) пленки спирта также отмечено при 6 оксиэтильных группах. Увеличение их количества до 12 приведет к уменьшению поверхностного давления до (32 мН/м).

Таким образом, наблюдается некоторая оптимальная величина оксиэтильных групп от 2 до 6, увеличение количества указанных групп изменит поверхностные свойства спирта и приведет к снижению его флотационной активности.

3. Зависимость качества концентрата от собирательной активности физической формы сорбции.

Установлено, что с увеличением длины углеводородного радикала спирта до 12 атомов углерода в углеводородном фрагменте собирательные свойства возрастают, а при дальнейшем увеличении - снижаются. Качество концентрата подчиняется обратной зависимости.

Аналогичный эффект наблюдается у насыщенных карбоновых кислот. При 12 атомах углерода собиратель имеет максимальную мощность поверхностного потока и максимальную скорость удаления жидкости из прослойки. Удаление жидкости осуществляется силами, действующими на границе раздела «газ – жидкость» и не

зависящими от состояния минеральной поверхности, что объясняет снижение качества концентрата. Поэтому, как показал эксперимент, содержание полезного компонента в концентрате минимально при 12 атомах углерода в углеводородном фрагменте.

Уменьшение скорости растекания пленки длинноцепочечных молекул в силу увеличения когезионных свойств и короткоцепочечных вследствие их высокой растворимости снижает их собирательные свойства. Качество концентрата увеличивается с увеличением количества атомов углерода в углеводородном фрагменте более 12 или с уменьшением менее 12.

Степень оксиэтилирования имеет важное практическое значение в вопросе выбора флотационного собирателя, но исследований по количеству оксиэтильных групп проводилось крайне мало.

В [6] дается зависимость межфазного натяжения границы раздела «масло – керосин» в зависимости от концентрации оксиэтилированных эфиров жирных кислот и количества оксиэтильных групп.

Определялась величина поверхностного натяжения для оксиэтилированных кислот, содержащих 3, 5 и 10 оксиэтильных групп. Кислота, содержащая 5 оксиэтильных групп, показала наименьшее значение поверхностного натяжения границы раздела «масло – керосин», и, следовательно, величина поверхностного давления у этой кислоты будет максимальна.

Согласно критерию «мощность поверхностного потока» кислота с 5 оксиэтильными группами могла бы обладать лучшей собирательной активностью, если бы величина поверхностного натяжения определялась на границе раздела «газ-жидкость».

Экспериментально установленные закономерности по влиянию состава и структуры оксиэтилированных карбоновых кислот и спиртов на их собирательные свойства соответствуют ряду поверхностной активности этих соединений на границе раздела «газ – жидкость» и подтверждают механизм работы физической формы сорбции в элементарном акте флотации.

Список использованных источников

1. Кондратьев С. А., Семьянова Д. В. Связь структуры углеводородного радикала флотационного реагента с его собирательными свойствами / Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2018. - № 6. – С. 145 – 151
2. Алейников Н.А., Жаринова Т.П., Никишин Г.И. и др. Флотационные свойства оксакарбоновых кислот ряда $C_n H_{2n+1} OCOOH$ $C_{11} \div C_{18}$. Журнал прикладной химии. 1962. Вып. 5. С. 1108 – 1115
3. Rosen M. J. Surfactants and interfacial phenomena, Reduction of Surface and Interfacial Tension by Surfactants, Hoboken, John Wiley & Sons, Inc., 2004, Chapter 5. — P. 208–242
4. Алейников Н.А., Иванова В.А. Синтез и применение новых флотационных реагентов при обогащении руд / Обогащение руд и проблема безотходной технологии. Л.: Наука. – 1980. С. 103-183
5. Rosen M. J. The relationship of structure to properties in surfactants. IV. Effectiveness in surface or interfacial tension reduction, J. of Colloid and Interface Science, 1976, Vol. 56, No.2. P. 320–327.
6. Liu K-X., Yina H-J., Zhangb L., Jinb Z-Q, Zhangb Lu. Effect of EO group on the interfacial dilational rheology of fatty acid methyl ester solutions / Colloids and Surfaces A. – 2018. – Vol. 553. – P. 11–19

СОВРЕМЕННЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПЕРЕРАБОТКИ НЕОКИСЛЕННЫХ ЖЕЛЕЗИСТЫХ КВАРЦИТОВ

Исмагилов Р.И.¹, Голеньков Д.Н.¹, Шелепов Э.В.², Игнатова Т.В.²

¹ ООО УК «Металлоинвест», Москва, Россия

² ПАО «Михайловский ГОК», г. Железногорск, Россия

Abstract. The report is devoted to the significant improvement in the quality of commercial products of «Mikhailovskiy GOK» using modern beneficiation methods and modern equipment.

Introduction of technology significantly improves the competitiveness of commercial products and allows «Mikhailovskiy GOK» to enter the premium market segment of iron ore raw materials for quality.

Характерным признаком современного состояния железорудной отрасли России является повышение требований к металлургической ценности концентратов на фоне истощения запасов богатого железорудного сырья, усложнения горно-геологических условий его добычи и вовлечения в переработку труднообогатимых руд сложного вещественного состава, характеризующихся низким содержанием ценных компонентов, тонкой вкрапленностью минеральных комплексов и близкими технологическими свойствами. На сегодняшний день основными проблемами и вызовами переработки железных руд являются:

- увеличение конкуренции на рынке железорудной продукции и усиление требований рынка к качеству концентрата, окатышей, горячебрикетированного железа (увеличение содержание железа и существенное снижение диоксида кремния). Снижение загрязняющих элементов;
- необходимость повышения конкурентоспособности продукции и соответственно повышение эффективности производства и снижение себестоимости;
- комплексное использование рудного сырья (затраты при добыче должны максимально окупаться извлечением ценных компонентов) и вовлечение в переработку труднообогатимых руд.

В результате этого для поддержания конкурентоспособности железорудной продукции необходимо модернизировать и совершенствовать существующие технологические схемы с целью получения особо качественных концентратов

Михайловское месторождение является уникальным по запасам бедных труднообогатимых железных руд – железистых кварцитов. Руды месторождения отличаются высокой прочностью, повышенной абразивностью и тонкозернистостью, что предопределяет особо сложные условия их переработки. Неокисленные железистые кварциты ПАО «Михайловский ГОК» характеризуются тонко- и мелкористаллической структурой с существенным развитием сложных форм срастания рудных (магнетит, гематит) и нерудных (кварц, карбонаты силикаты) зерен, относятся преимущественно к труднообогатимым и трудноизмельчаемым породам.

Массовая доля зерен магнетита крупностью -30 мкм достигает 45% от общего содержания минерала в руде, что определяет необходимость тонкого измельчения руд до крупности -0,044 мкм для его раскрытия перед обогащением. Тонковкрапленные железистые кварциты различных участков Михайловского месторождения

характеризуются значительными различиями в вещественном составе, изменчивостью минералогических разновидностей, многообразием текстурно-структурных особенностей, неравномерной вкрапленностью рудных и нерудных минералов.

В настоящее время одним из основных направлений совершенствования технологии обогащения по выпуску высококачественных магнетитовых концентратов, является применение дополнительных операций, таких как тонкое грохочение, доизмельчение в вертикальных мельницах и флотационное обогащение. В данный момент на обогатительной фабрике ПАО «Михайловский ГОК» по существующей технологии получают кондиционный железорудный концентрат в объеме 16 781 тыс.т/год с массовой долей железа общего 65,1 % и содержанием кремнезема 8,65%.

С целью повышения эффективности переработки железистых кварцитов специалисты ПАО «Михайловский ГОК» и ООО УК «МЕТАЛЛОИНВЕСТ» изучили возможность и оценили необходимость установки на комбинате грохотов Derrick Stack Sizer 5STK. В результате было принято решение по разработке технологической схемы обогащения неокисленных железистых кварцитов при включении операций мокрого тонкого грохочения, доизмельчения, флотации. Реализован большой комплекс исследований по технологической схеме дробильно-обогатительного комплекса с применением операции тонкого грохочения:

- детальный минералогический, гранулометрический анализ руды и продуктов обогащения;
- анализ опыта применения технологии тонкого грохочения при производстве железорудного концентрата;
- проведены различные тестовые испытания, такие как Jar mill test, тест Бонда и другие;
- разработаны технологические решения, обеспечивающие повышение эффективности классификации железорудной пульпы тонковкрапленных железных руд;
- разработана эффективная технологическая схема с включением операции тонкого грохочения на основе рациональных компоновочных решений;
- проведены промышленные испытания технологии тонкого грохочения с использованием грохотов Derrick Stack Sizer 5STK.

Результатами промышленных испытаний технологии тонкого грохочения был подтвержден положительный эффект применения данной операции и определена возможность существенно повысить качественные показатели товарного концентрата, производимого по традиционной технологии при переработке неокисленных железистых кварцитов Михайловского месторождения.

По результатам промышленных испытаний технологии тонкого грохочения, была разработана программа модернизации действующего производства переработки НЖК Михайловского месторождения в два этапа.

На первом начата реализация внедрения технологии тонкого грохочения на четырех секциях существующей обогатительной фабрики с установкой на каждой из секций по пять грохотов Derrick Stack Sizer 5STK (количество к установке – 11 штук к 9 имеющимся).

По итогам реализации в 2020 году будет выпущена новая продукция в объеме 3 732 тыс.т/год с содержанием железа общего в концентрате – 67 %, содержанием кремнезема

– не более 6,33 %.

Полное (масштабное) внедрение технологии тонкого грохочения - является вторым этапом модернизации действующего производства. Техническая и конструктивная возможность действующего предприятия не позволяет реализовать данную технологию непосредственно на существующей фабрике обогащения. В связи с этим для реализации второго этапа планируется строительство корпуса дообогащения концентрата с применением высокоэффективного оборудования (грохота Derrick Stack Sizer 8STK; мельницы Metso Vertimill VTM-4500; гидроциклоны, работающие в замкнутом цикле с вертикальными мельницами; трехбарабанные сепараторы, флотационные установки, керамические фильтры). Для разработки оптимальной технологии переработки рядового концентрата по этапу № 2 были проведены промышленных испытаний на технологической секции № 15 (испытания в апреле и сентябре 2018г.).

Наработка продуктов была выполнена на труднообогатимой руде с использованием технологии тонкого грохочения. Содержание железа общего в исходной экспериментальной руде составило 39,4 %, железа магнитного – 20,8 %. По результатам испытаний был получен концентрат с содержанием железа общего – 67 %.

В конце декабря 2018 года были выполнены уточняющие промышленные испытания процесса тонкого грохочения на 15-ой секции ОФ на труднообогатимой руде. На продуктах тонкого грохочения, полученных в период испытаний, были выполнены масштабные, многократные технологические исследования методами флотационного обогащения в лаборатории ПАО «Михайловский ГОК».

По итогам реализации в 2022 году будет выпущена новая продукция (весь объем концентрата) с содержанием железа общего в концентрате – 69,3-70 %, содержанием кремнезема – 2,6-3,6 %. Используя комбинацию высокоэффективного оборудования и флотации, возможно практически сохранить текущие объемы концентрата, но при этом значительно повысить содержание железа и существенно снизить содержание кремнезема.

МЕХАНИЗМ СЕЛЕКТИВНОЙ ФЛОТАЦИИ СУЛЬФИДНЫХ МИНЕРАЛОВ С ПРИМЕНЕНИЕМ ДИЭТИЛДИТИОКАРБАМАТА И РАСТИТЕЛЬНОГО МОДИФИКАТОРА ПРИ ОБОГАЩЕНИИ ЗОЛОТО-СУРЬМЯНЫХ РУД

Матвеева Т.Н., Громова Н.К., Ланцова Л.Б.

*Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН,
Москва, Россия, e-mail: tmatveyeva@mail.ru*

Abstract. The results of the study of the mechanism of selection of sulfide minerals of copper, antimony and arsenic with diethyldithiocarbamate and plant modifier during the enrichment of gold-antimony ores using UVS, scanning electron and laser microscopy are presented.

Сульфидные золотосурьмяные руды обогащаются флотационным методом, смешанные и окисленные руды обогащаются по гравитационно-флотационной схеме.

Схема переработки золотосурьмяных 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 золотосурьмяного концентрата. При отсутствии четкой связи руду перерабатывают по комбинированным схемам с извлечением сурьмы и части золота в коллективный концентрат и доизвлечением золота из хвостов методами, принятыми в золотодобывающей промышленности [1, 2].

Сурьмяный концентрат получают путем разделения коллективного золотосульфидного концентрата с выделением его в пенный продукт флотации. Селекция концентрата проводится путем подавления флотации пирита и арсенопирита депрессорами. Содержание мышьяка в кондиционном сурьмяном концентрате не должно превышать 0,5%.

В практике флотации золотосурьмяных руд, обычно применяются собиратели – ксантогенаты, дитиофосфаты, иногда в сочетании с тионокарбаматами, активатор – сульфат меди, для подавления флотации арсенопирита, пирита, пирротина – известь. Низкая контрастность флотационных свойств стибнита и арсенопирита в присутствии традиционных собирателей и модификаторов обуславливает необходимость разработки новых эффективных режимов селективной флотации.

В ИПКОН РАН разработаны и испытаны новые виды селективных реагентов для повышения извлечения золота из упорных руд, в том числе модифицированного диэтилдитиокарбамата и модификаторов растительного происхождения [3-4].

Цель работы – развитие представлений о механизме селективной флотации сульфидов меди, сурьмы и мышьяка при обогащении комплексных золотосодержащих руд с применением новых реагентов – модифицированного диэтилдитиокарбамата и растительного модификатора.

Исследования выполнены на мономинеральных фракциях арсенопирита, халькопирита и стибнита и пробе Au-Sb руды Олимпиадинского месторождения с содержанием Au – 2,5 г/т. В качестве растительного модификатора использован раствор таннина. Собиратели – бутиловый ксантогенат калия (БутКс) и диэтилдитиокарбамат натрия (ДЭДТК).

Методы исследования — оптическая, конфокальная лазерная, аналитическая электронная, сканирующая зондовая микроскопия, УФ-спектрофотометрия, флотация. 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.

В развитие представлений о механизме совместного действия ДЭДТК, таннина и сульфата меди изучены УФ-спектры (SHIMADZU UV 1700) водных растворов этих реагентов при их взаимодействии друг с другом [5]. Характеристические максимумы поглощения ДЭДТК наблюдаются при длине волны 282, 257 и 206 нм, таннина – при длине волны 275 и 212 нм, сульфата меди – при 195 нм. При взаимодействии ДЭДТК с сульфатом меди в УФ-спектре смеси компонентов появляются новые пики поглощения при 263 и 424 нм, свидетельствующие об образовании нового комплексного соединения – диэтилдитиокарбамата меди $[(C_2H_5)_2NCSS]_2Cu$. УФ-спектр раствора ДЭДТК и таннина

является результатом наложения спектров исходных веществ с максимумом поглощения при 279-280 и 209 нм, образования нового соединения не происходит. Таннин взаимодействует с сульфатом меди с получением комплексного соединения, при мольном соотношении таннин:сульфат меди = 1:200 таннин полностью прореагировал с медью, полоса поглощения наблюдается при 317-320. При одновременном смешивании водных растворов сульфата меди, ДЭДТК и таннина в спектре реакционной смеси обнаруживаются полосы поглощения дитиокарбамата меди и соединения меди с таннином [5].

По разнице исходной и остаточной концентрации реагента в соответствии с законом Буггера – Ламберта – Бера рассчитана адсорбция ДЭДТК из водного раствора с концентрацией 4,84 мг/л на халькопирите, арсенопирите и стибните после 5 минут контакта минерала с раствором реагента. Адсорбция ДЭДТК на халькопирите составила 78,07 мкг/г (80,6% от исходного), на арсенопирите - 59,76 мкг/г (61,7 % от исходного) на стибните - 96,87 мкг/г (100 % от исходного). Последовательная обработка халькопирита и арсенопирита реагентами ДЭДТК и таннином показала, что оба реагента частично остаются в жидкой фазе суспензии, их спектры суммируются и оптическая плотность при 280 нм составляет - 0,158 для халькопирита и 0,247 для арсенопирита.

При обработке арсенопирита сульфатом меди, затем ДЭДТК в спектре жидкой фазы обнаружен характеристический максимум поглощения диэтилдитиокарбамата меди (оптическая плотность $D_{261}=0,152$) (рисунок 1, а), т.е. сульфат меди прореагировал с оставшимся в жидкой фазе ДЭДТК с образованием комплексного соединения.

В случае со стибнитом подобного не наблюдается, т.е. ДЭДТК адсорбировался полностью на минерале (рисунок 1, б). Последующее добавление таннина показало, что в жидкой фазе суспензии арсенопирита, также как и без таннина образуется диэтилдитиокарбамат меди ($D_{261}=0,144$), при этом таннин не обнаружен, т.е. полностью адсорбировался на поверхности минерала. В суспензии стибнита таннин частично адсорбируется на минерале, а оставшийся в жидкой фазе таннин образует соединение с медью ($D=0,192$).

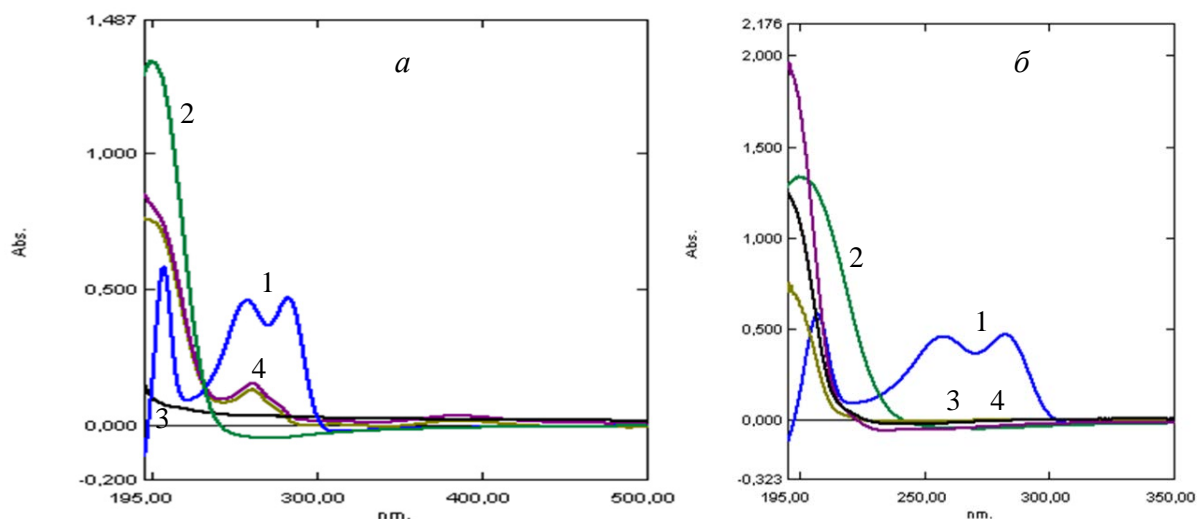


Рисунок 1 – УФ спектры жидкой фазы суспензий арсенопирита (а) и стибнита (б) после последовательной обработки сульфатом меди и ДЭДТК
1 – ДЭДТК; 2 – CuSO_4 ; 3 – жидкая фаза (фон); 4 – жидкая фаза суспензии

Закрепление таннина на арсенопирите обусловлено наряду с водородными связями химическим взаимодействием полярных групп с катионами железа, находящимися на поверхности минерала.

Адсорбционный слой реагентов исследован на микро- и наноуровне методами сканирующей лазерной и аналитической электронной микроскопии. В результате были получены изображения адсорбированных фаз ДЭДТК и таннина на поверхности стибнита и арсенопирита (рисунок 2, а). С применением оригинальной методики анализа изображений поверхности минералов сканирующей лазерной микроскопией с использованием программного обеспечения VK-Analyzer определена площадь поверхности минералов, покрытой реагентами [5]. Степень покрытия реагентами поверхности арсенопирита, последовательно обработанного ДЭДТК и таннином, составила 38,8 %, стибнита – 5,3%. Обладая гидрофилизующими свойствами и закрепляясь как на предварительно адсорбированном собирателе, так и на свободных участках поверхности минерала, таннин оказывает депрессирующее действие на арсенопирит. В тоже время таннин не образует плотное покрытие на стибните и не десорбирует дитиокарбамат с поверхности минерала, что обеспечивает активную флотацию сульфида сурьмы.

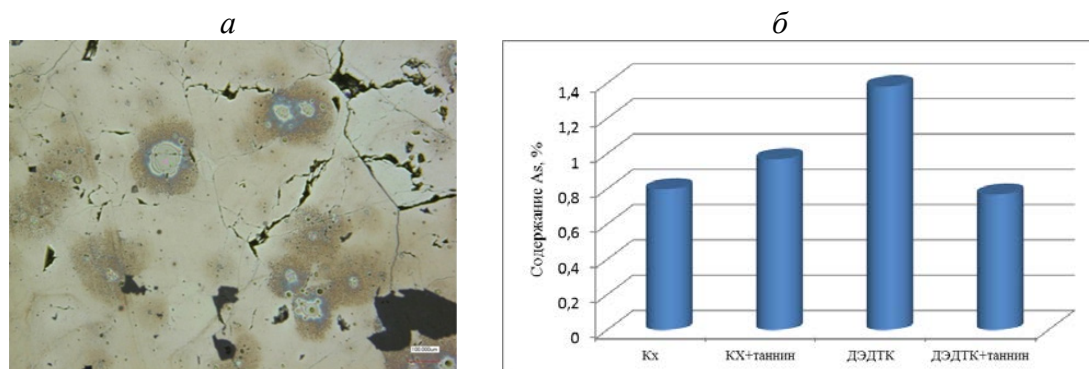


Рисунок 2 – Изображение анилифа арсенопирита (а), покрытого реагентами ДЭДТК и таннином (лазерный микроскоп KEYENCE VK-9700). Содержание мышьяка в концентрате (б) при различных режимах флотации руды Олимпиадинского месторождения

Таким образом, механизм флотационного разделения сульфидных минералов меди, сурьмы и мышьяка с применением таннина при переработке комплексных золотосодержащих руд заключается в формировании устойчивого адсорбционного слоя растительного реагента в форме таннатов Fe (II) и Fe (III) на арсенопирите, занимающего до 40% поверхности минерала и обеспечивающего гидрофилизующее воздействие на флотацию минерала. Таннин образует с медью менее устойчивый комплекс, чем с ДЭДТК, и не снижает флотиремости халькопирита. Таннин не взаимодействует с сурьмой, не адсорбируется на поверхности стибнита и, вследствие этого, не препятствует его флотиремости диэтилдитиокарбаматом, тем самым обеспечивая отделение стибнита от арсенопирита при флотационном обогащении комплексных золотосурьмяных 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. Таннин, селективно подавляя флотацию арсенопирита, обеспечивает эффективное отделение его от стибнита и халькопирита при селекции коллективного золотосульфидного концентрата.

Лабораторные эксперименты по рудной флотации на пробе золотосурьмяной руды Олимпиадинского месторождения с содержанием Au 2,5 г/т показали, что применение таннинсодержащего модификатора в сочетании с ДЭДТК приводит к повышению контрастности флотационных свойств минералов сурьмы и мышьяка в условиях рудной флотации (рисунок 2).

Установлен оптимальный реагентный режим: ДЭДТК 100 г/т, Кх 100 г/т, таннин 100 г/т. Содержание Sb в концентрате возрастает в 2 раза при росте извлечения с 66 до 81%, а содержание мышьяка снижается с 1,38 до 0,77% при снижении его извлечения с 95,6 до 90,8%. Качество концентрата по золоту возрастает с 15 до 22 г/т при извлечении 88-90%. Предложенный реагентный режим обеспечивает наиболее высокую контрастность флотационных свойств стибнита и арсенопирита.

Список использованных источников

1. Курков А.В., Соложенкин П.М., Щербакова С.Н. Комплексная переработка золотосурьмяных руд месторождения Кючус, республика Саха (Якутия) // Цветные металлы. – 2013. – № 4 (844). – С.18-22.
2. Соложенкин П.М., Кушаков Ш.Т., Ковалев В.Н. Создание технологии промышленной переработки золото - сурьмяных концентратов в районе крайнего Севера // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2018. – № 51. – С.395-407.
3. 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.
4. 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.
5. Матвеева Т.Н., Громова Н.К., Ланцова Л.Б. Разработка метода селективной флотации сульфидов сурьмы и мышьяка при обогащении комплексных золотосодержащих руд // Цветные металлы. – 2019. – № 4. – С.6-12.

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ФЛОТАЦИИ МЕДНО-ПОРФИРОВЫХ РУД С ПРИМЕНЕНИЕМ ДОПОЛНИТЕЛЬНЫХ СОБИРАТЕЛЕЙ НА ОСНОВЕ АЦЕТИЛЕНОВЫХ СПИРТОВ

Юшина Т.И.¹, Пурэв Б.², Д’Элия Янес К.С.¹, Намуунгэрэл Б.²

¹ Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Москва, Россия

² КОО «Предприятие «Эрдэнэт»», предприятие с государственной собственностью, Монголия

Abstract. The article presents the results of the study of the possibility of improving the efficiency of processing by flotation of copper-porphyry ores at the processing plant of the Enterprise "Erdenet" in Mongolia by improving the reagent regime with the use of additional collectors from the class of tertiary acetylene alcohols. The reagents DK-80 (2-methyl-3-butene-2-ol) $(\text{CH}_3)_2\text{C}(\text{OH})-\text{C}\equiv\text{CH}$ and ДМИРЕС (2,5-dimethylhexene-1-in-3-ol-5) $(\text{CH}_3)_2\text{C}(\text{OH})-\text{C}\equiv\text{C}-\text{C}(\text{CH}_3)=\text{CH}_2$ were tested on current mining ore material in laboratory conditions.

The tests results for this reagents as main and additional collectors are given; it is established that acetylene alcohols show foaming properties at flotation of copper-molybdenum ores. The combination in the structure of the molecules of the reagents of acetylene alcohol and hydrophilic groups gives properties of collectors-foaming agents.

The use of reagents based on acetylene alcohols with a flow rate of 12-20 g/t can increase the extraction of molybdenum into molybdenum concentrate by 6-8 %, copper into copper concentrate by 1-1.5 % compared to the standard reagent regime currently adopted at the plant. Study of kinetics of flotation in the presence of additional collectors DK-80 and ДМИПЭК both in collective and in selective flotation cycles have shown the potential to shorten the time of flotation by 35-40% compared to the standard process achieved using reagent factory mode.

Представлены результаты исследования возможности повышения эффективности флотации медно-порфировых руд на обогатительной фабрике КОО «Предприятие «Эрдэнэт»» путем совершенствования реагентного режима с применением дополнительных собирателей из класса третичных ацетиленовых спиртов. Реагенты ДК-80 (2-метил-3-бутин-2-ол) $(\text{CH}_3)_2\text{C}(\text{OH})-\text{C}\equiv\text{CH}$ и ДМИПЭК (2,5-диметилгексен-1-ин-3-ол-5) $(\text{CH}_3)_2\text{C}(\text{OH})-\text{C}\equiv\text{C}-\text{C}(\text{CH}_3)=\text{CH}_2$ были испытаны на руде текущей добычи в лабораторных условиях. Приведены результаты испытаний реагентов в качестве основных и дополнительных собирателей; установлено, что ацетиленовые спирты проявляют пенообразующие свойства при флотации медно-молибденовых руд. Сочетание в структуре молекул реагентов солидофильной ацетиленовой и гидрофильной спиртовой групп придает им свойства собирателей-вспенивателей. Предполагаемый механизм действия заключается в том, что при взаимодействии реагентов с поверхностью минералов образуется металл-алкиновый π -комплекс [1, 2, 3]. Результаты проведенных исследований показали, что применение собирателей на основе третичных ацетиленовых спиртов наиболее эффективно при их дробной подаче, как в подготовительном цикле (в мельницу), так и в коллективный и селективный циклы флотации в сочетании с применяемыми фабричными реагентами, в том числе, ВК-901В (диалкилдитиофосфат-диалкилтионокарбамат), АероМХ5152 (15 - 40 % аллилового эфира амилксантогеновой кислоты), дизельным топливом марки «Э» и МИБК (метилизобутилкарбинол). Применение реагентов на основе ацетиленовых спиртов с расходом 12–20 г/т позволяет повысить извлечение молибдена в молибденовый концентрат на 6–8 %, меди в медный концентрат на 1–1,5 % по сравнению со стандартным реагентным режимом, принятым в настоящее время на обогатительной фабрике. Исследование кинетики флотации в присутствии дополнительных собирателей ДК-80 и ДМИПЭК как в коллективном, так и в селективном циклах показало потенциальную возможность сокращения времени флотации на 35-40 % от стандартного для получения технологических результатов, достигаемых при применении фабричного реагентного режима.

Масштабные теоретические, экспериментальные и промышленные исследования ученых всего мира к настоящему моменту позволили разработать, проверить и практически подтвердить все модели основных процессов коллективной и селективной флотации руд цветных металлов, как основного метода их обогащения [4].

Наиболее рациональной схемой флотации медно-молибденовых руд является двухстадиальная, успешно применяющаяся за рубежом на современных обогатительных фабриках средней и большой производительности [5]. Реагентные режимы, используемые

для переработки этих руд, основаны на физико-химических особенностях молибденита, сульфидов меди и нерудных минералов. Применение современных химических реагентов и совершенствование технологических режимов позволяют достичь значительного уровня извлечения молибденита в концентрат. Многообразие факторов, формирующих поверхностные и флотационные свойства одних и тех же минералов, связано не только с размерами частиц, но и с составом входящих в него сростков, наличием и распределением дефектов поверхности и примесей в кристаллической решетке, степенью окисленности минералов в процессе метаморфизма. Поскольку флотация является весьма сложным физико-химическим процессом с наличием множества взаимосвязанных факторов, основным критерием, определяющим характеристику совокупности факторов, принято считать константу скорости флотации. По её величине устанавливают такие технологические параметры, как крупность измельчения минералов и подбирают оптимальную схему обогащения и реагентный режим.

Медно-порфиновые руды месторождения «Эрдэнэтийн-Овоо» обогащаются по обычной коллективно-селективной технологической схеме на двух секциях.

На первой осуществляется основная, контрольная, промпродуктовая и перечистная медно-молибденовая флотации.

На второй секции проводится селекция медно-молибденового концентрата, которая включает в том числе 6 перечисток молибденового концентрата.

Для обогащения руды используются следующие реагенты: собиратели, вспениватель, модификаторы флотации (известь, сернистый натрий, жидкое стекло). В качестве собирателей на ОФ применяют реагенты различных фирм-производителей: ВК-901В (Китай), AeroMX5152 (США, фирма Cytec).

Соотношение собирателей ВК-901В и AeroMX5152 изменяется в зависимости от содержания первичных форм меди в перерабатываемой руде. Чем выше содержание первичной меди, тем больше расход AeroMX5152 и, соответственно, меньше расход ВК-901В. При низком содержании первичных минералов меди соотношение собирателей увеличивается в сторону ВК-901В. Вспениватель МИБК (метилизобутилкарбинол) применяется для регулирования пенообразования. На фабрике в цикле селекции применяется технология с дозированием сернистого натрия, во флотомашины вместо воздуха подается азот, использование которого позволяет снизить расход сернистого натрия и повысить технологические показатели [6].

На фабрике применяются следующий реагентный режим: AeroMX5152 – 8,0 г/т, ВК-901В – 2,0 г/т, СаО – 750 г/т, время измельчения – 14 мин, вспениватель МИБК – 15,0 г/т; время основной флотации – 14 мин; время контактирования 7 мин [7]. Исследования проводились на медно-молибденовых рудах текущей добычи. Главными рудными минералами являются халькопирит (1,9%), пирит (3,25%) и молибденит (0,05%). Содержание основных металлов в пробах руды в среднем составило: 0,49 % меди, 0,02 % молибдена и 2,30 % железа.

В процессе исследований варьировались соотношения третичных ацетиленовых спиртов и реагентов, используемых на фабрике. Реагенты ДК-80 и ДМИПЭК применялись как основные и дополнительные собиратели, изучалось их пенообразующее действие, определялись оптимальные точки подачи, время контактирования, скорость флотации,

плотность пульпы. В процессе исследования контролировались значения pH и Eh жидкой фазы пульпы.

Во первой серии исследовалось влияние ДК-80 и ДМИПЭК как дополнительных собиратели-пенообразователей в коллективном цикле флотации медно-молибденовых руд. Также была проведена оценка действия реагентов ДК-80 и ДМИПЭК как пенообразователей в коллективном цикле флотации при полной замене МИБК. Изучение кинетики флотации было также проведено и имеет большое теоретическое и прикладное значение, поскольку характеризует развитие процесса флотации во времени в зависимости от различных параметров. Было проведено исследование кинетики коллективной и селективной флотации в присутствии реагента ДК-80.

Одним из важных результатов, полученных в настоящем исследовании, является оценка кинетики флотации (рисунок). Хорошо видно, что взаимодействие между реагентами, используемыми в настоящее время на ОФ, с дополнительной подачей ДК-80 в количестве 12 г/т значительно меняет время достижения оптимальных значений обогащения и содержания молибдена в полученном концентрате.

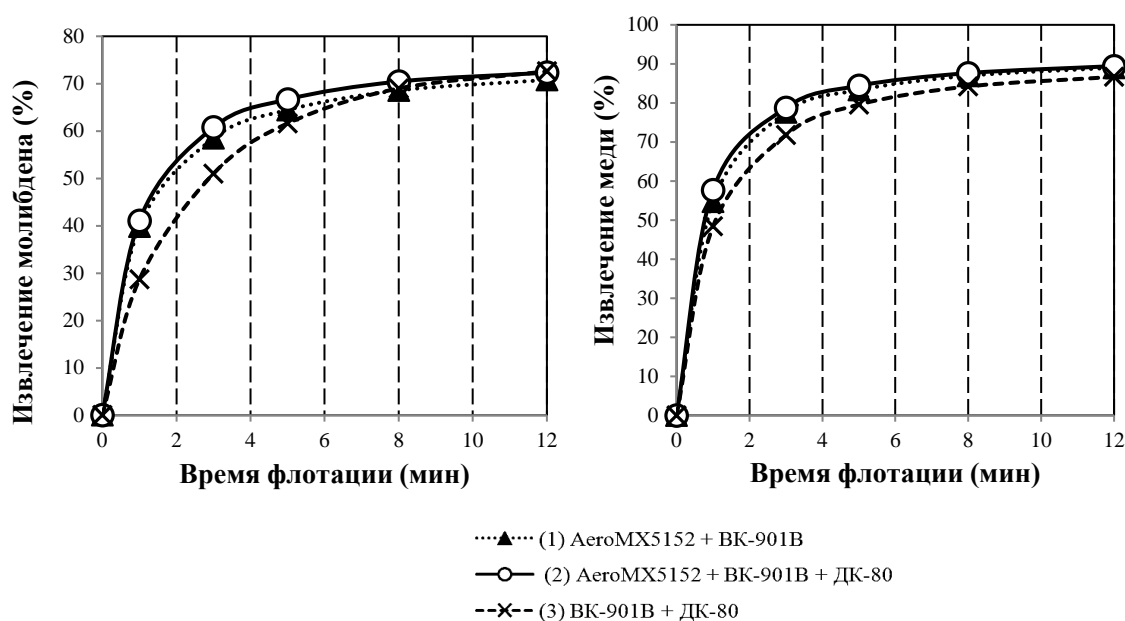


Рисунок – Зависимость извлечения и содержания меди и молибдена в концентрате коллективной флотации с применением ДК-80 в сочетании реагентов AeroMX5152 и BK-901B:

$t_1 = 1$ мин, $t_2 = 3$ мин, $t_3 = 5$ мин, $t_4 = 8$ мин, $t_5 = 12$ мин

Применение смеси реагентов, применяемых на ОФ, с ДК-80 позволяет сократить время флотации в среднем на 37% по сравнению с временем флотации при базовом фабричном реагентном режиме и при сохранении степени концентрации молибдена.

Анализ результатов флотации медно-порфировых руд месторождения «Эрдэнэтийн-Овоо» показал, что флотореагенты на основе третичных ацетиленовых спиртов ДМИПЭК и ДК-80 по своему функциональному назначению относятся к дополнительным собирателям, эффективно взаимодействующим с поверхностью сульфидных минералов в сочетании с основными собирателями, содержащими двухвалентную серу в структуре функциональной группы. Для получения существенного повышения извлечения

молибдена и меди, расход ацетиленовых спиртов должен быть больше 12 г/т.

Результаты, полученные в опытах с замкнутыми схемами, показали прирост извлечения меди и молибдена в коллективном цикле на 1-1,5 % (Cu) и 6-8 % (Mo). Для всех флотационных режимов, включающих реагент ДК-80 и ДМИПЭК, наблюдается тенденция незначительного увеличения извлечения меди и заметного увеличения извлечения молибдена.

Список использованных источников

1. Yushina T. I., D'Elia K., Malyshev O. A., Ogrel L. Flotation of gold-bearing non-ferrous ores with acetylene alcohol-based reagents // 2018 - 29th International Mineral Processing Congress, 2019. P. 1425-1433.
2. Юшина Т.И., Малышев О.А., Щелкунов С.А. Флотация золотосодержащих руд цветных металлов с применением реагентов на ацетиленовой основе // Цветные металлы, 2017. № 2. С. 13-18.
3. Юшина Т. И., Д Элия К. Совершенствование технологии флотации медно-молибденовых руд с применением реагентов на основе ацетиленовых спиртов // XVII Всероссийской конференции-конкурса студентов и аспирантов горно-геологического, нефтегазового, энергетического, машиностроительного и металлургического профиля, 2019. СПГУ. Сборник тезисов докладов. С. 197.
4. Абрамов А. А. Флотационные методы обогащения. Горная Книга, 2008. 711 с.
5. Сатаев И. Ш., Баранов В. Ф. О мировой практике обогащения медно-порфиновых руд (обзор) // Обогащение руд, 2011. № 4.
6. Концепция стратегии развития обогатительной фабрики КОО «Предприятие «Эрдэнэт»» на перспективу на период 2016–2025 и 2016–2035 гг. Улан-Батор, Эрдэнэт, 2015. 51 с.
7. Технологическая инструкция по обогащению медно-молибденовых руд месторождения Эрденетийн-Овоо на обогатительной фабрике КОО "Предприятие Эрденет"; отв. ред.: Баатархуу Ж., Рукавишников О. А., 2014. 179 с.

ИЗУЧЕНИЕ ВЛИЯНИЯ ПОВЕРХНОСТНЫХ ГАЗОВЫХ НАНОСТРУКТУР НА СМАЧИВАНИЕ СУЛЬФИДНЫХ МИНЕРАЛОВ И ФЛОТАЦИЮ (НА ПРИМЕРЕ ГОРЕВСКОЙ Pb-Zn РУДЫ)*

Михлин Ю.Л., Лихацкий М.Н., Щербанюк А.М., Анциферова С.А., Маркосян С.М.
*Институт химии и химической технологии Сибирского отделения РАН - обособленное
подразделение Федерального государственного бюджетного научного учреждения
"Федеральный исследовательский центр "Красноярский научный центр Сибирского
отделения РАН", г. Красноярск, Россия, e-mail: yutikh@icct.ru*

Abstract. We have applied several new experimental techniques for generation, detection, and characterization of gaseous surface nanostructures ("nanobubbles") on sulfide minerals and model substrates, and studied wetting, interaction with air bubble, and flotation of the minerals under conditions, which are believed to promote the formation of the nanobubbles.

Исследования последних лет позволяют считать, что образование газовых наноструктур («нанопузырьков») на гидрофобных поверхностях является широко распространенным явлением, существенно влияющим на свойства межфазных границ [1].

* Работа выполнена при поддержке Российского научного фонда, грант 18-17-00135

Применительно к процессам флотации эти явления изучены очень слабо, прежде всего, из-за отсутствия методов, позволяющих обнаружить и исследовать газовые наноструктуры на реальной поверхности минералов, особенно дисперсных. Между тем, «нанопузырьки» могут играть ключевую роль при закреплении минеральных частиц на пузырьке воздуха, взаимодействии поверхности минералов со шламами и т.д. Ранее мы показали с помощью атомно-силовой микроскопии и спектроскопии (АСМ/АСС) в воде на галенита и высокоориентированном пирографите (ВОПГ), а также с помощью рентгеновской фотоэлектронной спектроскопии (РФЭС) измельченных сульфидных минералов, что обработка флотационными собирателями вызывает появление поверхностных газовых нанопузырьков и дальнедействующих «гидрофобных» сил взаимодействия между зондом, включая пузырек воздуха, и гидрофобизированной поверхностью [2-4]. Целями данного этапа исследований были разработка новых методик обнаружения и исследования газовых наноструктур и их влияния на гидрофобность поверхности, изучение образования и эволюции нанопузырьков на сульфидных минералах под действием разности температур подложки и воды, и оценка практической применимости такого метода на примере коллективной сульфидной флотации Горевской Pb-Zn руды.

С использованием методов АСМ/АСС, РФЭС, измерения динамических и статических краевых углов на лежащей и падающей капле, всплывающем и захваченном пузырьке воздуха, кварцевого микробаланса (QCM) охарактеризованы поверхности и исследованы межфазные границы воды с сульфидными минералами (галенит, сфалерит, пирит, халькопирит, пирротин) и модельными подложками (ВОПГ, диоксида кремния, золота) до и после их обработки в 0.1 мМ или 10 мМ растворах н-бутилового ксантогената (далее КХ) либо 1 мМ водной эмульсии диксантогена (X_2), а также при контакте нагретой подложки и холодной воды.

С помощью *in situ* АСМ и оптической микроскопии обнаружены одновременно крупные микронные пузырьки и наноразмерные пузырьки после предварительного контактирования нагретой подложки и охлажденной до 0 °С воды и затем термостабилизации при комнатной температуре. На ВОПГ типичные латеральные размеры нанопузырьков были 150-400 нм, высота до 20-60 нм. На свежесколотой поверхности галенита наблюдали крупные пузырьки латеральным размером около 700 нм и высотой до 120-160 нм, и более мелкие, 80-120 нм и 20-40 нм, соответственно, в основном у ступенек и других поверхностных дефектов. Предобработка растворами ксантогената и диксантогена заметно увеличивает число пузырьков на террасах ВОПГ и галенита. На поверхности поликристаллической пленки золота АСМ нанопузырьки надежно не обнаруживаются, возможно, из-за шероховатости поверхности, но число микро- и субмиллиметровых пузырьков, различимых оптически, особенно возрастает после обработки диксантогеном. На пирите и сфалерите наблюдать нанопузырьки не удалось из-за неоднородности поверхности.

Скоростная видеосъемка (4000 кадров в секунду) показала, что время разрыва смачивающей пленки и прилипания всплывающего миллиметрового пузырька воздуха к немодифицированным подложкам составляло 20-150 мс для гидрофобных ВОПГ, пирита, золота; на диоксиде кремния, галените и сфалерите прилипания не происходило. После

обработки 0.1 мМ КВХ время сокращалось до 2-3 мс на ВОПГ, пирите, галените, 40 мс на золоте и 360 мс сфалерите; при повышении концентрации КВХ до 10 мМ неожиданно увеличивалось до 10 мс и больше для более гидрофобных материалов, но продолжало уменьшаться для сфалерита (114 мс) и золота (2 мс). Предобработка 1 мМ микроэмульсией дибутил диксантогена сокращала время прилипания пузырька к сфалериту до 14 мс и вызывало закрепление на диоксиде кремния (46 мс), но слабо влияло на поведение гидрофобных поверхностей. Рост краевых углов (осушение поверхности) продолжался в течение примерно 50-100 мс после прилипания, и был много больше на ВОПГ и золоте. Краевые углы, в общем, коррелировали со скоростью разрыва смачивающей пленки, хотя взаимосвязь далеко не однозначна. Изменение углов смачивания для капли воды после ее падения с высоты 1 см и максимального растекания проходит через минимум и затем максимум в течение десятков миллисекунд перед стабилизацией. В экспериментах с каплей «холодной» воды и «теплой» подложкой найдено, что при увеличении разности температур статический краевой угол растет монотонно для плохо смачиваемых поверхностей (диоксид кремния, сфалерит) и стабилизируется или проходит через максимум при температуре подложки 40 °С для пирита и галенита. Краевой угол растет после обработки сульфидов бутилксантогенатом, но температурный эффект изменяется мало. Действие эмульсии диксантогена приводит к повышению краевых углов при температуре подложки 40 °С и выше. Временные зависимости краевых углов, положение экстремумов зависят от природы поверхности и ее модификации, причем, видимо, динамические эффекты информативнее, чем статические, и требуют дальнейшего изучения.

Методом кварцевого микробаланса с Au покрытием показано значительное увеличение частоты сенсора в условиях создания поверхностных нанопузырей по наиболее распространенной методике смены растворителя. При замещении водой ацетона эффект был больше, чем для этанола, однако после обратной замены ацетона на воду частотный сдвиг и, вероятно, поверхностные пузырьки, почти исчезали.

Предварительная адсорбция ксантогената и диксантогена на золоте вызывала рост резонансной частоты, что может быть объяснено образованием поверхностных газовых структур или(и) изменением структуры и вязкости прилегающего слоя воды. Повышение частоты и ее заметные флуктуации во времени наблюдали также непосредственно в растворах ксантогенатов. Повышение резонансной частоты на несколько десятков Гц имело место после контакта теплого сенсора и холодной воды, причем уже после уравнивания их температур, что также трудно объяснить чем-то иным, как стабильными поверхностными нанопузырями.

Коллективная флотация Горевской Pb-Zn руды в условиях создания разности температур измельченной руды (охлаждение или нагревание до 30-50 °С) и водной фазы (4-40 °С) изучалась в лабораторной флотомашине по упрощенной схеме (в одну операцию) в сравнении с флотацией при комнатной температуре. В безреагентном режиме наблюдали небольшое улучшение показателей флотации свинца и, в малой степени, сфалерита при охлаждении руды, видимо, за счет снижения окисления галенита, и небольшой рост извлечения цинка при нагреве руды, однако в целом извлечение сульфидов оставалось низким.

В экспериментах с применением стандартных для процесса концентраций флотореагентов (ксантогенат калия 150 г/т, сульфид натрия 100 г/т, соды 2 кг/т), но без активатора (сульфата меди), получено значительное повышение извлечения и качества концентрата. Например, в одном из типичных опытов концентрация Рb выросла с 31 до 37%, а извлечение с 58 до 77%, Zn – с 5,6 до 6,5% и с 14,4% до 25%, соответственно. При добавлении 200 г/т CuSO₄ извлечение цинка возрастало до 70-80%, а эффект разности температур становился незначительным. В целом, эксперименты показали, что флотация сульфидов в условиях, способствующих генерации поверхностных нанопузырей, заметно повышается, однако конкретные показатели сложным образом зависят от реагентного режима и других условий.

Список использованных источников

1. Alheshibri M., Qian J., Jehannin M., Craig V.S.J. A history of nanobubbles// *Langmuir*. 2016. V.32. P.11086–11100.
2. Mikhlin Yu., Karacharov A., Likhatski M. Effect of adsorption of butyl xanthate on galena, PbS, and HOPG surfaces as studied by atomic force microscopy and spectroscopy and XPS// *Int. J. Miner. Process.* 2015. V.144. P.81-89.
3. Mikhlin Yu., Karacharov A., Tomashevich Ye., Shchukarev A. Cryogenic XPS study of fast-frozen sulfide minerals: flotation-related adsorption of n-butyl xanthate and beyond// *J. Electron Spectrosc. Rel. Phenom.* 2016. V.206. P.65–73.
4. Mikhlin Yu., Karacharov A., Tomashevich Ye., Shchukarev A. Interaction of sphalerite with potassium n-butyl xanthate and copper sulfate solutions studied by XPS of fast-frozen samples and zeta-potential measurement// *Vacuum*. 2016. V.125. P.98-105.

ПРОБЛЕМА ФЛОТАЦИИ КАЛЬЦИЙСОДЕРЖАЩИХ МИНЕРАЛОВ И НАПРАВЛЕНИЯ ЕЕ РЕШЕНИЙ*

Игнаткина В.А.¹, Аксенова Д.Д.¹, Лыгач А.В.¹, Шепета Е.Д.², Саматова Л.А.²

¹ *Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Москва, Россия, e-mail: woda@mail.ru*

² *Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела Дальневосточного отделения Российской академии наук, г. Хабаровск, Россия*

Abstract. The main directions of increasing the contrast of the technological properties of calcium minerals are presented. It has been experimentally disclosed mechanism for increasing the contrast of surface properties using combinations oxyhydrilic collectors with low-polarity compounds multifunctional effect (fatty isoalcohol, transformed of oxyethylated alkylphenols and other compounds).

Для современной минерально-сырьевой базы характерно снижение контрастности технологических свойств кальцийсодержащих минералов, которое является следствием уменьшения вкрапленности кальциевых и других минералов, увеличение доли кальцийсодержащих пород на фоне снижения исходного содержания целевого минерала.

* *Исследования выполнены при поддержке гранта РФФИ № 17-05-00241\19*

Целевой минерал для шеелитовых руд – шеелит, для фосфатного сырья – апатит и фосфорит. Кальциевые минералы обладают близкими технологическими свойствами. Направления решения проблемы повышения контрастности технологических свойств разделяемых минералов при переработке подобных руд связаны с внедрением операций радиометрической сепарации, термической обработки для перевода кальцита в оксид кальцита с последующим его удалением промывкой, комбинированием механических процессов обогащения с флотацией, разработкой селективных реагентных режимов [1].

Разработка реагентных режимов. Жидкое стекло как основной депрессор для подавления кальцита, флюорита, апатита при флотации шеелитсодержащих руд используется как в основной шеелитовой флотации, так и в селекции черного шеелитового концентрата по методу Петрова – высокотемпературная пропарка в среде жидкого стекла.

Повышение контрастности технологических свойств возможно за счет повышения интенсивности подавляющего действия модификаторов на сопутствующие кальциевые минералы; за счет использования сочетания оксигидрильных собирателей или сочетания оксигидрильного собирателя и малополярного многофункционального соединения.

К малополярным соединениям относятся как гидрофобные соединения (жирные изоспирты), способные к образованию межмолекулярных ассоциатов посредством водородных связей, так и высокомолекулярные ПАВ (оксиэтилированные соединения), влияющие на агрегатную устойчивость суспензии минералов и ККМ длинноцепочечных собирателей.

Проф. Курков А.В. определил подобные соединения как РВД – реагенты вторичного действия. Многофункциональные малополярные соединения обладают способностью селективно гидрофобизировать поверхность целевого минерала при подавлении флотоактивности других минералов руды при флотации [2-4].

Методом ИК спектроскопии установлено, что неол закрепляется на поверхности кальцита без вытеснения олеата, в отличие от высших изоспиртов, которые снижают адсорбцию олеата. Методами ИК спектроскопии и измерения ЭКП установлены различия в закреплении и технологическом действии оксиэтилированного фенола с фосфатной группой – фосфол (асп. А.В. Лыгач).

На рисунке 1 и 2 приведены ИК спектры отражения кальцита, шеелита и фосфорита, обработанных оксигидрильным собирателем (олеатом натрия) и малополярным оксигидрильным соединением.

Как видно из представленных на рисунке 1 ИК спектров, на кальците (а) совместное использование олеата и изододецилового спирта (ИДС) приводит к отсутствию характеристических полос олеата, в то время как на ИК спектре пропускания шеелита (б) наблюдаются характеристические полосы олеата с их уширением и сдвигом, что указывает на межмолекулярные взаимодействия олеат:изоспирт посредством водородных связей, способствующие селективной гидрофобизации поверхности.

ИК спектры отражения фосфорита, приведенные на рисунке 2а, свидетельствуют, что олеат и фосфол соадсорбируются (спектры 2 и 3) - полосы при волновых числах 1572 и 1540 см^{-1} , которые относятся к валентным колебаниям С-О ионной карбоксильной группы COO^- , при этом снижается интенсивность колебаний широких полос в области

1690-1500 cm^{-1} , которые относятся к деформационным колебаниям ОН воды, что косвенно указывает на снижение смачиваемости поверхности фосфорита в присутствии олеата и фосфола.

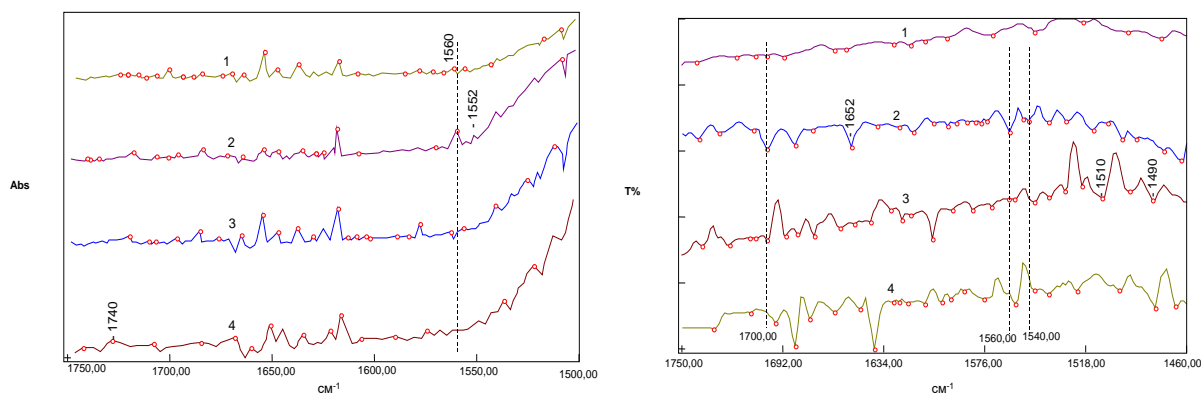


Рисунок 1 – ИК спектры отражения кальцита (а) и ИК спектры пропускания шеелита (б)
1 – NaOH; 2 – 200 мг/л олеата натрия; 3 – 200 мг/л олеата натрия + 100 мг/л ИДС; 4 - 200 мг/л олеата натрия + 400 мг/л³ ИДС

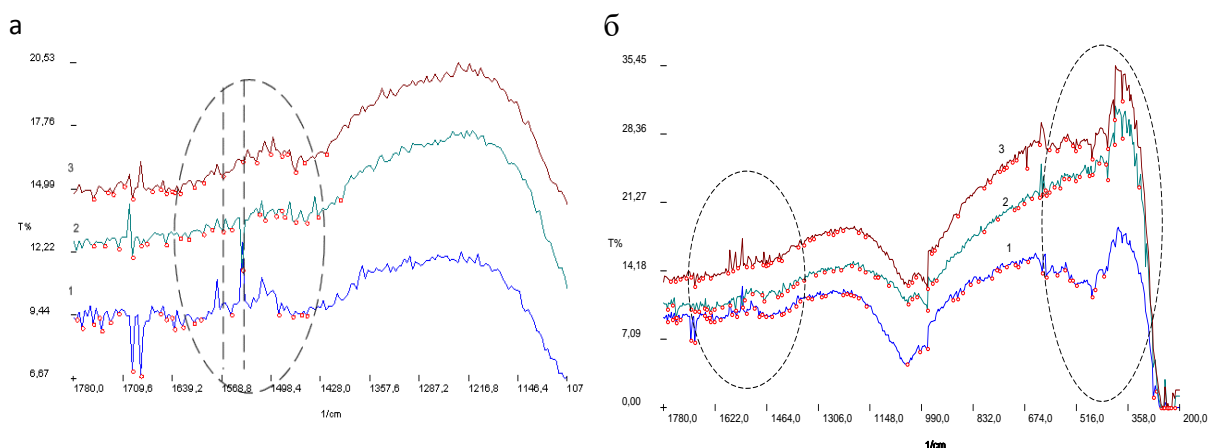


Рисунок 2 – ИК спектры отражения фосфорита, обработанного флотореагентами:
а) 1- NaOH, 2- олеат, 3- фосфол и олеат; б) 1 - NaOH, 2- фосфол, 3 - неонол

Наблюдается на ИК спектре фосфорита, обработанного неонолом (рисунок 2б, спектр 3) наличие широких полос переменной интенсивности, подобно исходному ИК спектру 1 (рисунок 2а и 2б), относящиеся к деформационным колебаниям воды.

Таким образом получены доказательства селективного действия фосфола по отношению к фосфориту, что и обеспечивает селективное повышение его флотоактивности.

Высокотемпературная обработка по методу Петрову повышает депрессию кальцита, применение малополярных оксигидрильных соединений в реагентном режиме пропарки требует корректировки условий ее проведения, поддержания так называемых "мягких" условий (снижение концентрации жидкого стекла, температуры процесса и продолжительности операции).

Экспериментальные исследования пропарки позволили раскрыть механизм действия малополярных оксигидрильных соединений при пропарке в среде жидкого стекла. Таким образом, использование в реагентных режимах флотации малополярных оксигидрильных соединений остается перспективным направлением повышения контрастности технологических свойств.

Список использованных источников

1. Шепета Е.Д., Саматова Л.А., Воронова О.В. Перспективные направления развития технологий обогащения вольфрамсодержащих руд и техногенных образований //Горный журнал. - 2018. №10. - 67-71.
2. Курков А.В., Щербакова С.Н., Горохов И.Н. и др. Механизм действия реагентов вторичного действия в условиях водооборота // ГИАБ. - 2002. - 3. -218-222.
3. Филиппов Л.О., Шохин В.Н., Енбаева Л.И. и др. Повышение технологических показателей флотации с применением сочетания реагентов олеата натрия и эксолоа Б // Цветные металлы. - 1993. №1. - 60-64.
4. Игнаткина В.А. Экспериментальные исследования изменений контрастности флотационных свойств кальциевых минералов //Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. - 2017. №5. - 113-122.

**ИЗУЧЕНИЕ СМАЧИВАНИЯ ПОВЕРХНОСТИ И ФЛОТИРУЕМОСТИ
СУЛЬФИДНЫХ МИНЕРАЛОВ**

Игнатов Д.О., Белокрыс М.А., Игнаткина В.А.

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Москва, Россия, e-mail: djjanks@mail.ru

Abstract. The directions of arsenical minerals selective flotation are relevant for the gold mining industry. The major minerals finding in gold ores are pyrite, arsenopyrite. The research indicates the results of contact angle measuring of these minerals and gold plate after the effect on the surfaces of the collectors. It allows evaluating the surface properties of minerals and gold, which supports to understanding necessary separation method.

В настоящее время в переработку минерального сырья вовлекаются месторождения с мышьяксодержащими минералами, которые находятся в тесном взаимопрорастании с благородными металлами, либо входят в состав сульфидов меди – теннантит, энаргит. Невозможность выделения тонковкрапленных целевых минералов гравитационными методами и схожесть флотационных свойств сульфидов приводит к извлечению мышьяксодержащих минералов в флотоконцентраты. Дальнейшая пирометаллургическая переработка которых осложняется присутствием вредной примеси – мышьяка.

В связи с отсутствием на данный момент процессов металлургической переработки мышьяксодержащего сырья, позволяющих относительно простое отведение мышьяка в отдельный продукт без его накопления на переделах технологической цепочки и ухудшения показателей извлечения целевых металлов, наиболее экологически и экономически выгодным является отделение мышьяксодержащих минералов на этапе флотации.

Минералами, содержащими мышьяк, в медных рудах являются энаргит (Cu_3AsS_4), теннантит ($\text{Cu}_{12}\text{As}_4\text{S}_{13}$), в золотосодержащих, медьсодержащих сульфидных рудах присутствуют арсенопирит (FeAsS), мышьяковистый пирит (FeS_2). Повышение контрастности их технологических свойств позволит исключить загрязнение ими товарных концентратов и, как следствие, сократить техногенную нагрузку на экологию металлургических регионов, что является актуальной задачей.

Целью данной работы является исследование реагентных режимов, позволяющих повысить селективность флотации мышьяксодержащего сырья в отдельные концентраты. Изучено влияние разных собирателей на краевой угол смачивания и флотоактивность мономинеральных фракций в трубке Халлимонта.

Измерение краевого угла смачивания (θ) выполнено на установке САМ101. Поверхность шлифа минерала, золотой пластины отчищались этиловым спиртом, промывалась дистиллированной водой, затем в течение 1 мин шлиф погружался в раствор собирателя, осушался пористой фильтровальной бумагой. Между сериями минералы шлифовались дисками фирмы Struers зернистостью 220, 600, 1200 после чего обрабатывались тканевым диском, в качестве пасты применялась алмазная монокристаллическая суспензия Metkon, а золотая пластина – на фетре. На подготовленную поверхность минерала и Au сажали каплю воды и с применением камеры высокого разрешения и программного продукта производили измерение угла смачивания в течение 3-х мин (0,1,2 и 3 мин). Измерение краевого угла смачивания проводили 3 раза, доверительный интервал измерений с вероятностью 95% составил $\pm 2,61$ град.

Беспенная флотация проводилась в трубке Халлимонта емкостью 50 мл; одиночные пузырьки воздуха создавались системой стеклянных капилляров; масса навески минерала составляла 0,5 г. Продолжительность агитации с раствором собирателей составляла 5 мин, продолжительность флотации контролировалась по объему вытесненного воздуха, что соответствует продолжительности флотации 10 мин.

В качестве собирателей были выбраны бутиловый ксантогенат калия (БутКх), изопропил-О-метил-N-тионокарбамат (ИТК), диизобутиловый дитиофосфат (ДТФ) и диизобутиловый дитиофосфинат 3418А (ДИФ). Концентрация собирателей составляла 10^{-4} М. Исходные значения рН растворов составляли 4, 6, 12; рН создавались серной кислотой (5%) и известковым молоком (5%).

Результаты измерения краевых углов смачивания на шлифах минералов и золотой пластине приведены в таблице.

Таблица – Результаты измерений краевых углов смачивания после 3 мин контакта

Реагент	Краевой угол на пирите, град			Краевой угол на арсенопирите, град			Краевой угол на золоте, град		
	4 рН	6 рН	12 рН	4 рН	6 рН	12 рН	4 рН	6 рН	12 рН
рН вода	70,37	63,09	63,39	68,17	67,8	61,3	75,23	72,48	75,62
БутКх	82,72	80,30	71,68	74,38	74,17	68,10	85,87	85,56	66,11
ДТФ	78,39	76,13	72,93	74,01	72,93	69,84	86,04	80,22	72,56
ИТК	77,63	73,14	76,28	73,10	74,78	66,73	80,30	79,60	75,85
ДИФ	76,92	73,13	71,79	75,46	72,79	68,69	82,89	80,67	69,38

Были проведены измерения краевого угла смачивания капли воды на шлифах, обработанных рН водой. В целом существенных различий в краевых углах смачивания пирита и арсенопирита, обработанных сульфгидрильными собирателями при их концентрации 10^{-4} моль/л не отмечено. На золотой пластине краевой угол смачивания значительно отличался по сравнению с пиритом и арсенопиритом и в среднем был на $10,2^\circ$ был выше, поверхность золота более гидрофобная.

На рисунке 1 приведены результаты измерения краевых углов смачивания, извлечения в концентрат беспенной флотации мономинеральных фракций пирита.

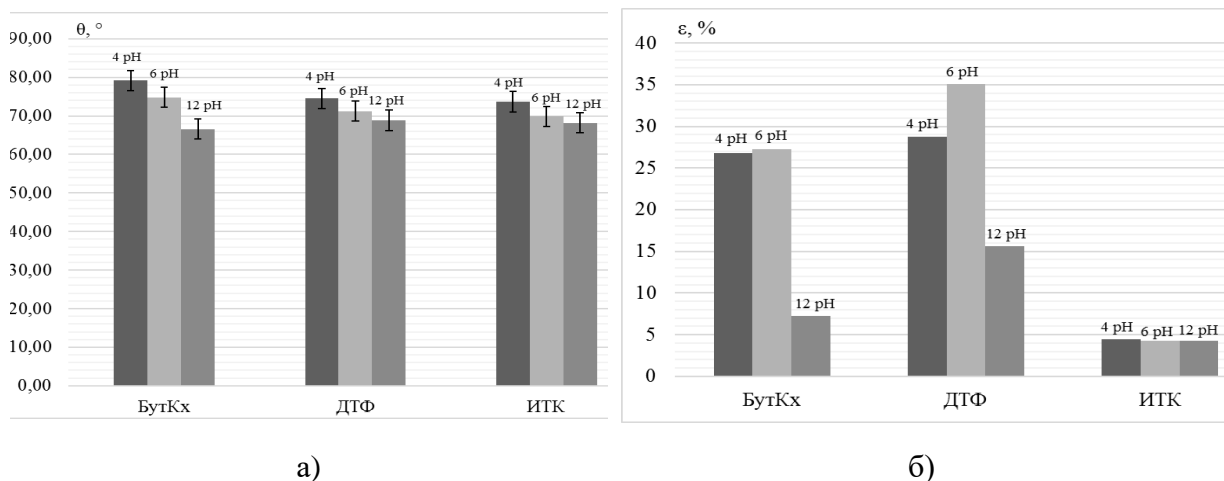


Рисунок 1 – Результаты измерений краевых углов смачивания на пирите (а) и результаты беспенной флотации пирита (б)

В соответствии с общеизвестными фактами, наибольшая гидрофобизация поверхности пирита наблюдается в области слабокислого диапазона рН и уменьшается с его ростом при использовании БутКх, ДТФ и ДИФ.

Бутиловый ксантогенат способствует наибольшему снижению краевого угла смачивания на поверхности пирита при значениях рН 4 и 6, в то время другие сульфгидрильные собиратели продемонстрировали практически схожие результаты с учетом доверительного интервала.

Сопоставление результатов измерения углов смачивания и результатов беспенной флотации показали наличие взаимосвязи. Значения краевого угла смачивания при рН 4 и 6 были схожи между собой, а в высокощелочной среде наблюдалось снижение краевого угла смачивания, так же изменялось и извлечение пирита при беспенной флотации. Малое влияние рН среды на краевой угол смачивания в случае применения ИТК так же прослеживается в опытах беспенной флотации, где были зарегистрированы схожие значения извлечения пирита.

На рисунке 2 представлены результаты измерения углов смачивания на арсенопирите и золотой пластине. Краевые углы смачивания на золотой пластине превышали результаты, полученные на пирите и арсенопирите, за исключением высокощелочной среды.

Значительное уменьшение углов смачивания на золоте в высокощелочной среде также подтверждает многолетнюю практику переработки золотосодержащего сырья, и объясняется образованием на его поверхности труднорастворимых пленок.

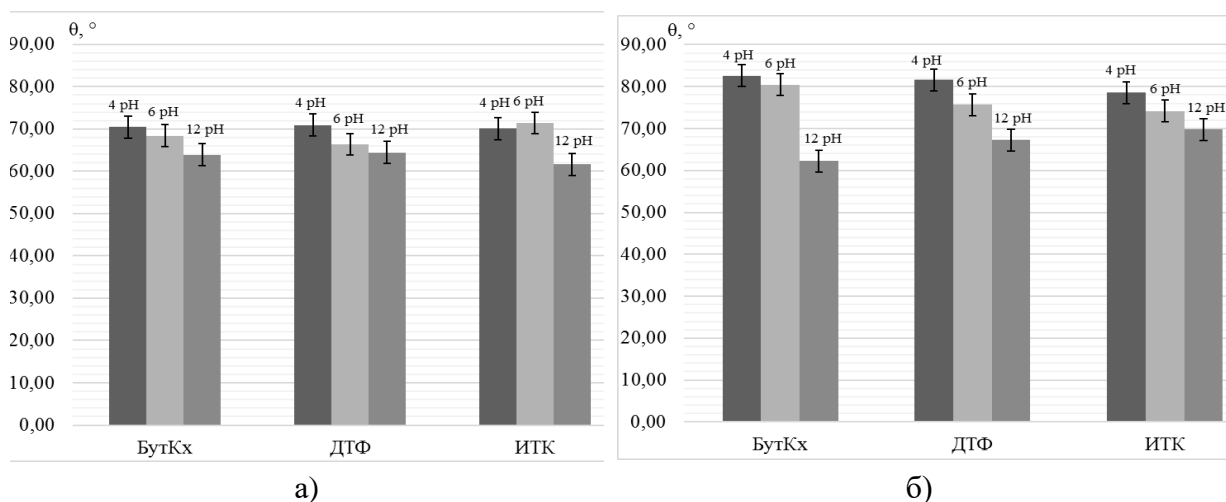


Рисунок 2 – Результаты измерений краевых углов смачивания на арсенопирите (а) и золоте (б)

На основании проведенных исследований сделаны следующие выводы:

- опыты по измерению краевого угла смачивания позволяют оценить гидрофобность поверхности минерала и влияние на нее реагентного режима, однако уступают в точности прогнозирования флотационных показателей методу беспенной флотации;
- наиболее благоприятными для флотации золота являются слабокислая и нейтральная рН среды,
- применение ДТФ должно обеспечить большую селективность извлечения золота, по сравнению с пиритом и с арсенопиритом, нежели с бутиловым ксантогенатом.
- ИТК проявляет селективность в гидрофобизации поверхности золота по сравнению с пиритом и арсенопиритом в слабокислой среде: $80,3^\circ$, $77,63^\circ$ и $70,1^\circ$ соответственно.

ИЗУЧЕНИЕ СВЯЗИ СТРУКТУРЫ УГЛЕВОДОРОДНОГО ФРАГМЕНТА С ФЛОТАЦИОННОЙ АКТИВНОСТЬЮ СОБИРАТЕЛЯ И УЧЁТОМ МЕХАНИЗМА РАБОТЫ ЕГО ФИЗИЧЕСКОЙ ФОРМЫ СОРБЦИИ*

Семьянова Д.В.

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела
им. Н.А. Чинакала Сибирского отделения РАН, г. Новосибирск, Россия
e-mail: d.semjanova@yandex.ru

Abstract. High flotation activity of collector when additional hydrophilic group is implemented in its structure of hydrocarbon fragment is explained as part of the mechanism of the physical form of sorption.

В настоящее время во флотации широкое применение находят собиратели с модифицированной структурой. Конструирование реагентов осуществляется, например,

* Работа выполнена за счет средств гранта РФФИ № 18-05-00361.

изменением длины, строения или состава углеводородного фрагмента.

В ряде работ (Qust K., Rodrigues O.M.S., Nunes A.P.L., Filippov L.O. и др.) приведены результаты исследований, в которых в качестве флотационных реагентов используются первичные эфирные амины. К представителям этой группы собирателей относится реагент Flotigam EDA – эфирный амин с додециловым радикалом и степенью нейтрализации ацетатной кислотой 50% ($\text{CH}_3\text{-(CH}_2\text{)}_9\text{-O-(CH}_2\text{)}_3\text{-NH}_2$). Авторы указанных выше работ полагают, что введение группы $\text{O-(CH}_2\text{)}_3$ между радикалом и солидофильной группой первичного амина способствует лучшей сорбции реагента на минеральной поверхности за счет образования водородной связи $\text{O-H}\cdots\text{O}$ между гидроксильной группой поверхности минерала и кислородом в структуре собирателя. Кроме того, присутствие дополнительной гидрофильной группы способствует адсорбции собирателя на границе раздела «жидкость-газ» и повышает эластичность пленки жидкости вокруг пузырька воздуха, что приводит к высоким показателям извлечения полезного компонента.

Высокой флотационной активностью, близкой к флотационной активности олеиновой кислоты, обладает рицинолевая кислота, в углеводородном фрагменте которой присутствует гидроксильная группа: $\{\text{H(CH}_2\text{)}_6\text{CH(OH)CH}_2\text{CH=CH(CH}_2\text{)}_7\text{COOH}\}$ (Kivalo P., Mackenzie J.M.W.).

Влияние строения и структуры углеводородного фрагмента собирателя на его флотационную способность может быть объяснено с помощью механизма работы физической формы сорбции на границе раздела «газ-жидкость» (Кондратьев С.А.). Наличие в углеводородном фрагменте собирателя атомов азота или кислорода, которые имеют небольшой радиус и значительную электроотрицательность, обуславливает возможность образования водородной связи в растворе с молекулами воды.

Наблюдается «прилипание» или энергетическое взаимодействие пленки реагента с водной подложкой. Реагент, согласно правилу Гаркинса, растекается по границе раздела «газ-жидкость» и увлекает в свое движение воду, находящуюся в прослойке между минеральной частицей и пузырьком газа, способствуя снятию кинетических ограничений при образовании флотационного комплекса.

Цель настоящей работы: подтверждение механизма работы физической формы сорбции на примере сравнительного анализа традиционных и модифицированных собирателей.

Установленная ранее (Кондратьев С.А., Семьянова Д.В.) зависимость флотационной активности реагента от мощности поверхностного потока позволяет установить также связь флотационной активности со структурой и составом молекулы собирателя. Под мощностью поверхностного потока подразумевается полная энергия, которую пронесит поток десорбируемых форм реагента через сечение в единицу времени. Мощность поверхностного потока определяется как произведение поверхностного давления на величину поверхностного потока десорбируемых форм реагента.

Определена скорость растекания по поверхности дистиллированной воды растворов додециламина и Flotigam EDA. Концентрации использованных растворов $5,8 \cdot 10^{-3}$ и $2 \cdot 10^{-3}$ моль/л соответственно, pH 9,8.

Раствор реагента наносили иглой на поверхность дистиллированной воды.

Растекание визуализировали с помощью частиц талька, помещенных на поверхность жидкости. Для видеозаписи файла растекания использовалась высокоскоростная камера, скорость съемки 7000 кадров/с.

Установлено, что рассматриваемые реагенты имеют близкую скорость растекания. Результаты эксперимента приведены на рисунке а.

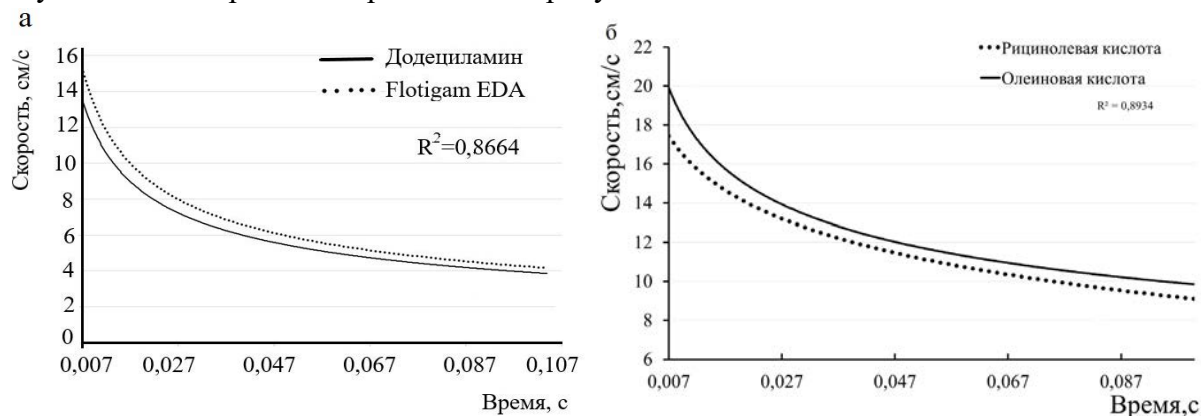


Рисунок - Скорость растекания по поверхности дистиллированной воды:

а - растворов додециламина и Flotigam EDA; б – молекулярной формы олеиновой и рицинолевой кислот

Были проведены эксперименты по определению поверхностного натяжения растворов рассматриваемых реагентов. Поверхностное натяжение раствора додециламина составило 58,5 мН/м, Flotigam EDA – 55,3 мН/м.

С помощью программы MATLAB, используя экспериментальные данные величины поверхностного натяжения растворов реагентов, вычислена собирательная сила флотационного реагента F, Н.

Расчет собирательной силы ДС форм для указанных реагентов выполнялся в предположении, что основным ограничением, препятствующим образованию флотационного контакта, является прослойка жидкости, оставшаяся между минеральной частицей и пузырьком газа после ее локального прорыва.

Для описания осесимметричного течения использовались уравнения Навье-Стокса в цилиндрической системе координат (r, Θ , z), приведенные к безразмерному виду.

Величина собирательной силы для додециламина составила $1,42 \cdot 10^{-7}$ Н, для реагента Flotigam EDA $1,7 \cdot 10^{-7}$ Н.

Вычисленные значения собирательной силы коррелируют с литературными данными по флотационной активности рассмотренных реагентов. Присутствие в молекуле реагента Flotigam EDA дополнительной гидрофильной группы (-O-(CH₂)₃) способствует ее взаимодействию с молекулами воды. При образовании флотационного комплекса реагенты, с асимметричным строением молекул, с дипольным моментом больше нуля и активные на границе раздела «газ-жидкость» ассоциаты оказывают эффект удаления жидкости из прослойки.

В этом случае наблюдается «прилипание» или энергетическое взаимодействие пленки реагента с водной подложкой. «Прилипание» водной прослойки к растекающейся пленке десорбированных с минеральной поверхности физически закрепившихся форм собирателя

осуществляется за счет водородных связей, которые формируются между электроотрицательными атомами (кислорода, азота) и атомами водорода воды.

В результате образование флотационного комплекса происходит быстрее. Таким образом, дифильные молекулы собирателя обеспечивают определенную энергетическую связь растекающейся пленки с водой и возможность ее удаления из прослойки.

Предположение подтверждается на примере олеиновой и рицинолевой кислот. Способность указанных реагентов к растеканию по поверхности воды, следовательно, к участию в удалении прослойки жидкости при образовании флотационного комплекса, подтверждена экспериментально.

На рисунке б приведены данные по скорости растекания молекулярных форм рицинолевой и олеиновой кислот по поверхности воды при pH=7. Скорость растекания рицинолевой кислоты незначительно отличается от скорости растекания олеиновой кислоты и коррелирует с результатами флотационного извлечения, представленными в литературе.

Приведенные в настоящей работе результаты экспериментов подтверждают применимость механизма работы физической формы сорбции к модифицированным реагентам. Показано, что реагенты, в углеводородном фрагменте которых присутствуют дополнительные гидрофильные группы, обладают высокой скоростью растекания по границе раздела «газ-жидкость», следовательно, физическая форма сорбции таких реагентов может способствовать снятию кинетических ограничений при образовании флотационного комплекса.

ЦЕЛЕСООБРАЗНОСТЬ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ВОДОРАСТВОРИМЫХ ПОЛИМЕРОВ В КАЧЕСТВЕ НОВЫХ ФЛОТАЦИОННЫХ РЕАГЕНТОВ

Гетман В.В., Каркешкина А.Ю., Иванова Т.А.

*Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова Российской Академии Наук,
Москва, Россия, e-mail: viktoriki.v@gmail.com*

Abstract. Water-soluble polymers, are sensitive to temperature changes, are attractive as a new class of reagents in the flotation. Studied thermosensitivity soluble polymer – polyvinylpyrrolidone (PVP) in the presence of sodium sulfate, and the interaction PVP for the pyrite surface coated with gold artificially.

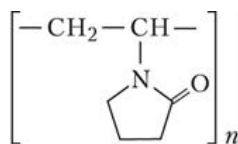
В последние годы внимание исследователей привлекают так называемые «умные» или «стимул-чувствительные» полимеры, способные существенно изменять свои свойства и структуру при сравнительно небольших вариациях термодинамических переменных, а также при изменении параметров внешней среды. При внешнем воздействии (pH, температура, свет, химический сигнал, давление, электрическое или магнитное поле и др.) микроструктура таких полимеров может быстро и обратимо изменяться от гидрофильного до гидрофобного состояния [1-3].

Водорастворимые полимеры (ВП), чувствительные к изменению температуры, привлекательны в качестве нового класса реагентов при флотации. Это так называемые термочувствительные (ТЧП) или термоморфные полимеры (ТМП), образующие комплексные соединения с органическими соединениями (ОР) и металлами. Селективность полимера обеспечивается за счет присоединения к его молекуле функциональной группы, способной образовывать прочное комплексное соединение с ценными компонентами.

Химическое взаимодействие минеральных частиц благородных металлов или минералов-носителей благородных металлов с функциональными группами, присоединенными к молекуле водорастворимого (при комнатной температуре) термоморфного полимера, и дальнейший перевод полимера при нагревании пульпы в твердое состояние обеспечивает снижение потерь ценных компонентов с хвостами флотации [4]. Они являются реагентами направленного действия, предназначенными для флотационного выделения тонкоизмельченных продуктов, содержащих ценные компоненты, поэтому должны, кроме того, обладать устойчивостью и сохранять термочувствительные свойства в условиях многокомпонентной флотационной пульпы (минеральной суспензии).

В качестве объекта нашего исследования был взят водорастворимый полимер поливинилпирролидон (ПВП). Поливинилпирролидон (ПВП) C_6H_9NO . Синтетический полимер-гамма-виниллактam N-аминоасляной кислоты, известен также, как поливидон или повидон. Выпускается ПВП марок К17, К30, К90 и т.д. ПВП применяется в фармацевтике, пищевой, косметической и аграрной промышленности.

Структурная формула ПВП:



Плотность ПВП – 1,2 г/см³, Тпл – 150-180 °С. Легкорастворим в воде, хлороформе, этаноле (96 %), практически нерастворим в диэтиловом эфире. Согласно исследованиям, в обычных условиях поливинилпирролидон не обладает термочувствительностью. Однако введение ряда неорганических соединений способствует появлению у ПВП термочувствительности. В работе [5] исследовано влияние солей на поведение водных растворов комплексообразующего полимера поли-N-винилпирролидона. Была выделена группа солей, введение которых вызывает устойчивое снижение величины $T_{фр}$, пропорциональное концентрации соли. Введение таких солей, как например KH_2PO_4 , K_2CO_3 , Na_2SO_4 , вызывает появление фазовых переходов, температура которых зависит от природы соли и ее концентрации. Наиболее активные соли (K_2CO_3 , Na_2SO_4) уже в умеренных концентрациях (0,3–0,6 моль/л) понижают температуру фазового перехода $T_{фр}$ до 10-20°С.

Для приготовления исходного (рабочего) раствора использовали Na_2SO_4 с концентрацией 0,25 моль/л и ПВП- $2,8 \cdot 10^{-5}$ моль/л. Переход из водорастворимого в твердое состояние определяли визуально, по помутнению раствора при нагревании. Установлено, что фазовый переход раствора ПВП в присутствии соли происходит при температуре 30°С. При этом получено, что увеличение концентрации соли или

концентрации ПВП в рабочем растворе приводит к потере термочувствительности - при нагревании раствор остается прозрачным.

Важное свойство ПВП, как возможного реагента для флотации руд содержащих микро и наночастицы благородных металлов, исследовано в работе [6]. В ходе исследований взаимодействия ПВП с наночастицами (НЧ) золота в водной среде методом FTIR спектроскопии было показано, что атомы азота и кислорода молекул ПВП проявляют координационную связь с поверхностью нч золота. Авторы работ [7, 8] констатируют, что пирролидоновый фрагмент молекулы (ПВП) образует комплексы с ионами и атомами золота, а также кластерами серебра через атом азота и кислорода за счет донорно-акцепторной связи, причем комплексы золота с пирролидоновым фрагментом ПВП более устойчивы, чем комплексы серебра.

Для обнаружения взаимосвязи ПВП с золотом использовали метод электронной зондовой микроскопии. Частицы пирита, с искусственно нанесенным золотом [9] обрабатывали 1% раствором ПВП. На микрофотографиях (рисунок а) на поверхности пирита с золотом обнаружены темные образования ПВП, рентгеновский спектр данного участка (рисунок б) показал пик углерода, который обычно не наблюдается на поверхности чистого пирита.

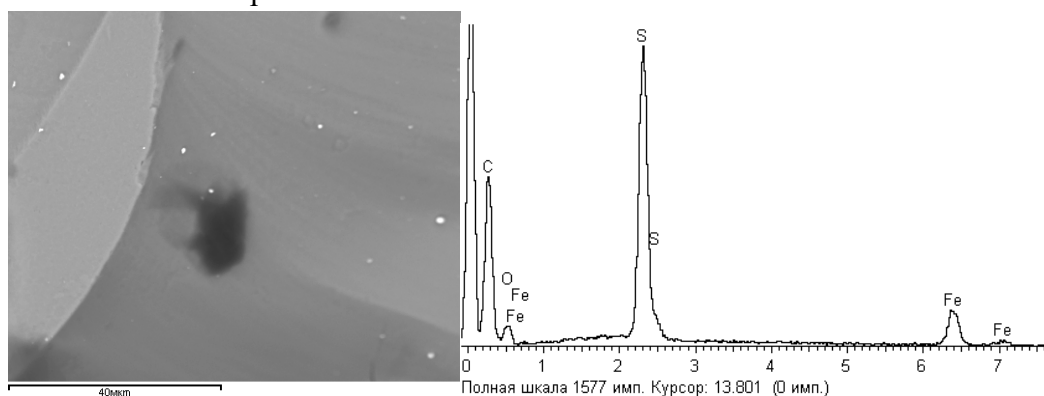


Рисунок - Изображение частицы пирита, с нанесены золотом, после контакта с раствором ПВП - а, рентгеновский спектр - б

Пика золота не обнаружено, по-видимому, из-за слишком тонкой пленки золота на поверхности пирита. Показана целесообразность продолжения исследований по поиску и применению водорастворимых полимеров в качестве новых флотационных реагентов.

Список используемых источников

1. Кирш Ю.Э. Поливинилпирролидон и другие поливиниламиды. М.: Наука, 1998 год.
2. Galaev I.Yu., Mattisson B. Thermoreactive water-soluble polymers nonionic surfactants and hidrogels as reagents in biotechnology// Enzyme Microbial Technol. 1993. – vol.15. – P. 354 - 366.
3. Калдыбеков Д.Б. Термоморфные полимеры на основе N-винилкапролактама: синтез, характеристики, перспектива, области применения. Дисс. докт. фил. Наук. Казахстан, Алмааты. 2014.
4. В.А. Чантурия, Т.В. Недосекина, В.В. Гетман. Экспериментально-аналитические методы изучения влияния реагентов-комплексобразователей на флотационные свойства платины. Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2008, №3, с. 68-75.
5. Б.И. Нахманович, Н. И. Пакуро, Е. И. Ахметьева, Г. И. Литвиненко и А.А. Арест-Якубович Термочувствительность растворов поли-N-винилпирролидона в водно-солевых средах. Высокомолекулярные соединения, Серия Б, 2007, том 49, № 5, с. 941-944.

6. А.Ю. Оленин, Ю.А. Крутяков, Г.В. Лисичкин, Российские Нанотехнологии. вып. 5. № 5-6, 128 (2010).
7. R. Seoudi, A.A.Fouda, D.A. Elmenshawy, physica. 405, 906 (2010).
8. H. Wang, X. Qiao, J. Chen, X. Wang, S. Ding, mater. Chem. Phys. 94 no 2-3, 449 (2005).
9. Т. А. Иванова, В. А. Чантурия, И. Г. Зимбовский. Новые способы экспериментальной оценки селективности реагентов-собирателей для флотации золота и платины из тонковкрапленных руд благородных металлов. Обогащение руд. 2013, № 5, с. 127-137.

ИССЛЕДОВАНИЕ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИХ СВОЙСТВ НОВЫХ И ТРАДИЦИОННЫХ СОБИРАТЕЛЕЙ ДЛЯ ОЛОВА*

Каркешкина А.Ю., Гетман В.В., Рязанцева М.В.

*Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова Российской академии наук,
Москва, Россия, e-mail: ankatrin06@mail.ru*

Abstract. The sorption and flotation properties are widely known collecting agents for tin - tall oil fatty acids, ИМ-50, as well as a new reagent - sodium lauroamphoacetate. It has been established that sodium lauroamphoacetate has the prerequisites for use as a flotation collector reagent for tin ore beneficiation.

Обогащение оловянных руд отличается сложностью вещественного состава и неравномерной вкрапленностью касситерита, поэтому применяется сложная многостадийная схема с использованием не только гравитационных методов, но и флотогравитации, флотации, магнитной сепарации. Из шламов гравитационного обогащения касситерит извлекается флотацией с применением селективных реагентов-собирателей и депрессоров. Извлечение касситерита из шламовых продуктов и поиск эффективного способа флотации из оловосодержащих шламов является актуальной научной задачей.

Для руд сложного минерального состава, содержащих значительные количества турмалина, гидроксидов железа применение жирнокислотных собирателей позволяет получать бедные оловянные концентраты, содержащие не более 2...3% олова. Поэтому при флотации касситерита применяются такие селективные собиратели, как Аспарал – Ф или сукцинаматы, фосфонные кислоты и реагент ИМ-50 (алкилгидроксамовые кислоты и их соли).

В данной работе, проведены сравнительные исследования сорбционных и флотационных свойств широко известных реагентов-собирателей для олова – ЖКТМ (жирные кислоты таллового масла), ИМ–50, а также нового реагента – лауроамфоацетата натрия (ЛАН). В качестве минерала был взят касситеритовый продукт Депутатского месторождения.

Лауроамфоацетат натрия (ЛАН) имеет три атома кислорода в качестве донорных электронов, и атомы кислорода в структуре реагента имеют тенденцию образовывать

* Работа выполнена при финансовой поддержке Российского научного фонда (проект №17-17-01292)

стабильные хелатные комплексы с большинством металлов [1]. Представляется возможным использовать ЛАН в качестве собирателя для флотации касситерита [2]. На рисунке 1 показана молекулярная структура ЛАН. Реагент широко применяется в составе косметических средств, таких как шампуни и гели для тела младенцев [3], является экологически безопасным.

Механизм адсорбции ЛАН на поверхности касситерита исследовали с помощью электронной микроскопии и ИК-анализа.

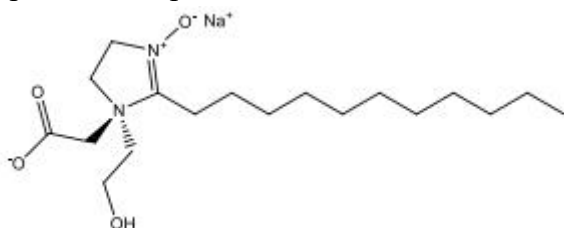


Рисунок 1- Структура лауроамфоацетата натрия

Флотационные эксперименты проводились на касситеритовом продукте массой 1 г крупностью $-0,1+0,063$ мм. Навеску флотировали в лабораторной флотационной машине (объемом 20 мл), концентрация реагента-собирателя (ЖКТМ, ИМ-50, ЛАН) варьировалась от 0 до 2 кг/т, пенообразователь (Т-80), время контакта с собирателем – 1 минута. Результаты флотационных испытаний представлены на рисунке 2.

На рисунке 2 показано влияние реагентов ЖКТМ, ИМ-50 и ЛАН на флотационную активность касситерита. Отмечено, что тенденция увеличения выхода касситерита с увеличением концентрации собирателя сохраняется для всех реагентов. Также отмечено, что применение в качестве собирателя - ЖКТМ уже при расходе 200 г/т происходит повышение выхода касситерита на 69 %, а при расходе 400 г/т, выход достигает 98 %. Для реагента ИМ-50 и ЛАН характерна постепенная прямопропорциональная зависимость концентрации реагентов от выхода минерала.

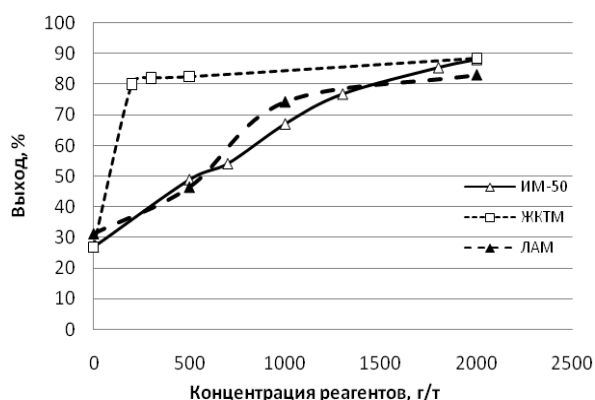


Рисунок 2 - Результаты сравнительной флотации касситерита с собирателями ЖКТМ, ИМ-50 и ЛАН

Возможность адсорбционного взаимодействия минералов олова с ЛАН исследовалась на аншлифе касситерита методом электронной микроскопии. После перемешивания шлифа с раствором ЛАН, промывания водой и высушивания на воздухе аншлиф исследовали с помощью растрового электронного микроскопа LEO 1420VP с энергодисперсионным анализатором INCA OXFORD ENERGY 350 (рисунок 3). На шлифе касситерита обнаружены новообразования крупностью от 10 до 30 мкм, распределенные по его поверхности, с помощью рентгеновских спектров обнаружена адсорбция реагента – повышенное содержанием углерода С (рисунок 3б).

При проведении экспериментов по изучению сорбционной активности реагентов ЛАН, ЖКТМ и ИМ–50 методом ИК – спектроскопии использовали мономинеральную фракцию касситерита. 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).

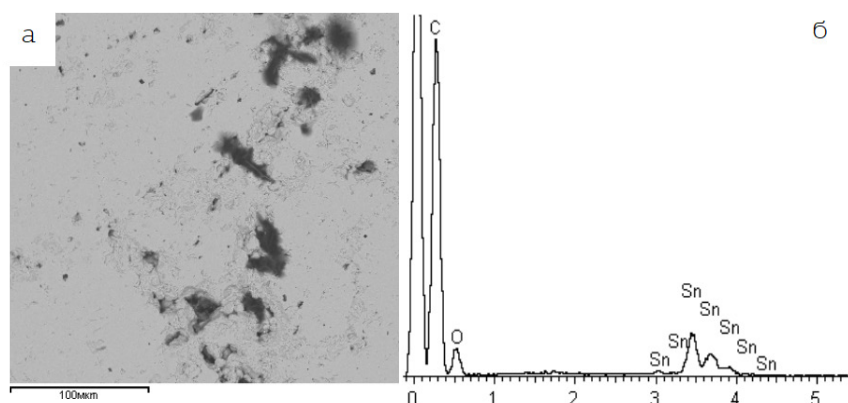


Рисунок 3- Микрофотографии – а и рентгеновский спектр – б, участка анилифа касситерита после контакта с раствором реагента ЛАН

Анализ спектральных кривых, полученных для касситерита, показал адсорбцию реагентов ЖКТМ и ИМ–50 на минерале. Показано, что методом ИК – спектроскопии невозможно достоверно идентифицировать адсорбцию лаурамфоацетата натрия на поверхности касситерита и кварца в виду отсутствия в профиле спектральной кривой достоверных признаков закрепления реагента.

Анализ спектральных данных позволил установить смешанный характер закрепления ЖКТМ на поверхности касситерита в виде хемосорбированного олеата (1550 см^{-1}) и физически осажденного диолеата кальция (дублет $1540\text{ см}^{-1} + 1570\text{ см}^{-1}$) [4]; подтверждена контрастность действия ЖКМ: на поверхности кварца следов адсорбции реагента не идентифицировано.

Идентифицировано закрепление ИМ–50 на поверхности касситерита (1465 см^{-1} , 1706 см^{-1} , 2850 см^{-1} , 2930 см^{-1}) и показана селективность его закрепления: в ИК – спектрах кварца не обнаружено признаков, однозначно указывающих на адсорбцию ИМ–50.

Таким образом, методом электронной микроскопии и флотационными исследованиями установлено, что ЛАН, как и традиционные реагенты ИМ-50 и ЖКТМ взаимодействует с поверхностью касситерита. Для установления селективности реагента ЛАН целесообразно провести дополнительные исследования!

Список использованных источников

1. Fuerstenau, D.W., Herrera-Urbina, R., Mcglashan, D.W., 2000. Studies on the applicability of chelating agents as universal collectors for copper minerals. *Int. J. Miner. Process.*, 58, 15-33.
2. Yumeng Chen, HaoziLv, Xiong Tong, Xian Xie. Flotation behavior and adsorption mechanism of sodium lauroamphoacetate to cassiterite. *Physicochem. Probl. Miner. Process.*, 54(2), 2018, 386-394
3. Farn, R.J., 2006. *Chemistry and technology of surfactants*. Oxford, Blackwell, 173 - 174.
4. Young C.A., Miller J.D. Effect of temperature on oleate adsorption at a calcite surface: an FT-NIR / IRS study and review. // *Int. J. Miner. Processing – vol. 58. - 2000. - pp.331 – 35*

**ИССЛЕДОВАНИЕ И РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ФЛОТАЦИОННОГО
ОБОГАЩЕНИЯ ЗОЛОТО-УГЛЕРОДСОДЕРЖАЩИХ РУД С ПРИМЕНЕНИЕМ
РЕАГЕНТА ДЕПРЕССОРА УГЛЕРОДИСТОГО ВЕЩЕСТВА**

Сосипаторов А.И., Чикин А.Ю.

Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов (АО «Иргиредмет»), г. Иркутск, Россия

Abstract. This work presents research results of reagent depressor of carbon material in the process of sulphide flotation. It also shows the opportunity to reduce the content of organic carbon in the concentrate of flotation from 4.20 % to 1.20 % with the maintenance of gold recovery. Moreover, this research points out the opportunity to increase gold recovery in the process of cyanidation from 94,7 % to 98,4 % due to reduction of sorption activity of native carbon from 60 % to 1.2 %.

В настоящее время практически истощены запасы легкообогатимого золоторудного сырья.

Для сохранения объемов добычи драгоценного металла необходимо вовлекать в переработку новые упорные золоторудные месторождения. Одной из основных причин упорности является присутствие сорбционно-активного углеродистого вещества (УВ), способного сорбировать золото-цианистый комплекс и существенно снижать извлечение благородного металла.

С целью снижения негативного влияния УВ и минимизации потерь ценного компонента, в промышленности используют различные методы или технологические приемы, одним из которых является депрессия углеродистого вещества в процессе флотационного обогащения. Данный метод позволяет извлекать золото и золотосодержащие сульфиды в концентрат флотации, оставляя УВ в хвостах обогащения. В качестве депрессора углерода используют различные реагенты органического происхождения.

В институте АО «Иргиредмет» был исследован и проверен новый реагент-депрессор углеродистого вещества Р-2.

Установлено, что применение реагента Р-2 при флотации золото-углеродсодержащих руд различных месторождений, позволило значительно снизить содержание углеродистого вещества в концентрате флотации, и уменьшить сорбционную активность флотоконцентрата. (таблица 1, 2).

Таблица 1 – Баланс металла в режиме замкнутого цикла

Наименование продуктов	Выход, %	Золото		Углеродистое вещество	
		Содержание, г/т	Извлечение, %	Содержание, %	Извлечение, %
Без депрессора					
К-т перечистки	1,52	30,3	82,38	4,20	7,94
Хвосты контрольной	98,48	0,10	17,62	0,75	92,06
Питание	100,0	0,56	100,0	0,80	100,0
С Р-2					
К-т перечистки	0,67	69,5	82,42	1,20	1,00
Хвосты контрольной	99,33	0,10	17,58	0,80	99,00
Питание	100,0	0,56	100,0	0,80	100,0

Таблица 2 – Результаты цианирования флотоконцентратов

Вариант режима флотации	Содержание Au в концентрате, г/т	Режим цианирования	Концентрация Au в растворе, мг/л	Содержание Au в кеке цианирования, г/т	Извлечение Au, %	A, %	Массовая доля UV, %
Без депрессора	28,1	Без сорбента	5,3	8,10	71,2	60,0	4,3
		С сорбентом	-	1,48	94,7		
С P-2	58,3	Без сорбента	25,3	2,60	95,5	1,2	1,51
		С сорбентом	-	0,92	98,4		

Установлено, что использование реагента-депрессора P-2 в процессе флотации способствует депрессии как углеродистого вещества (с 4,2 % до 1,2 %), так и компонентов пустой породы (60,3 % до 20,4 %), с увеличением массовой доли сульфидных минералов (с 34 % до 74,5%).

Современными методами исследований установлено, что механизм взаимодействия реагента-депрессора P-2 с углеродистым веществом происходит за счет физической сорбции, посредством сил Ван-Дер-Ваальсового взаимодействия.

Проведены полупромышленные испытания по двум вариантам схем технологии флотационного обогащения золото-углеродсодержащей руды одного из месторождений дальнего востока:

- схема с предварительным выделением углистой составляющей путем флотации;
- схема с подавлением углистой составляющей с использованием реагента-депрессора P-2.

Результаты полупромышленных испытаний, представленные в таблице 3 свидетельствуют, что при обогащении руды по схеме I, в концентрат угольной флотации извлекается 16,70 % углеродистого вещества, при этом данный продукт значительно обогащен по золоту – 43,40 г/т, извлечение золота в него составило 8 %.

Таблица 3 - Усредненные балансовые показатели по двум вариантам схем флотационного обогащения

Продукт	Выход, %	Золото		Углеродистое вещество	
		Содержание, г/т	Извлечение, %	Содержание, %	Извлечение, %
Схема I (с угольной флотацией)					
Концентрат угольной перерешетки	0,47	43,40	8,0	4,26	16,70
Концентрат II сульфидной перерешетки	6,05	32,05	76,1	0,29	14,60
Хвосты флотации	93,48	0,43	15,9	0,09	68,70
Питание по балансу	100,00	2,55	100,00	0,12	100,0
Схема II (с депрессией углеродистого вещества)					
Концентрат II сульфидной перерешетки	5,65	38,80	85,90	0,14	6,10
Хвосты флотации	94,35	0,38	14,10	0,13	93,90
Питание по балансу	100,00	2,55	100,00	0,13	100,0

Однако, в настоящее время в виду отсутствия рентабельной технологии переработки углистого концентрата, его планировалось направлять на специальное складирование, что увеличивало бы потери благородного металла. В сульфидный концентрат флотации извлечение УВ составило – 14,60 %, с содержанием 0,29 %, извлечение золота – 76,1 %, при содержании – 32,05 г/т.

По схеме II, извлечение УВ в концентрат флотации составило 6,1 %, при его содержании 0,14 %. Извлечение золота в концентрат флотации – 85,9 %, при содержании – 38,80 г/т.

В целом анализ результатов полупромышленных испытаний свидетельствует, что схема, с использованием реагента-депрессора Р-2 более эффективна, так как его применение позволило добиться увеличения извлечения ценного компонента на 9,8 %, при снижении извлечения УВ на 8,5 %, а также упрощения технологии ведения процесса.

В настоящее время технология переработки золото-углеродсодержащей руды с применением реагента-депрессора Р-2, используется на действующей золотоизвлекательной фабрике, По данным предприятия извлечение золота в концентрат составляет 85 %, с качеством концентрата по содержанию золота порядка 30 г/т, при содержании УВ 0,2 %.

ПРИМЕНЕНИЕ ГУМАТНОГО РЕАГЕНТА В КАЧЕСТВЕ ДЕПРЕССОРА ПРИ ФЛОТАЦИИ МЕДНО-НИКЕЛЕВЫХ РУД

Усманова Н.Ф.^{1,2}, Маркосян С.М.¹, Тимошенко Л.И.¹, Пасюга Д.В.²

¹*Институт химии и химической технологии СО РАН – обособленное подразделение
ФИЦ «Красноярский научный центр СО РАН», г. Красноярск, Россия*

²*Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего
образования «Сибирский федеральный университет», г. Красноярск, Россия,
e-mail: usman@icct.ru*

Abstract. In this paper, the results of studies of the humate reagent as reagent-depressor of non-metallic minerals during the flotation of copper-nickel ores are presented.

При флотации полиметаллических руд близкие флотационные свойства минералов, тонкое взаимное прораствание сульфидных рудных и нерудных минералов осложняют процесс получения кондиционных концентратов. В связи с этим, при разработке реагентных режимов особое внимание уделяется не только собирателям, но и реагентам-депрессорам. В качестве депрессоров при флотации сульфидных руд традиционно используют сернистый натрий, известь, цианиды щелочных металлов.

В последнее время, в связи с ужесточением требований к токсикологическим характеристикам и экологичности применяемых реагентов, исследовательские работы направлены на разработку и применение экологически безопасных реагентов, к числу которых относятся такие реагенты природного происхождения, как гуматы.

В отечественных исследованиях работы по применению гуматов в реагентных режимах флотации ведутся с середины 60-х годов XX века [1, 2].

В работе [3] гуматсодержащие реагенты использовали для флотации плавиковошпаттовых руд.

В последние годы в литературе появляются работы по изучению применения гуминовых веществ (ГВ) в реагентных режимах для флотации сульфидных минералов. Так, в работе [4] авторы используют гумат натрия для флотационного разделения халькопирита от пирита. Введение гумата натрия в процесс флотации способствует разделению халькопирита и галенита [5, 6].

Исследования по применению гуматного реагента (ГР) на мономинеральных фракциях сфалерита выявили высокую депрессирующую активность ГР по отношению к сфалериту в условиях его флотации бутиловым ксантогенатом калия [7].

В работе [8] изучено влияние использования гуматного реагента с различным расходом для флотации вкрапленной медно-никелевой руды.

Полученные результаты свидетельствуют о депрессирующих свойствах ГР по отношению к минералам пустой породы. Как в операции коллективной флотации, так и в перечистной операции коллективного концентрата при использовании ГР наблюдается улучшение технологических показателей: повышается извлечение никеля и меди в концентрат с сохранением качества последнего.

В настоящей работе представлены результаты исследований по изучению депрессирующих свойств гуматного реагента при флотации медно-никелевых руд.

Источником для получения гуматного реагента послужил окисленный бурый уголь Березовского месторождения, расположенного в Красноярском крае. Реагент получали экстракцией гидроксидом натрия по методикам, приведенным в работах [9, 10]. Навески угля при комнатной температуре перемешивали с растворами экстрагентов в течение 2 часов, фильтровали.

Фильтраты представляют собой темно-коричневые растворы без запаха и являются готовыми реагентами для флотационных опытов; устойчивы при хранении в течении длительного времени.

Исходная руда является шихтой богатых, медистых, вкрапленных руд. По данным минералогического анализа, выполненного на оптических микроскопах Axioscope 40 и Olympus BX53 и электронном микроскопе Tescan VEGA 3 SBH, рудная составляющая в исследуемой шихте представлена, в основном, халькопиритом, пентландитом, пирротинном, пиритом, в меньшей степени сфалеритом, кубанитом, ковеллином, литофильная - оксидами железа, полевыми шпатами, слюдами, оливином, хлоритами. Рентгенфлуоресцентные исследования применяли для получения полуколичественной информации о содержании основных ценных элементов в исходной руде и продуктах обогащения.

Проведены серии опытов по применению гуматного реагента (ГР) в качестве депрессора пустой породы в коллективной флотации и в первой медной флотации. Базовый опыт проводили без подачи гуматного реагента. Крупность питания в коллективной флотации составила 65% класса минус 0,044 мм, флотацию проводили при нейтральной рН. В операции коллективной флотации в качестве основного реагента собирателя использовали бутиловый ксантогенат калия с расходом 85 г/т, в качестве дополнительного – реагент НБА (натриевая соль дибутилдитиофосфорной кислоты) с расходом 45 г/т.

Реагент НБА проявляет более высокую селективность действия по сравнению с ксантогенатами к сульфидным минералам меди.

Первую медную флотацию проводили при крупности питания 93-95 % класса минус 0,044 мм; доизмельченный концентрат коллективной флотации подвергался аэрации в щелочной среде. В качестве собирателя в первую медную флотацию подавали ТАФ-7 (натриевая соль диизобутилдитиофосфорной кислоты). Гуматный реагент во флотационную пульпу подавали в виде 0,5% водного раствора; расход составил 50 г/т.

При подаче ГР в коллективную флотацию извлечение меди в хвостах коллективной флотации снижается на 1,2%, никеля - на 1,4%, в сравнении с базовым режимом. В случае подачи гуматного реагента в первую медную флотацию извлечение меди и никеля в концентрат первой медной флотации растет за счет увеличения выхода концентрата, в сравнении с базовым вариантом, содержание ценных компонентов при этом практически не меняется.

Проведенные исследования показали возможность применения гуматного реагента в качестве депрессора пустой породы в операции коллективной флотации шихты богатых, медистых, вкрапленных руд; при этом снижаются потери меди и никеля с хвостами.

Список использованных источников

1. Плаксин И.Н., Чикин Ю.М., Левинский Б.В. Депрессирующее действие гумат-ионов на флотацию магнетита катионным собирателем //Изв. Вузов, Горный журнал, 1964, №8. – С. 152-157.
2. Бабенко С.А. Влияние гуминовых кислот на флотацию ильменита и циркона // Известия Томского политехнического института и. С.М.Кирова, 1975, Т.250. – С.43-47.
3. Голоюда Л.И., Анциферова С.А., Носова З.Б. Вытяжки гуминовых кислот перспективные реагенты-модификаторы при обогащении плавиковошпатowych руд // Цветные металлы, 1989, №1. С. 123-124.
4. J Chen, Q.Feng, L.Ou The flotation separation of chalcopyrite-pyrite in the presence of sodium humate // *Frontiers on Separation Science and Technology*, 2004. - PP. 1019-1028 https://doi.org/10.1142/9789812702623_0196
5. Rui-zeng LIU, Wen-ging QIN, Fen JIAO, Xing-jie WANG, Bin PEI, Yong-jun YANG, Chun-hua LAI. Flotation separation of chalcopyrite from galena by sodium humate and ammonium persulfate // *Trans. Nonferrous Met. Soc. China*, 2016, 26. – P. 265-271.
6. D. Wang, F. Jiao, W.Qin, X.Wang Effect of surface oxidation on the flotation separation of chalcopyrite and galena using sodium humate as depressant // *Separation science and technology*, 2018, Vol.53, №6. – PP.961-972.
7. Анциферова С.А., Суворова О.Н. Активация сфалерита в условиях флотации сульфидильным собирателем и депрессии гуматным реагентом // Сб. докладов X Международного Конгресса «Цветные металлы и минералы». Красноярск: 2018. С.1671-1676.
8. Маркосян С.М., Анциферова С.А., Тимошенко Л.И., Суворова О.Н. Флотационно-сорбционные свойства гуматного реагента по отношению к минералам железа в составе сульфидных руд цветных металлов // Сб. докладов X Международного Конгресса «Цветные металлы и минералы». Красноярск: 2018. – С.1687-1691.
9. Анциферова С.А., Самойлов В.Г. Получение реагента - модификатора на основе гуминовых веществ из бурого угля // Цветные металлы, 1997, №4. С.7-10.
10. Анциферова С.А., Самойлов В.Г. Гуминовые кислоты из окисленного бурого угля, их количественное определение и качественная характеристика // Химическая технология, 2002, № 2. С.35-38.

**ВЛИЯНИЕ «СТАРЕНИЯ» ОСАДКОВ КСАНТОГЕНАТА НА ПОКАЗАТЕЛИ
ФЛОТАЦИИ СУЛЬФИДОВ***

Коновалов И.А.

*Федеральное государственное бюджетное учреждение науки «Институт горного дела
им. Н.А. Чинакала» СО РАН, г. Новосибирск, Россия, e-mail: IGD_K@mail.ru*

Abstract. Flotation experiments to study influence of continuance of colloid aging “xanthate of metal – ion of xanthate” on parameters of flotation beneficiation are carried out. It is experimentally proved that increasing of aging of the colloid used as flotation reagent reduces its collecting possibility.

В работе Кондратьева С.А. и др. [Оценка собирательной способности легко десорбируемых форм ксантогенатов //Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2015. №4. С. 164-173] экспериментально доказано, что продукты нестехиометрического взаимодействия ксантогенатов с солями металлов обладают собирательными свойствами и могут оказать эффект удаления жидкости из прослойки, разделяющей объекты взаимодействия: минеральную частицу и пузырек газа.

Дано определение собирательной силы физически сорбированных производных форм собирателя. Показано, что собирательная сила — это мера воздействия, растекающихся форм реагента, на объем жидкости, заключенный в прослойке.

Целью данной работы является исследование зависимости собирательной способности производных форм ксантогената от длительности «старения» коллоидной системы.

Материалы и оборудование. В качестве реагента-собирателя использовались производные формы ксантогената, полученные при взаимодействии бутилового ксантогената (СТО 00204168-003-2009) с ацетатом свинца (ГОСТ 1027-66 изм. 1,2) или сульфатом цинка (ГОСТ 4174-77). Мольное соотношение свинца и ксантогената принималось равным 1:2 и 1:10. Расход ксантогената составлял 100 г/т. Флотационные эксперименты проводились на свинцово-цинковой руде Горевского месторождения. Химический состав руды приведен в таблице.

Таблица - Химический состав руды Горевского месторождения

Компонент	Содержание, %	Компонент	Содержание, %	Компонент	Содержание, %
Na ₂ O	0,036	FeO	15,4	P ₂ O ₅	0,067
MgO	3,58	SiO ₂	34,5	TiO ₂	0,16
Al ₂ O ₃	3,81	Pb	5,31	S	3,7
K ₂ O	0,69	Cu	<0,01	Cd	<0,001
CaO	10,0	As	<0,001	CO ₂	15,63
MnO	1,24	Zn	4,97		

Перед флотацией навеска руды (200 г.) измельчалась в рольганговой мельнице при соотношении Т:Ж:Ш = 1:1:7. Крупность флотируемого материала составляла до 85 % класса -71 мкм. Флотация осуществлялась во флотационной машине ФМП-Л1 с объемом камеры 0,5 л. В качестве пенообразователя использовался Т-80 с расходом 50 г/т.

* Работа выполнена в рамках проекта НИР, № гос.регистрации АААА-А17-117092750073-6

Экспериментальная часть. Флотация проводилась с целью доказательства зависимости показателей обогащения от скорости растекания коллоидной системы по поверхности воды. Схема флотационного эксперимента представлена на рисунке 1. Навеску руды (200 г) с водой после измельчения загружали в камеру флотационной машины.



*Рисунок 1 - Схема флотационного эксперимента с свинцово-цинковой рудой
Горевского месторождения*

Последовательно вводили реагент в виде коллоидной системы, представленной продуктами взаимодействия ксантогената и свинца (или цинка). Коллоидную систему готовили смешением растворов ацетата свинца (сульфата цинка) и бутилового ксантогената (100 г/т) с мольным соотношением 1:2 и 1:10.

Время основной флотации составляло 5 мин. После флотации пенный и камерный продукт сушили и взвешивали.

Контроль осуществлялся по содержанию свинца и цинка. Выполнено 4 опыта. 1 опыт – контрольная флотация с ксантогенатом (100 г/т).

Во 2 опыте в качестве собирателя использовалась коллоидная система, приготовленная растворением ксантогената и ацетата свинца. Ее подача в камеру машины осуществлялась непосредственно после приготовления.

В третьем и четвертом опытах подача смеси ксантогената с ацетатом свинца производилась после 2 и 4 часового отстаивания. Результаты представлены на рисунке 2.

Эксперименты по флотации Горевской руды продуктами нестехиометрического взаимодействия ксантогената с сульфатом цинка выполнены аналогично.

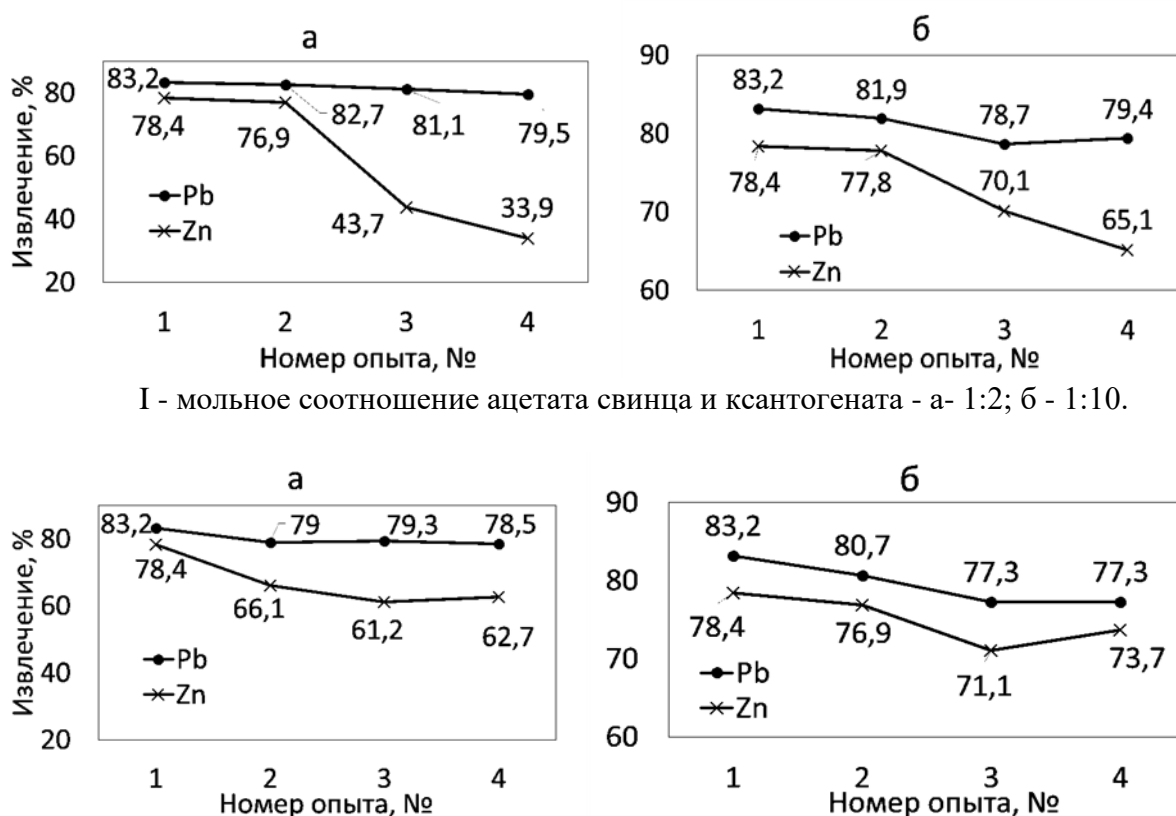
1 опыт – контрольная флотация с ксантогенатом (100 г/т).

Во 2 опыте в качестве собирателя использовалась коллоидная система, приготовленная растворением ксантогената и сульфата цинка. Ее подача в камеру машины осуществлялась непосредственно после приготовления.

В третьем и четвертом опытах подача смеси ксантогената с сульфатом цинка производилась после 2 и 4 часового отстаивания.

Обсуждение результатов. Значительное снижение извлечения цинка (с 78,4 до 33,9%) при флотации, в которой в качестве собирателя использовалась коллоидная система с мольным соотношением ацетата свинца и ксантогената 1:2 связано с

прекращением растекания ее в результате длительного «старения» (рисунок 2, I). При мольном соотношении ацетата свинца и ксантогената 1:10, наблюдалось снижение извлечения цинка с 78,4 до 65,1% (рисунок 2, I).



I - мольное соотношение ацетата свинца и ксантогената - а - 1:2; б - 1:10.

II - мольное соотношение сульфата цинка и ксантогената - а - 1:2; б - 1:10.

Рисунок 2 - Показатели извлечение свинца и цинка при основной флотации (I и II)

Указанное падение извлечения значительно меньше в сравнении с изменением извлечения, наблюдаемом при использовании смеси с мольным соотношением 1:2. Оно также связано с длительным «старением» коллоидной системы и укрупнением коллоидных частиц. Снижение показателей флотации цинка от 78,4 до 62,7% (рисунок 2, II), при использовании в качестве реагента, коллоидную систему, полученную при взаимодействии сульфата цинка с бутиловым ксантогенатом, не столь значительно как в экспериментах со свинцом.

Выводы. Снижение извлечения свинца и цинка в пенный продукт, связано с уменьшением поверхностной активности производных форм собирателя по отношению к границе раздела «газ-жидкость».

Продукты взаимодействия ксантогената калия с сульфатом цинка значительно дольше сохраняют свою поверхностную активность и собирательную способность в сравнении с продуктами взаимодействия ксантогената с ацетатом свинца.

Флотация осадками ксантогената цинка сульфидов свинца и цинка доказывает возможность активации флотации сфалерита сульфатом цинка по механизму работы физической формы сорбции собирателя.

ОСАДКИ КСАНТОГЕНАТОВ КАК АКТИВАТОРЫ ФЛОТАЦИИ СУЛЬФИДОВ

Гаврилова Т.Г.

*Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела
им. Н. А. Чинакала Сибирского отделения Российской академии наук,
г. Новосибирск, Россия, e-mail: gavrilova.t.g@mail.ru*

Abstract. The mechanism of sulfide activation by xanthate precipitation is considered. It is shown that the collective properties of the products of non-stoichiometric interaction of heavy metals with a reagent can be explained by the mechanism of the physical form of reagent sorption.

Изучение механизма активации сульфидов солями тяжелых металлов имеет большое значение для работ по поиску форм флотационного реагента, сообщающих минералу флотируемое состояние. Особый интерес представляют работы по исследованию собирательных свойств осадков ксантогенатов, представленных продуктами взаимодействия солей тяжелых металлов с ксантогенатом щелочного металла.

Одна из первых работ, в которой отмечается возможность флотации сульфидных минералов с применением солей тяжелых металлов – это исследование Митрофановых [1], в котором механизм активации сфалерита сульфатом меди объясняется замещением атома цинка на поверхности сфалерита атомом меди. Образовавшееся соединение ксантогената меди имеет более низкое произведение растворимости в сравнении с ксантогенатом цинка, за счет чего более прочно закрепляется на минеральной поверхности.

В работе [2] установлено влияние осадков ксантогенатов тяжелых металлов (меди, железа, цинка) на процесс флотационного обогащения сульфидных руд. Авторами (Игнаткина В.А., Самыгин В.Д., Бочаров В.А.) исследованы условия, при которых могут зарождаться осадки ксантогенатов с частицами различной крупности. А также выдвинуто предположение, что на процессе селективной флотации должно сказаться увеличение скорости химической и физической адсорбции с уменьшением крупности частиц осадков. Результаты экспериментов, полученных в [3] свидетельствуют о том, что в момент достижения стехиометрии между сульфгидрильным собирателем и сульфатом меди, видимые ассоциаты частиц осадка наблюдаются у всех рассматриваемых собирателей с числом углерода в радикале, равным 2. В свою очередь, в работе сделан вывод, что адгезия коллоидных гидрофобных осадков бутилового ксантогената меди на поверхности минералов снижает селективность разделения сульфидных минералов за счет неселективного налипания.

Частицы малорастворимых ксантогенатов меди и свинца могут влиять на гидрофобные свойства поверхности минерала и, возможно, участвовать в разрушении пленки воды на границе минерал – вода – пузырек воздуха. Реакции образования наноразмерных частиц ксантогенатов меди в условиях, близких к флотационным изучены в работе [4]. Результаты исследования влияния молярного отношения реагентов на гидродинамический диаметр частиц получаемых авторами гидрозолей показали, что большой избыток ионов меди снижает стабильность гидрозолей и приводит к

образованию осадка. Вблизи стехиометрического отношения реагентов обнаружено резкое увеличение гидродинамического диаметра частиц, а при избыточной концентрации ксантогената наблюдается стабилизация золь и гидродинамический диаметр частиц составляет менее 80 нм для всех рассматриваемых в работе ксантогенатов, за исключением этилового. В ходе спектральных исследований обнаружено, что при увеличении количества меди свыше стехиометрического максимума, характерные для ксантогената, исчезают и наблюдается появление новых полос, которые в литературе связывают с поглощением диксантогенида.

Авторами [5] показано, что формы реагента, представленные продуктами нестехиометрического взаимодействия ксантогенатов с солями тяжелых металлов, обладают поверхностно-активными по отношению к границе раздела «газ-жидкость» свойствами и в момент прорыва прослойки, разделяющей минеральную частицу и пузырек газа способны переходить на указанную границу раздела, увлекая прилегающие слои жидкости в свое движение, тем самым снимая кинетическое ограничение, препятствующее образованию флотационного контакта.

В данной работе для доказательства возможности снятия кинетических ограничений образованию флотационного контакта определялась скорость растекания по поверхности воды продуктов нестехиометрического взаимодействия солей меди и никеля с бутиловым ксантогенатом калия.

Для экспериментального определения скорости растекания осадков ксантогенатов, коллоидная система готовилась растворением сульфата меди или сульфата никеля и бутилового ксантогената калия и подавалась на поверхность дистиллированной воды. Мольное соотношение соль Me : KBX принималось равным 1:2, 1:3, 1:5, 1:10 и 1:50.

Результаты проведенных исследований показывают, что осадки ксантогената никеля проявляют поверхностно-активные свойства при соотношениях 1:10 и 1:50, а осадки ксантогената меди при всех рассматриваемых соотношениях. Таким образом, диапазон мольных соотношений меди и ксантогената, при которых осадки выполняют свою функцию значительно шире в сравнении с мольным соотношением никеля с ксантогенатом. При соотношении 1:10 осадки ксантогенатов металлов показывают скоростные характеристики близкие по значению друг к другу. Полученные скорости растекания исследуемых осадков предполагают возможность снятия кинетических ограничений образованию флотационного контакта.

Следует обратить внимание на определенные различия этих двух металлов, которые впоследствии могут оказать влияние на взаимосвязь показателей флотационного обогащения и скорости растекания коллоидной системы по поверхности воды. Труднорастворимые ксантогенаты получают путем обменной реакции между растворимыми солями, однако в случаях ионов меди (+2) данный процесс также сопровождается окислительно-восстановительным взаимодействием и образованием диксантогенида, влияние которого нужно учитывать при описании механизма активации минерала. Известно, что наиболее широко в практике флотации цинковых минералов в качестве реагента-активатора используются ионы меди в форме сульфата или нитрата, чего нельзя сказать об ионах никеля.

С целью доказательства зависимости показателей обогащения от скорости

растекания коллоидной системы по поверхности воды были проведены флотационные эксперименты на свинцово-цинковой руде при расходах ксантогената и пенообразователя Т-80 - 100 г/т и соотношении в осадках 1:10 для каждого из металлов.

Результаты флотации показали, что при добавлении в пульпу свежеприготовленного осадка ксантогената никеля извлечение по свинцу составило 68 %, по цинку 50 %, для осадка ксантогената меди 64 % и 50 % соответственно. Показатели флотации согласовываются с близкими по значению друг к другу скоростными характеристиками исследуемых осадков. На основании полученных данных можно говорить о возможности активации флотации свинцово-цинковой руды продуктами нестехиометрического взаимодействия солей меди или никеля с бутиловым ксантогенатом калия по механизму работы физической формы сорбции собирателя.

Список использованных источников

1. Митрофанова А.С., Митрофанов С.И. Осветление граней при селективной флотации // Минеральное сырье и его переработка. – 1928. – № 4. – С. 246-255.
2. Кирбитова Н.В. и др. Об особенностях взаимодействия сульфидных осадков с минералами при обогащении медно-цинковых руд // ФТПРПИ. – 1981. – № 6.
3. Игнаткина, В.А. Исследование процесса образования осадков катионов меди с сульфгидрильными собирателями // Известия вузов. Цветная металлургия. – 2009. – № 4. – С. 14-16.
4. Михлин, Ю.Л., Воробьев А.С., Романенко А.С. Ультрадисперсные частицы в переработке руд цветных и редких металлов Красноярского края. Красноярск СФУ, 2016. 108 с.
5. Кондратьев, С.А., Мошкин Н.П., Коновалов И.А. Оценка собирательной способности легко десорбируемых с минеральной поверхности форм ксантогенатов // ФТПРПИ. – 2015. – № 4. – С. 164-173.

ПРОБЛЕМЫ ОБОГАЩЕНИЯ И ПЕРЕРАБОТКИ ЗОЛОТО-СУРЬМЯНЫХ РУД РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

Соложенкин П.М.

*Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В.Мельникова
Российской академии наук, Москва, Россия, e-mail: solozhenkin@mail.ru*

Abstract. Perspective collectors for flotation antimony-gold-bearing ores on the basis of P (V) and compounds with S, O and N atoms were chosen. X-ray radiometric methods of separation of antimony ores of Transbaikalian edge deposits were proposed. The practice of processing of gold-antimony concentrates to produce high-quality antimony trioxide and antimony-gold containing alloy (AGCA) regarding the special conditions of the Far North region, was analyzed.

Россия занимает ведущее место по запасам сурьмы в мире. Имеются в основном три провинции: Саха (Якутия), Красноярский и Забайкальский края. Основная сырьевая база для производства сурьмы в России в настоящее время сосредоточена в Республике Саха (Якутия), где разведанные ее запасы по сурьме категорий C_1+C_2 сопоставимы с запасами таких стран-производителей, как Боливия, ЮАР, Таиланд, Мексика, Малайзия. В Красноярском крае перспективны Олимпиадинское, Удерейское месторождения. Ресурсы сурьмы Забайкальского края представлены Жипкожинским и Солонеченским месторождениями.

Обогащение руд месторождений России. В работе показана эффективность компьютерной технологии и химических программ для изыскания собирателей для

флотации сурьмы, мышьяка и Au (I, III) [1-3]. Выбраны перспективные собиратели для флотации сурьмяно - золотосодержащих руд на основе P(V) и соединения с атомами S, O и N. Изучен механизм взаимодействия смеси собирателей с двумя, тремя компонентами собирателей с сульфидами сурьмы и атомами золота. Высокие результаты извлечения сурьмы и золота достигнуты при переработке Au-Sb руд месторождения Сарылах и Сентачан Саха (Якутия) и Олимпиадинского месторождения. При обогащении руд данных месторождений выделяются коллективные золото - сурьмяные концентраты с содержанием сурьмы от 25% до 60% ,золота от 25 г/т до 76 /т. Наиболее перспективными соединениям, которые можно рекомендовать для практики, необходимо считать :дибутиламиноэтилксантогенат $(C_4H_9)_2NCH_2CH_2OCSSNa$; O, O- бис (2-(дибутиламино)этил) S-H фосфородитиоат; O, O-(дибутил S-(2-меркаптоэтил)фосфородитиоат $(C_4H_9O)_2PSSCH_2CH_2SH$. Объяснено более распространенное использования свинца в качестве активаторов минералов сурьмы, чем меди.

Предложены рентгенорадиометрические методы сепарации (PPC) сурьмяных руд Жипкожинского, Солонеченского месторождения Забайкальского края. Экспериментально установлена высокая эффективность концентрирования сурьмы из минерального сырья Нарин- Кундуйского и Солонеченского месторождений методом PPC.

Гидрометаллургические методы переработки Sb, Au-содержащих концентратов. Рассмотрены гидрометаллургические методы переработки Sb, Au-содержащих концентратов феррохлоридные. Освоен электролиз пульпы для удаления сурьмы из золото- сурьмяного концентрата. Извлечение сурьмы было достигнуто выше 96%, потери золота из раствора не более 2,0% при условиях: количество электричества в 1,2 раза больше теоретического количества для выщелачивания сурьмы, HCl 30 г/л, продолжительность 4 ч, температура 60°C, Fe 3-5 г/л, Са 300-350г/л. Содержание Sb в катодной сурьме 99%. содержание Sb в золотосодержащем кеке не более 2%.

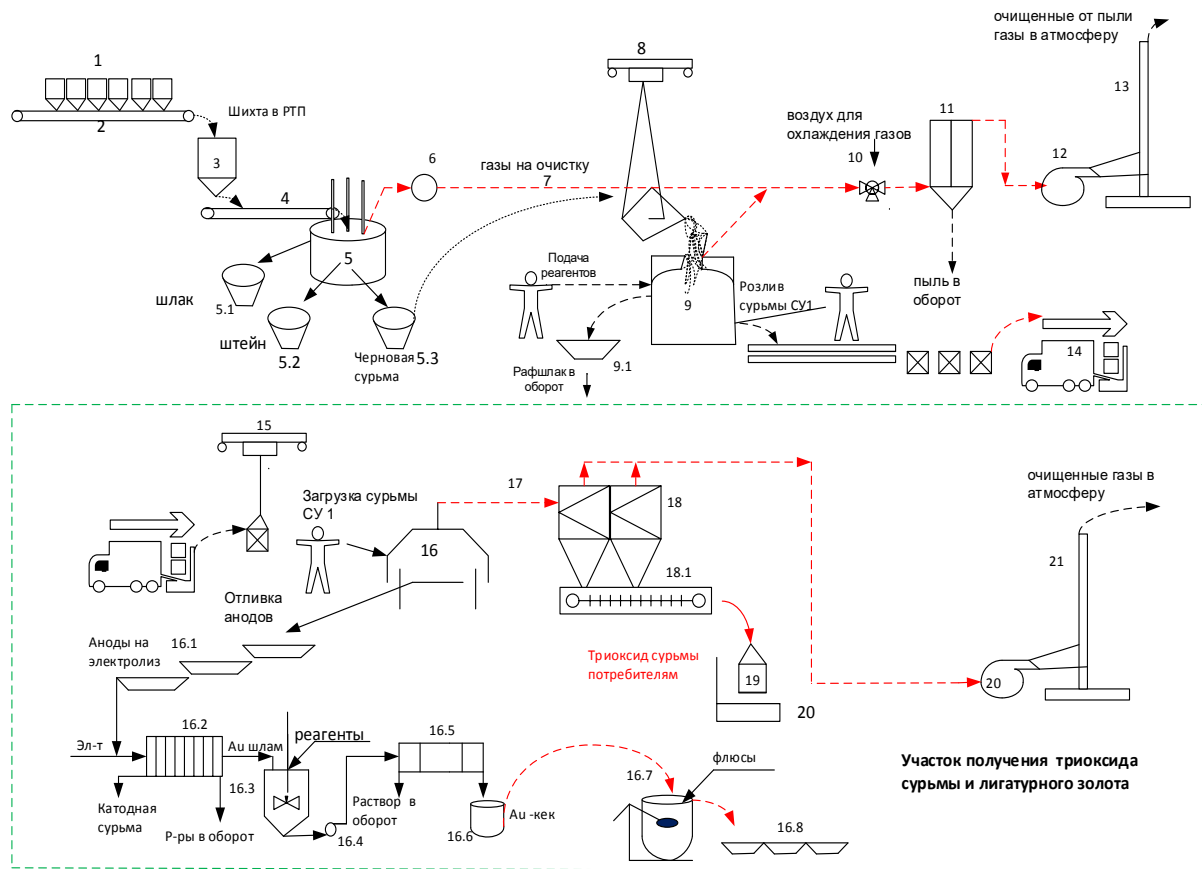
Установлены оптимальные параметры сульфидно-щелочного выщелачивания Au-Sb концентрата. Содержание Sb в кеке выщелачивания около 2,0%, а содержания золота 76 г/т, содержание мышьяка около 2,75 %. При электролизе золото вместе с сурьмой осаждается на катоде.

Установлено, что золото предпочтительно осаждается на катоде, чем сурьма. Катодная сурьма при этом содержит более 98% сурьмы. Обоснованы методы выбора эффективных растворителей на основе определения величины переноса растворителя к кластеру минерала сурьмы. Теоретически выявлена природа потерь Au при сульфидно-щелочном процессе за счет образования различных комплексов золота, природа которых установлена. Укрупнено лабораторные исследования показали перспективность селективного ионита АП-2-12п для извлечения золота из раствора. Электролиз электролитов, прошедших через него, подтвердил, что из растворов с остаточной концентрацией золота до 0,1 мг/л выделяется сурьма, содержащая до 2 г/т золота.

Анализируется практика переработки золото - сурьмяных концентратов на предприятии в условиях Крайнего Севера с получением высококачественного триоксида сурьмы и сурьмяного золото - содержащего сплава (СЗСС). Рассмотрен

аффинаж СЗСС с получением катодной сурьмы, золотосодержащего шлама и лигатурного золота.

Пирометаллургическая переработка флотационных концентратов. ОАО «Сарылах-Сурьма» организовало пирометаллургическую переработку флотационных концентратов Сарылахской обогатительной фабрики, штучного сурьмяного концентрата Сентачанского месторождения непосредственно на месте в п. Усть - Нера с получением триоксида сурьмы и сурьмянистого золотосодержащего сплава (СЗСС) [4]. Получен триоксид сурьмы высокого качества под названием «Полярная звезда». СЗСС содержит до 10 кг/т золота и перерабатывается на аффинажном предприятии. На рисунке 1 показана разработанная технологическая схема.



Фигура 1. Схема цепи аппаратов получения триоксида сурьмы и СЗСС

В настоящее время на Урале (Реже) предусматривается строительство предприятия на 10 тыс. т в год. Мощность завода составит 5,8 тыс. т триоксида сурьмы, 670 тонн металлической сурьмы и 230 кг золотосодержащего сплава в год.

Предложены методы извлечения золота и сурьмы в селективные одноименные продукты. Созданы оптимальные условия для возгонки сурьмы с получением триоксида сурьмы марки «Ч» и «ЧДА» и сурьмяного золотосодержащего сплава (СЗСС) с содержанием золота не ниже 10 кг/т.

Аффинаж СЗСС с получением катодной сурьмы, золотосодержащего шлама и лигатурного золота. Продуктами электролитического рафинирования анодов сурьмянистого золотосодержащего сплава (СЗСС) являются катодная сурьма,

очищенная от примесей благородных металлов, оборотный электролит и золотосодержащий шлам.

Золотосодержащий кек, после растворения и осаждения, собирают в емкость и после предварительной сушки, переплавляют с флюсами в индукционной печи, полученное лигатурное золото разливают в слитки. Шлак плавки направляют в оборот.

Электролитическое рафинирования СЗСС позволяет получать сурьму и лигатурное золото. Для электролиза СЗСС предложен новый электролит и новый электролизер.

Комплекс научно-обоснованных предложений позволил из золото-сурьмяных концентратов получить лигатурное золото, высококачественный триоксид сурьмы и металлическую сурьму марки Су 0, Су00.

Список использованных источников

1. Соложенкин П.М. Развитие принципов выбора реагентов для флотации минералов сурьмы и висмута // Доклады академии наук РАН. 2016, Т. 466, № 5. С.599-562. DOI: 10.7868/S086956521 605 0145
2. Solozhenkin P.M. Development of principles of selection of reagent for flotation of antimony and bismuth minerals // Doklady Chemistry. 2016. Vol. 488, Part.2. PP.57-60.
3. Соложенкин П.М. Флотация минералов золота перспективными собирателями по данным молекулярного моделирования // Горный журнал, 2017, №11. С. 94-96.
4. Соложенкин П.М. Перспектива возобновления производства сурьмы и ее соединений в России: сурьмяные, золото - сурьмяные месторождения РФ и технологии их инновационной переработки. Проблемы и перспективы комплексного освоения сохранения земных недр. Под редакцией академика К.Н.Трубецкого. М.: ИПКОН РАН.2016.-494с. С.377-381.

ФЛОТАЦИЯ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ СУЛЬФИДНОЙ РУДЫ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ЧАСТИЧНО ОКИСЛЕННОГО БУТИЛОВОГО КСАНТОГЕНАТА КАЛИЯ

Богудлова А.И., Войлошников Г.И.

АО «Иргиредмет», Иркутск, Россия, e-mail: bogudlova@mail.ru

Abstract. The influence of partial oxidation of potassium butyl xanthate (PBX) on the efficiency of flotation enrichment of gold-bearing sulfide ore was studied. Partial oxidation of the PBX solution by a solution of copper sulphate at a ratio of 10:1 contributes to increased recovery due to the presence dixantogen in the collector.

Поиск и разработка эффективных технологий переработки упорных золотосодержащих руд с целью повышения извлечения золота в настоящее время является актуальной задачей. Как известно максимальная флотируемость минералов наблюдается в случае одновременного нахождения на поверхности как ионогенного, так и аполярного собирателей. В случае флотации сульфидов - ксантогената и диксантогенида.

Исследованиями УФ-спектроскопии показано, что при взаимодействии раствора ксантогената с раствором сульфата меди происходит окисление ксантогената до диксантогенида с образованием в растворе ксантогената меди. Причем при нестехиометрическом соотношении БКК и CuSO_4 участвующих в реакции получается раствор с различным соотношением продуктов взаимодействия: диксантогенида, ксантогената меди и БКК или сульфата меди, в случае их первоначально избыточного количества.

Установлено, что при взаимодействии растворов БКК и CuSO_4 одной массовой концентрации в объемном соотношении 10:1; 10:2; 10:3; 10:4; 10:5 при увеличении доли сернокислой меди количество бутилового ксантогената калия в растворе снижается от 77,1 до 0 % с увеличением количества образованного диксантогената от 9,4 до 41,2 % и ксантогената меди от 13,5 до 58,8%.

Увеличение подачи сульфата меди при соотношениях 10:2–10:5 способствует повышению расхода ксантогената за счет перевода значительной его части в ксантогенат меди, а избыточное количество диксантогената ухудшает прилипание частиц минерала к пузырькам воздуха за счет образования более плотного гидратного слоя вокруг них.

Таким образом, наиболее оптимальным для частичного окисления бутилового ксантогената калия медным купоросом является их соотношение 10:1.

Исследование поверхности образцов сульфидов до и после обработки их растворами смеси БКК: CuSO_4 на аналитическом сканирующем электронном микроскопе LEO-1420VP с энергодисперсионной системой микроанализа INCA 350 показало присутствие на поверхности обработанных сульфидов темные пятна размером 10-30 мкм. Причем, чем большее количество меди было использовано при обработке реагента, а соответственно, чем больше диксантогената присутствовало в составе собирателя, тем больше пятен было обнаружено на поверхности сульфидов. Наличие пика углерода, появившегося в рентгеновском спектре, свидетельствует об адсорбции собирателя, причем тем большей, чем больше диксантогената находится в его составе (рисунки 1, 2).

Золото в упорных золотосодержащих рудах тесно ассоциировано с сульфидами и отличается тонкой вкрапленностью.

Тонкодисперсное золото при измельчении вскрывается незначительно, поэтому для достижения удовлетворительных показателей обогащения необходимо максимальное извлечение сульфидов.

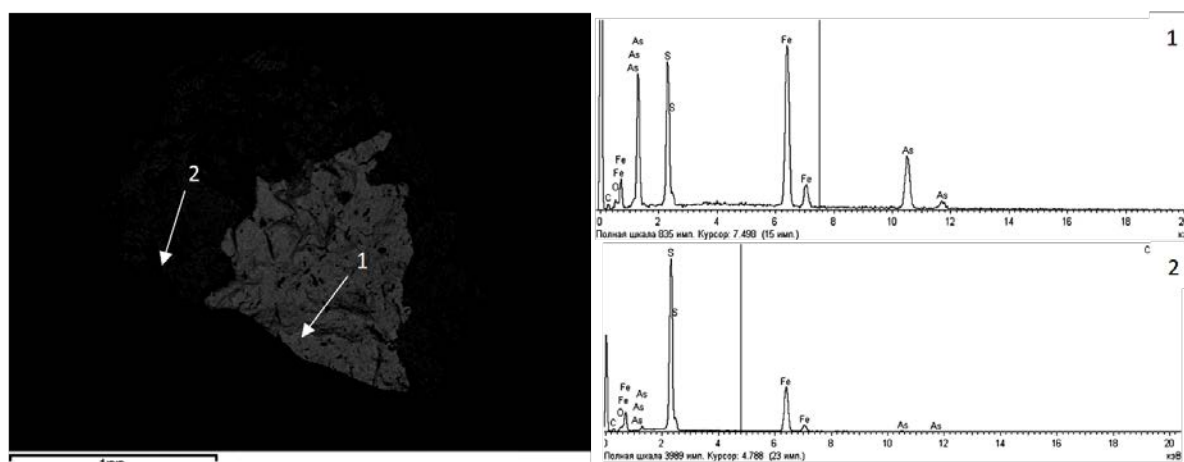


Рисунок 1 - Изображение поверхности сульфидной частицы и рентгеновских спектров до обработки смесью растворов БКК и CuSO_4 в соотношении 10:1

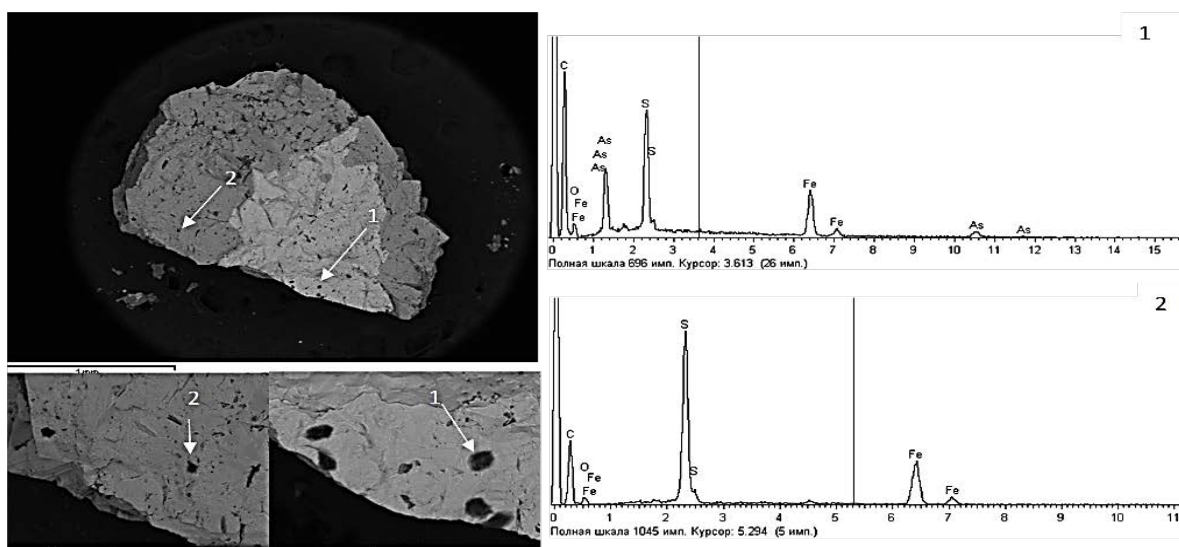


Рисунок 2. Изображение поверхности сульфидной частицы и рентгеновских спектров после обработки смесью растворов БКК и CuSO_4 в соотношении 10:1

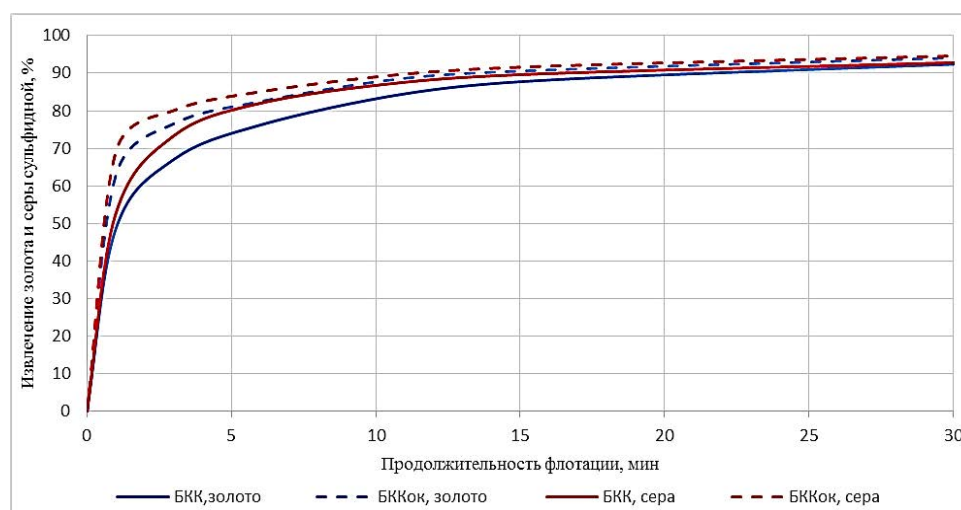


Рисунок 3 - Зависимость извлечения золота и сульфидной серы от продолжительности флотации при использовании в качестве собирателя БКК и БККок

Флотационными опытами, выполненными на малосульфидной упорной золотосодержащей руде с использованием частично окисленного сульфатом меди бутилового ксантогената показано, что частичное окисление БКК позволяет повысить извлечение золота от 87,6 до 92,2 % при снижении содержания золота в хвостах флотации с 0,27 до 0,17 г/т.

Полученные результаты позволяют утверждать, что использование собирателя, содержащего в своем составе диксантогенид способствует повышению извлечения золота при флотации малосульфидной золотосодержащей руды.

Результаты кинетических опытов также подтвердили, что замена БКК на БККок повышает флотуемость золота в первые 3 минуты на 9,5 %, а серы сульфидной на 6,7% (рисунок 3). Прирост извлечения золота при флотации в течении 30 минут составляет 1,6%, а серы сульфидной 1,7 %.

ОПТИМИЗАЦИЯ РЕАГЕНТНОГО РЕЖИМА ФЛОТАЦИИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ

Алгебраистова Н.К., Комарова Е.С., Прокопьев И.В.

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Сибирский федеральный университет», г. Красноярск, Россия
e-mail: algebraistova@mail.ru

Abstract. Flotant reagents-collectors were tested for flotation of gold ore. The effect of the share of new reagents on recovery of the gold into the froth product was studied. It is shown, that in the range of the studied reagents BTF – 163 a stronger collector and for one main flotation operation permits to recover 88,7% of metal into the froth product with gold grade of 11 g/t.

Флотационный процесс является наиболее универсальным методом обогащения полезных ископаемых. Флотацию широко используют в комбинации с гравитационным методом обогащения и гидрометаллургией при переработке коренных золотосодержащих руд. Показатели флотационного процесса в существенной степени определяются типом применяемых флотореагентов.

Известно [Ошибка! Закладка не определена., 5], что самородное золото, а также золотосодержащие сульфиды, флотируют на протяжении многих лет исключительно сульфгидрильными собирателями: ксантогенатами, дитиофосфатами, меркаптанами, дитиокарбоматами. Подавляющее действие на флотацию свободного золота оказывают цианиды, сернистый натрий, щелочи, сульфит натрия, крахмал. Регуляторы среды для таких руд, как правило, не используют.

Одним из важнейших условий нормальной флотации золотосодержащих руд является хорошее пенообразование. Объем и качество пены возрастают с использованием реагентов ОПСБ, Т-92, ОПСМ, ДС, ИМ-80 или смесей этих реагентов с сосновым маслом.

На большинстве золотоизвлекательных фабрик России в качестве собирателя традиционно применяется бутиловый ксантогенат калия, который не во всех случаях обеспечивает максимальную эффективность при флотации золотосодержащих сульфидов. Компания ЗАО «Квадрат плюс» синтезировала ряд реагентов, обладающих большей собирательной способностью и повышенной селективностью. Диалкилдитиофосфаты данной компании представлены следующим ассортиментом: БТФ-161, БТФ-163, БТФ-175, БТФ-1521, БТФ-152, БТФ-1552, БТФ-1761 и др. Более высокая поверхностная активность диалкилдитиофосфатов на границе раздела жидкость-газ по сравнению с другими сульфгидрильными собирателями способствует усилению диспергирования воздуха, повышению устойчивости воздушных пузырьков и образованию микропузырьков, что позволяет улучшить флотацию тонких частиц [2].

Хороших технологических показателей при флотации золотосодержащих руд достигают применением в качестве собирателя меркаптобензотиазола. Реагент выпускают под названием: «Каптакс» (в странах бывшего СССР), реагенты 404, 407, 412, 425 («Цианамид Компани»). Обычно меркаптобензотиазолы используют в сочетании с другими сульфгидрильными собирателями, что позволяет снизить удельные расходы ксантогенатов и аэрофлотов и повысить извлечение ценных компонентов [3].

Цель работы заключалась в выборе оптимального собирателя для флотации золотосодержащей руды. Исследования выполняли на золотосодержащей малосульфидной руде одного из месторождений восточных районов России. Большая часть золота в руде представлена в свободной форме и в сростках (золото, извлекаемое цианированием) – 79,1 %, оставшаяся часть - золото, ассоциированное с сульфидами, оксидами и гидроксидами железа. Основными рудными минералами являются пирит, сфалерит и халькопирит. Из редких фаз отмечены ковеллин, азурит, малахит и гётит. Жильные минералы представлены преимущественно кварцем, алмандином, хлоритом, мусковитом и биотитом.

Для исследований были выбраны следующие реагенты: БТФ-163, БТФ-152, БТФ-1552, Flotent MBT 40.

Реагент БТФ-163 обладает наиболее сильными собирательными свойствами при сохранении высокой селективности действия, а также обладает заметными пенообразующими свойствами, как и большинство дитиофосфатов. Данный реагент обеспечивает увеличение извлечения драгоценных металлов из сульфидных руд. Может использоваться самостоятельно при расходе 10-50 г/т или в сочетании с ксантогенатом. Реагент БТФ-163 в сочетании с бутиловым ксантогенатом в настоящее время применяют при флотации золотосодержащих руд на одном из предприятий Казахстана.

Собиратель БТФ-152 может способствовать повышению извлечения более крупных классов драгоценных металлов, применяется при флотации серебряных и золотосодержащих руд, был модифицирован в БТФ-1552, который повышает эффективность обогащения по серебру и золоту в сравнении с реагентом БТФ-152. Собиратель БТФ-1552 успешно применяется в настоящее время в промышленных условиях при флотации золотосодержащих руд Вернинского месторождения.

Реагент «Flotent MBT40» (меркаптобензотиазол) рекомендован компанией «Флотент Кемикалс Рус» как эффективный собиратель свободного тонкого золота и сульфидов с измененной поверхностью.

Для проведения исследования была использована флотомашина механического типа (240 ФЛ-А) с вместимостью камеры 3л. Все опыты проводились по схеме, включающей измельчение до крупности 65% класса -0,074 мм и флотационное обогащение в одну операцию с применением следующих реагентов: медного купороса (160 г/т); оксаля Т-92 (80 г/т); ксантогената калия бутилового (КХБ) (80-120 г/т); меркаптобензотиазола (Flotent MBT 40); диалкилдитиофосфатов (БТФ – 152, БТФ – 163, БТФ – 1552). Реагенты подавались во флотационную камеру в виде водных растворов с концентрацией 1%. Долю новых реагентов изменяли от 0,25 и до 1, шаг расхода реагентов варьировали от 10 и 30 г/т. Оценку эффективности процесса выполняли по критерию Хэнкока-Люйкена.

Определено, что значительного улучшения технологических показателей при использовании сочетания ксантогената и реагента Flotent MBT 40 не наблюдается.

Извлечение металла в пенный продукт снижается с увеличением доли меркаптобензотиазола и находится в пределах 79,5-72,0%, при флотации одним ксантогенатом извлечение составляет 79,6%.

Объяснить результат можно тем, что реагенты этого типа («R404», «Каптакс») зарекомендовали себя как эффективные добавки в виде гидрофобизатора в случае, когда

в руде находятся сульфиды, поверхность которых подверглась окислению. В исследуемой руде золото представлено преимущественно в свободной форме, а поверхность сульфидов не окислена.

Дитиофосфаты марок БТФ-152, БТФ-1552, БТФ-163 при подаче совместно с ксантогенатом обеспечивают степени концентрации от 7,1 до 3,5 при значительных выходах пенного продукта от 8% до 19%.

Из испытанных реагентов наиболее высокое значение эффективности обогащения обеспечивает реагент БТФ-163. При доле этого реагента 0,17 от общего расхода собирателей достигаются следующие результаты: извлечение металла в концентрат - 88,7%, степень концентрации ~7.

Список использованных источников

1. Зеленов В.И. Методика исследования золото- и серебросодержащих руд. М.: Недра, 1989. 302 с.
2. Рябой В.И., Шепета Е.Д., Кретов В.П., Голиков В.В. Новые диалкилдитиофосфаты для флотации медь-, золото- и серебросодержащих руд, Обогащение руд, 2014, 1, 18-22.
3. Комогорцев Б.В., Вареничев А.А. Применение селективных реагентов-собирателей в технологиях флотационного обогащения золотосодержащих сульфидных руд, Горный информационно-аналитический бюллетень, 2016, 12, 231-242.
4. Mike D. Adams. Gold Ore Processing. Project Development and Operations. Elsevier Science, 2016. 980 p.
5. Bulatovic S.M. Handbook of flotation reagents. Chemistry, theory and practice flotation of sulfide ores. Oxford: Elsevier, 2014. 458 p.

БЕСЦИАНИДНАЯ ТЕХНОЛОГИЯ РАЗДЕЛЕНИЯ МЕДНО-СВИНЦОВОГО КОНЦЕНТРАТА *

**Турсыбеков Д.К., Семушкина Л.В., Нарбекова С.М., Муханова А.А.,
Калдыбаева Ж.А., Мухамедилова А.М.**

*Казахский национальный исследовательский технический университет
им. К.И. Сатпаева, АО «Институт металлургии и обогащения», г. Алматы, Казахстан
e-mail: dula@mail.ru*

Abstract. On the basis of complex researches, a galena depressor was chosen - iron-containing reagent № 2. It allows to exclude from the process of selection of copper-lead concentrate heating of the pulp to 40-45 ° C and potassium dichromate. At the same time technological indicators of floatation enrichment do not worsen.

Выделение из полиметаллических руд одноименных концентратов меди, свинца и цинка представляет весьма сложную задачу.

В Казахстане чаще всего эти руды обогащаются по технологическим схемам с получением коллективных медно-свинцовых концентратов и последующей их селекцией по цианидной, бихроматной и сульфитной технологиям [1-5].

* Исследования проведены при финансовой поддержке Комитета науки Министерства образования и науки Республики Казахстан по гранту № AP05132112.

Однако цианидная технология является экологически небезопасной, а при сульфитном методе селекции отмечается большой расход сульфита натрия (3-4 кг/т) и железного купороса (5-6 кг/т).

Цианидный метод имеет экологические и технологические недостатки, связанные с токсичностью и способностью цианистых соединений растворять сопутствующие благородные металлы. В связи с этим ведутся исследования в направлении снижения расхода цианидов или замены их другими нетоксичными соединениями [6-9].

Поиск и разработка новых более селективных реагентов-собирателей, эффективных депрессоров для подавления тех или иных сульфидных минералов для совершенствования процесса обогащения является одной из первоочередных задач.

Эффективность селективного разделения коллективных концентратов во многом определяется ассортиментом применяемых флотореагентов.

В данной работе изучена возможность использования железосодержащих реагентов при селекции коллективного медно-свинцового концентрата.

Для исследования использовали две пробы железосодержащего реагента. По результатам рентгенофазового анализа проба №1 представлена кварцем SiO_2 , гетитом $\text{FeO}(\text{OH})$, гематитом Fe_2O_3 , кальцитом $\text{Ca}(\text{CO}_3)$ мусковитом $\text{KAl}_2(\text{Si,Al})_4\text{O}_{10}(\text{OH})_2$, гидротальцитом $((\text{Mg}_4\text{Al}_2)(\text{OH})_{12}\text{CO}_3(\text{H}_2\text{O})_3)_{0.5}$; а проба №2 представлена магнетитом Fe_3O_4 .

В качестве исходного объекта для флотационного селективного разделения использован медно-свинцовый концентрат, полученного из руды Малеевского месторождения полиметаллического типа с содержанием свинца 16,84 %, цинка 2,46 %, меди 25,43 %, железа 22,06 %.

Гранулометрический анализ медно-свинцового концентрата показал, что основная часть металлов сосредоточена в классе крупности -0,044 мм.

Для разделения медно-свинцового концентрата на фабрике принята бихроматная технология с подогревом пульпы до 45 °С.

Бихроматная технология флотации включает нагрев до температуры 40-45 °С, агитация с бихроматом калия, основную и контрольную медные флотации и две перечистки медного концентрата.

По бихроматной технологии определен оптимальный режим: температура пульпы 40-45°С, рН пульпы 6,75-7,5 время основной флотации 6 мин, контрольной - 8 мин, время перечистных операций: 4 и 3 мин.

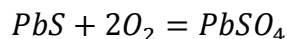
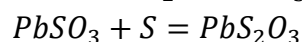
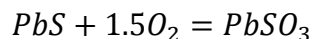
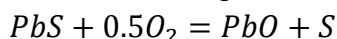
Оптимальный расход бихромата калия 170 г/т, крахмала 8 г/т.

В сравнении с бихроматной технологией выполнены сравнительные опыты с реагентами №1, №2. Опыты с реагентами №1, №2 проводили при различных условиях:

- без нагрева и с нагревом до температуры 40-45 °С;
- с предварительной десорбцией с сернистым натрием;
- с предварительной десорбцией с сернистым натрием и 3-х кратной отмывкой;
- с предварительной десорбцией с сернистым натрием и 3-х кратной отмывкой и различных расходах реагентов №1, №2.

Основным условием селекции с использованием железосодержащих реагентов является поддержание рН пульпы при основной и контрольной медной флотациях и перечистных операциях на уровне 5,6-5,8.

При pH 5,6-5,8 депрессия галенита может протекать по следующим реакциям [9]:



Расход реагентов №1, №2 варьировался от 500 до 3000 г/т. Оптимальный расход реагентов №1, №2 получился 1800-2000 г/т.

Результаты опытов при различных условиях показали, что оптимальным условием является предварительная десорбция с сернистым натрием и 3-х кратной отмывка без подогрева пульпы. Кроме того, в реагентный режим был добавлен собиратель - бутиловый ксантогенат натрия и вспениватель флотанол С-7, оптимальный их расход составил 5 и 3 г/т соответственно.

По базовой бихроматной технологии получен медный концентрат с содержанием свинца 0,2 %, цинка 1,21 %, меди 34,29 % и свинцовый концентрат с содержанием свинца 67,99 %, цинка 5,01 %, меди 1,23 %.

Извлечение меди в медный концентрат составил 83,83 %, свинца в свинцовый концентрат - 71,83 %.

С использованием реагента №1 получен медный концентрат с содержанием свинца 16,5 %, цинка 1,6 %, меди 24,2 % и свинцовый концентрат с содержанием свинца 19,7 %, цинка 7,5 %, меди 21,5 %.

Извлечение меди в медный концентрат составил 79,5 %, свинца в свинцовый концентрат - 9,9 %. При этом 75,1 % свинца извлекся в медный концентрат.

С использованием реагента №2 получен медный концентрат с содержанием свинца 1,55 %, цинка 1,09 %, меди 33,61 % и свинцовый концентрат с содержанием свинца 66,44 %, цинка 5,04 %, меди 2,42 %.

Извлечение меди в медный концентрат составил 81,97 %, свинца в свинцовый концентрат - 71,56 %.

Результаты показывают, что положительный депрессирующий эффект на минералы свинца оказывает железосодержащий реагент №2.

Механизм депрессии галенита заключается в образовании в результате окисления на его поверхности труднорастворимого сульфита и тиосульфата свинца [10].

Бесцианидные методы разделения медно-свинцового концентрата в основном связаны с применением сульфоксидов (сернистый газ, сернистая кислота, сульфит натрия и тиосульфат) в сочетании с железным, цинковым и медным купоросом с различными окислителями.

Из сульфоксидных хорошо известным стал сульфитный метод, где сульфит натрия применяется с железным купоросом, после десорбции, при pH 5,6-5,8 с подогревом пульпы. Характерным является то, что при применении сульфоксидных соединений глубокое депрессирующее действия на галенит имеет место в пределах оптимальных значений pH 5,8-6,0.

При применении сульфоксидных соединений как депрессоров некоторых сульфидов впервые в качестве сильного модификатора была четко выявлена действие металлического железа [1].

Из литературных источников известно, что в присутствии железа электродный потенциал галенита резко снижается.

Учитывая влияние железа на депрессию сульфидных минералов свинца нами были проведены попытки исключить из процесса селекции медно-свинцового концентрата бихромат калия, сульфоксидные соединения и заменить железосодержащим реагентом, где железо представлено в виде оксидов железа (II, III).

Как показал рентгенофазовый анализ, железо в железосодержащем реагенте №1 представлен в основном гетитом и гематитом, а в реагенте №2 - в виде магнетита. Депрессирующее действие реагентов связано с формой нахождения железа и их окислительной способностью.

Таким образом, на основе комплекса исследований выбран депрессор галенита - железосодержащий реагент №2, позволяющий исключить из процесса селекции медно-свинцового концентрата нагрев пульпы до 40-45 °С и бихромат калия с сохранением технологических показателей флотационного обогащения.

Список использованных источников

1. Кошербаев К.Т. Технология селективной флотации минералов из коллективных сульфидных концентратов // Труды Казахского политехнического института, вып.2. Metallurgy and metal science. - Алматы, 1975. - С.114-119.
2. Бакинов К.Г. Методы разделения свинцово-медных концентратов // Обогащение руд.- 1962.- № 5.- С. 16–22.
3. Кошербаев К.Т., Брискман Б.Ш. К вопросу изучения флотуемости сульфидов под воздействием сернистого железа и сульфит иона // Сб. Metallurgy and metal science, Алма-Ата, КазПИИ, 1974.- С.18-20.
4. Бакинов К.Г. Исследование устойчивости системы $Fe^{2+}-SO_3^{2-}$, применяемый для селекции сульфидов // Цветные металлы, 1974.- №7- С.93-96.
5. Чантурия В. А., Кенжалиев Б. К., Ложников С.С. и др. Совершенствование технологии обогащения руд колчеданно-полиметаллических месторождений // Цветные металлы.- №1.- 2005.-С.16-19. <http://www.rudmet.kz/journal/1066/article/17265/>
6. Николаев А.А., Со Ту, Горячев Б.Е. Критерий селективности действия собирателя в коллективно-селективных циклах флотации сульфидных руд // Обогащение руд.- 2016.- №4.- С 23-28. DOI 10.17580/or.2016.04.04
7. Турысбеков Д.К., Семушкина Л.В., Нарбекова С.М. и др. Исследование возможности применения отхода винно-водочного производства при селективном разделении коллективного медно-свинцового концентрата // Комплексное использование минерального сырья. 2018. №2. С. 20-27. <https://doi.org/10/31643/2018/6445.3>
8. López-Valdivieso A., Lozano-Ledesma L.A., Robledo-Cabrera A., Orozco-Navarro O.A. Carboxymethylcellulose (CMC) as PbS depressant in the processing of Pb-Cu bulk concentrates. Adsorption and floatability studies // Minerals Engineering. Volume 112, 2017, P. 77-83. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2017.07.012>
9. S.Bulatovic, D.M.Wysouzil, F.C.Bermejo Development and introduction of a new copper-lead separation method in the raura plant (Peru) // Minerals Engineering, Volume 14, Issue 11, 2001, P. 1483-1491. [https://doi.org/10.1016/S0892-6875\(01\)00161-3](https://doi.org/10.1016/S0892-6875(01)00161-3)
10. Ержанова Ж.А., Тусупбаев Н.К., Турысбеков Д.К. и др. Влияние парамагнитных материалов на селекцию коллективного медно-свинцового концентрата // Комплексное использование минерального сырья.-2011.- №6.- С.7-18. <http://kims-imio.kz>

**ПОВЫШЕНИЕ ФЛОТОАКТИВНОСТИ СУЛЬФИДОВ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ
В ПРИСУТСТВИИ ТИОСУЛЬФАТА НАТРИЯ***

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

*Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего
образования «Национальный исследовательский технологический университет
«МИСиС», Москва, Россия, e-mail: maliaby_92@mail.ru*

Abstract. The research's focused on flotation studying mixture monomineral fractions of sulphides of non-ferrous metals and iron in presence of sodium tiosulfate in different pH values

Флотация является сложным, многофакторным и основным процессом обогащения труднообогатимых тонковкрапленных руд цветных металлов. Повышение контрастности флотации сульфидов цветных металлов из упорных труднообогатимых руд в процессах селективного разделения остаются актуальными.

В процессе флотационного обогащения сульфидных руд одним из основных факторов, влияющим на эффективность разделения минералов, является окислительно-восстановительные процессы, протекающие в сульфидных пульпах, которые изменяются в зависимости от значений pH среды, окисления сульфидных минералов, концентрации используемых флотореагентов.

В процессе окисления сульфидов большое значение имеет серосодержащие ионы, которые окисляются до труднорастворимых гидрофильных серосодержащих анионов.

В колчеданных медных, медно-цинковых рудах Уральского региона сульфиды железа в основном представлены пиритом, содержание которого достигает 90 %, сульфиды меди представлены халькопиритом, теннантитом, вторичными сульфидами меди, а цинк в основном в виде сфалерита.

По скорости окисления сульфидные минералы образуют следующий ряд: $\text{FeS}_2 > \text{CuFeS}_2 > \text{ZnS} > \text{Cu}_{12}\text{As}_4\text{S}_{13} > \text{Cu}_5\text{FeS}_4$ [1, 2]

Тиосульфат-ионы в сульфидных пульпах образуются в результате окисления сульфидной серы и при окислении сернистого натрия. В работах [3-5] показано, что во флотационной системе действие сульфоксидов (активирующее или депрессирующее) зависит от их концентрации и генетических особенностей минералов.

При переработке колчеданных медно-цинковых руд на обогатительных фабриках РФ концентрация тиосульфатных ионов в пульпе находится в пределах от 300 до 1500 мг/л что приводит к ухудшению процессов разделения сульфидных минералов [6].

Цель исследований - экспериментальное изучение флотоактивности мономинеральных фракций сульфидных минералов в смеси в присутствии тиосульфатных-ионов при разных реагентных режимах флотации.

Изучение состава исходного образца мономинеральной смеси и продуктов флотации проведены на автоматизированном минералогическом анализаторе MLA

* Работа выполнена при финансовой поддержке РФФИ в рамках научного проекта № 18-35-00213

650 (FEI Company), включающим сканирующий электронный микроскоп Quanta 650 SEM, оснащенный системой энергодисперсионного рентгеноспектрального микроанализа «Genesis» (EDAX) и на рентгенофлуоресцентном анализаторе Elvax Light SSD.

Исследования проведены на смеси мономинеральной фракции сульфидов - пирита, теннантита, кальцита и кварца крупностью -74+44 мкм при соотношении - 1: 0,07: 0,023: 0,01. Используются сульфгидрильные собиратели - бутиловый ксантогенат (ЧДА) - бутКх и М-ТФ (смесь тиокарбамата и дитиофосфата); модификаторы - кислород, известь, тиосульфат натрия.

Флотационные исследования проведены в механической флотомашине объемом камеры 70 мл (Т:Ж - 1:15) при pH = 8 и 12,5.

В таблице 1 и на рисунке 1 представлен элементный состав исходного образца мономинеральной смеси сульфидов и методика проведения комплексных исследований.

Таблица 1 - Элементный состав сульфидов в смеси

Элемент	Массовая доля, %	Элемент	Массовая доля, %	Элемент	Массовая доля, %
Fe	41,94	S _{пирит}	48,06	C	0,25
Cu	3,52	S _{теннантит}	2,13	O	1,49
As	1,35	Ca	0,84	Si	0,42
		Итого	100,00		

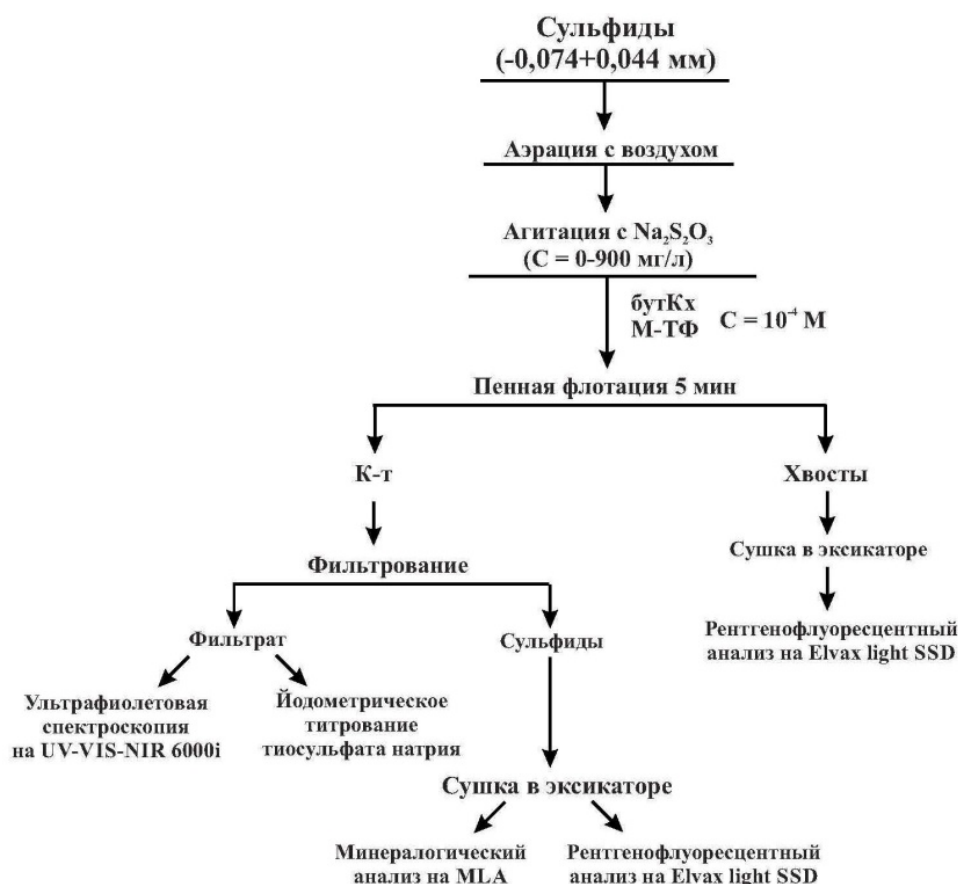


Рисунок 1 - Принципиальная схема комплексных исследований на мономинеральной смеси сульфидов

На рисунке 2 представлены результаты флотационных исследований на смеси сульфидных минералов в присутствии тиосульфата натрия в слабо и сильнощелочных извесковых средах в присутствии тиосульфатных ионов.

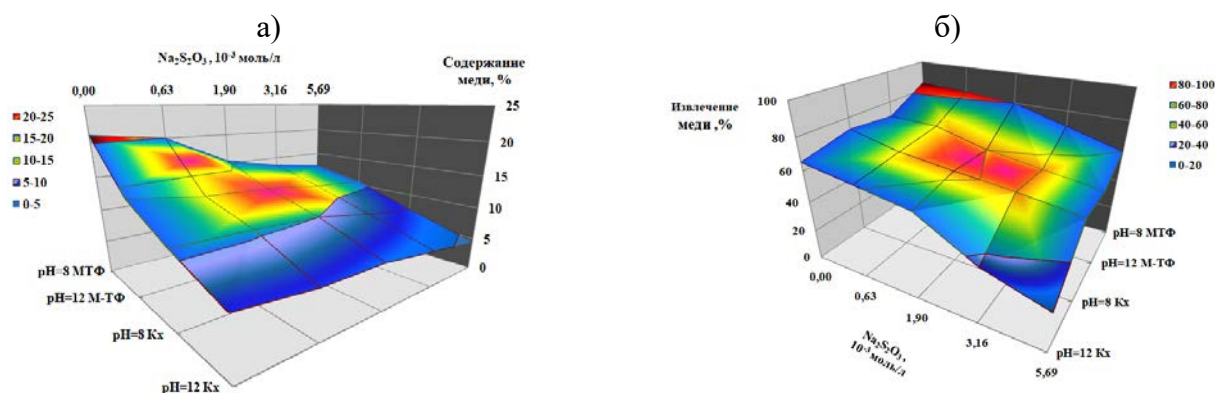


Рисунок 2 - Зависимость содержания (а) и извлечения (б) меди в присутствии тиосульфата натрия при $pH = 8; 12,5$ с бутКх и М-ТФ, $C = 10^{-4} M$

По результатам флотационных исследований на смеси сульфидных минералов установлено, что с увеличением концентрации тиосульфата натрия содержание и извлечение меди снижается. В пенном продукте медь была представлена теннантитом. Наибольшее извлечение меди 80-85 % с содержанием 18-20 % меди в присутствии тиосульфата натрия (0 - 1,9 моль/л) получено при использовании М-ТФ в слабощелочной среде ($pH = 8$). При использовании бутилового ксантогената содержание меди находилось на уровне 10-12 % на всем диапазоне концентрации тиосульфата натрия (0-5,69 моль/л) при извлечении 60-65 % до концентрации 1,9 моль/л, дальнейшее увеличение концентрации до 5,69 моль/л приводит к снижению извлечения меди до 40-50 %.

На рисунке 3 представлена визуализация аншлиф-брикетов концентратов флотации при использовании М-ТФ ($pH = 8$) при разных концентрациях тиосульфатных ионов

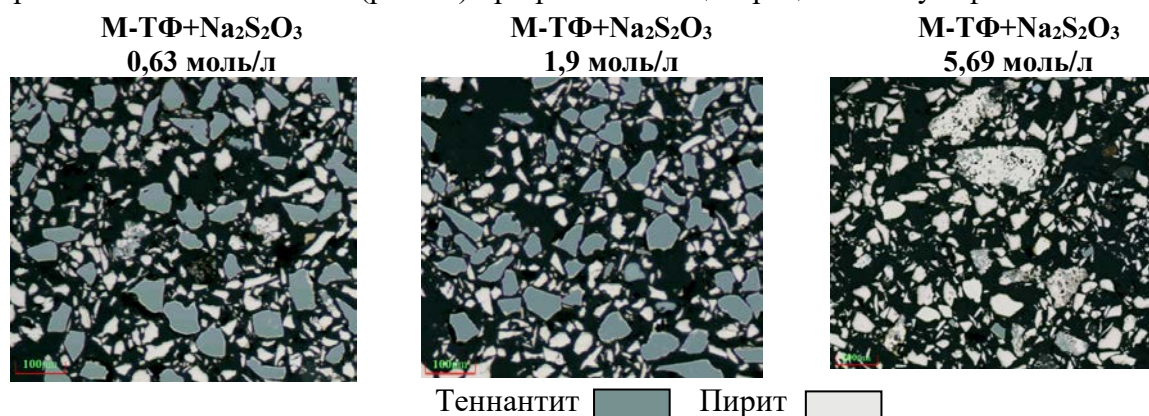


Рисунок 3 - Аншлиф-брикеты пенных продуктов флотации в присутствии тиосульфата натрия с М-ТФ в слабощелочной среде ($pH = 8$) на МЛА 650 (изображение в отраженном свете)

Таким образом, установлено, что с увеличением концентрации тиосульфатных ионов содержание и извлечение теннантита снижается. Наибольшее извлечение меди в присутствии тиосульфата натрия наблюдается при концентрации 0-1,9 моль/л с М-ТФ в слабощелочной среде $pH = 8$. Содержание меди не изменяется на всем диапазоне концентрации тиосульфата натрия при использовании бутКх и находится на уровне 10-12 % при извлечении 40-60 %.

Необходимо продолжить изучение механизма действия сульфгидрильных собирателей в присутствии тиосульфатных ионов для повышения контрастности флотационных и физико-химических свойств сульфидов цветных металлов и железа.

Список использованных источников

1. 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
2. Абрамов А. А. Флотация. Сульфидные минералы: собрание сочинений. Т. 8. -М.: Горная книга, 2013. — 704 с.
3. Хан Г.А., Габриелова Л.И., Власова Н.С. Флотационные реагенты и их применение. М.: Недра, 1986. — 271 с.
4. Ребиндер П.А. Поверхностные явления в дисперсных системах. Физико-химическая механика. Избранные труды. Москва, Наука, 1979. - 384 с.
5. Сорокин М. М. Флотация: Модификаторы. Физические основы. Практика. — М.: Изд. Дом МИСиС, 2016. — 372 с.
6. 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.

**ВЛИЯНИЕ СТРУКТУРНЫХ ОСОБЕННОСТЕЙ СУЛЬФИДОВ ЖЕЛЕЗА НА
РАСКРЫТИЕ И РАЗДЕЛЕНИЕ МИНЕРАЛОВ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ***

Бочаров В.А., Игнаткина В.А., Каюмов А.А., Корж В.Р.

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Москва, Россия, e-mail: woda@mail.ru

Abstract. The work was aimed at studying the possibility of sequential selective disclosure of mineral splices for their subsequent separation.

Решены конкретные задачи технологического изучения закономерностей формирования контрастных свойств сульфидов железа, влияющих на изменение флотируемости или подавление флотоактивности сульфидов железа при разделении полиминеральных смесей и рудных материалов.

Исследованы закономерности депрессии пирротина и пирита при последовательном селективном раскрытии и выделении минералов на основе контроля и регулирования изменения окислительно-восстановительных свойств в разных стадиях и при различных видах воздействия. Выявлен принцип структурирования технологических схем разделения полиминеральных комплексов при соотношении пирротина к пириту 2÷1:1 и содержании сульфидов железа до 90%.

Определены основные критерии в разработке способа последовательного раскрытия и селективного выделения разнофлотируемых минералов в операциях технологической

* Работа выполнена при финансовой поддержке РФФИ в рамках научного проекта № 17-05-00890

схемы для последующей индивидуальной раздельной доводки черновых концентратов и продуктов на основе сочетания комбинирования процессов обогащения и гидрометаллургии.

На основе результатов изучений физико-химических свойств пирротина и разновидностей пирита, сфалерита, сульфидов меди мономинеральных фракций и полиминеральных смесей, разработаны технологические приемы, позволяющие снизить флотоактивность сульфидов железа, сфалерита и улучшить селективную флотуемость сульфидов меди и цинка.

Показано, что разделение сульфидных минералов массивных пиритных медно-цинковых руд резко осложняется, когда повышается содержание пирротина и пирита. Пирротин относится к группе сульфидов железа, в которую входят пирит с его структурными разновидностями, а также марказит, мельниковит. Сульфиды железа близки по химическому составу и являются основными рудообразующими минералами медно-цинковых руд.

Текстуры пирита представлены скрытокристаллическим строением в виде твердых растворов, колломорфной, метаколлоидной и другими формами. Пирротин распространен в полиметаллических медно-никелевых рудах. Суммарное содержание пирита и пирротина в медно-никелевых рудах колеблется в широких пределах от 5-10 % - во вкрапленных рудах, в смешанных рудах - до 30-60 %, в колчеданных рудах - до 90 %.

В последние годы пирротин в больших количествах проявляется в медно-цинковых рудах новых месторождений – Тарньерское, Сибайское, Узельгинское и другие, в которых его содержание может составлять 30-70 % от массы всех сульфидов. Авторами исследованы физико-химические и технологические свойства пирротина медно-цинковых руд. В отличие от пирротина медно-никелевых руд пирротин медно-цинковых руд в основном представлен гексагональной структурой; содержание магнитного моноклинного пирротина, как показали тестовые исследования, оказалось не достаточным для выделения его магнитной сепарацией, но его влияние на процесс разделения других минералов является существенным.

Преимущественными продуктами по данным И.А. Каковского, А.А. Абрамова и авторами статьи, при окислении пирротина, как и пирита в щелочной известковой среде являются сложные соли трехвалентного железа. При окислении пирротин и пирит в сульфидной пульпе образуют гамму сульфоксидных анионов (в растворе) и элементную серу на поверхности.

Установлено, что в высокощелочной известковой среды вероятность окисления пирротина кислородом более предпочтительна, чем пирита, что отмечается также в работах Каковского, Митрофанова, Абрамова, Чантурия и других авторов.

Электрохимическое окисление пирита и пирротина при контакте с элементарным железом по измерениям электродных потенциалов, выполненных авторами, достаточно высокое. При взаимодействии контактирующих гальванопар с увеличением разницы в потенциалах сульфида железа и стального электродов степень окисления сульфидов возрастает, что подтверждено количеством поглощения кислорода и увеличением в жидкой фазе сульфоксидных анионов, а на поверхности сульфидов-гидроксидного железа, элементной серы и др. соединений.

Величина изменения потенциалов электродов зависит от концентрации и типа потенциалопределяющих ионов (каковыми являются электролиты, применяемые в качестве модификаторов флотации). Повышение степени окисления сульфидов железа и минералов цветных металлов в присутствии металлического железа изменяет их флотоактивность, а при окислении сульфидов меди приводит к активации сфалерита и сульфидов железа.

Пирит при измельчении в водной щелочной среде в присутствии кислорода диссоциирует (окисляется) с образованием сернистого железа (пирротина) и элементной серы. При этом возможно замещение образовавшегося пирротина марказитом и пиритом (С.И. Митрофанов, А.А. Абрамов). Взаимные межфазные переходы пирротина и пирита являются следствием окислительно-восстановительных процессов сульфидных минералов. Пирит, как наиболее электроположительный минерал, способен принимать электроны от других сульфидов и особенно от пирротина.

В работах А.А. Абрамова, В.А. Чантурия, Р.Ф. Шафеева и других исследователей и авторов показано, что разница в значениях потенциалов, контактирующих микрогальванопар, значительная, что влияет на состав поверхностных соединений, изменяющих свойства и флотуемость минералов.

В работах И.Ф. Худякова и др. отмечается, что пирит при плавке диссоциирует на сернистое железо (пирротин) и элементную серу; доля замещения пирита пирротинном составляет более 80 %. Нами показано, что в условиях измельчения и флотации пирит, частично замещается пирротинном, диссоциация пирита с образованием пирротина (до 30 %).

В работах С.И. Митрофанова и Л.А. Глазунова показано, что при окислении пирита на поверхности минералов образуется элементная сера и пленки пирротина, магнетита и других соединений.

Регулируя процесс окисления сульфидов, можно создавать условия флотуемости или депрессии пирротина или пирита. На практике при флотации минералов из массивных руд цветных металлов часто приходится решать задачи снижения флотоактивности пирротина и пирита, когда фазовый состав представлен различными разновидностями сульфидов железа.

Многостадийная флотация пирротин-пиритных руд используется при исследованиях медно-цинкового сырья на рудах Тарньерского, Учалинского, Узельгинского и других месторождений.

В работе изучены структурные особенности пирротина и других минералов.

Исследовано влияние структурных характеристик и параметров взаимосвязи минералов на выбор способов разделения свинец содержащих полиметаллических медно-цинковых руд месторождений РФ. На основе изучения глубокого раскрытия минеральных ассоциаций при их разрушении в процессах дезинтеграции с использованием системы MLA определено количественное распределение минеральных комплексов по классам крупности. По полученным данным раскрытия минералов установлены ряды минеральных ассоциаций измельченных проб рудного материала, характерных для руд ряда месторождений.

Показано, что галенит основной минерал полиметаллических руд в ассоциации с халькопиритом, пиритом, блеклыми рудами, вторичными сульфидами меди, сфалеритом,

пустой породой находится в основном в тонкодисперсных сростках с блеклой рудой и в меньшей степени с другими сульфидами. Установленные ряды ассоциаций минералов позволяют прогнозировать порядок раскрытия сростков и выделение готовых по крупности минералов в межцикловых операциях флотации в начале рудного цикла. В концентрат первичной рудной флотации последовательно выделяют минералы: блеклые руды, вторичные сульфиды меди, ассоциации золота, галенит, корродированный пирит.

Халькопирит – основной сульфид меди медно-цинковых руд находится в ассоциации другими минералами, в большей степени в бинарных и полиминеральных сростках раскрывающиеся последовательно по крупности после пирита, пирротина.

На рисунках 1-6 представлены зависимости распределения минеральных ассоциаций в классах крупности.

Минералогическими исследованиями с использованием системы MLA установлены ряды распределения количественных ассоциаций минералов в сростках, для руд Степного месторождения (рисунки 1-3), которые сопоставимы с данными других авторов:

- для халькопирита – $ZnS > PbS \geq FeS_2 \geq$ породные минералы $> CuS \geq$ блеклые руды;
- для блеклых руд – $CuFeS_2 > FeS_2 \geq ZnS >$ породные минералы $> PbS \geq CuS$;
- для вторичных минералов меди – $CuFeS_2 > PbS >$ породные минералы $> FeS_2 > CuS \geq$ блеклые руды;

– для сфалерита – $CuFeS_2 > PbS \geq$ породные минералы $> FeS_2 > CuS \geq$ блеклые руды;

– для галенита – $ZnS > CuFeS_2 > CuS >$ блеклые руды $>$ породные минералы;

– для пирита – породные минералы $> PbS > CuFeS_2 \geq CuS > ZnS >$ блеклые руды.

Показано (на рис. 4-6) распределение минералов в свободном виде и в сростках, которое при крупности $-0,074$ (70-75 %) для руд Узельгинского месторождения. Раскрытие минералов в классе крупности $-0,044$ мм представлено в ряду (проба 1): $ZnS > Cu_{12}As_4S_{13} > CuFeS_2 > Cu_5FeS_4$.

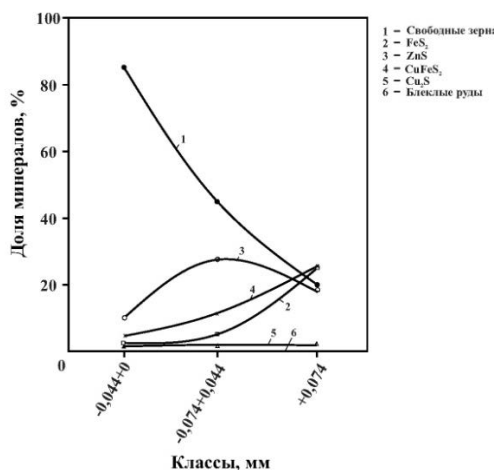


Рисунок 1 - Минеральные ассоциации галенита в классах крупности руд Степного месторождения

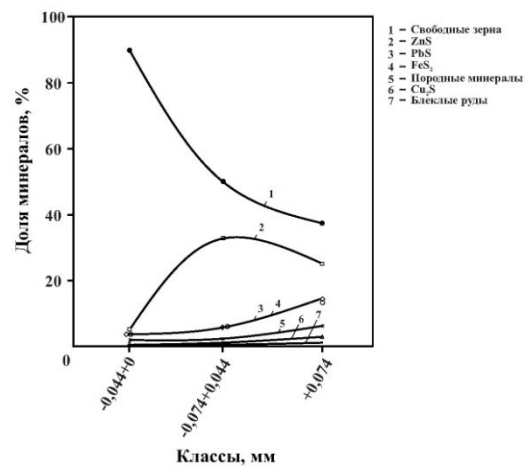


Рисунок 2 - Минеральные ассоциации халькопирита в классах крупности руд Степного месторождения

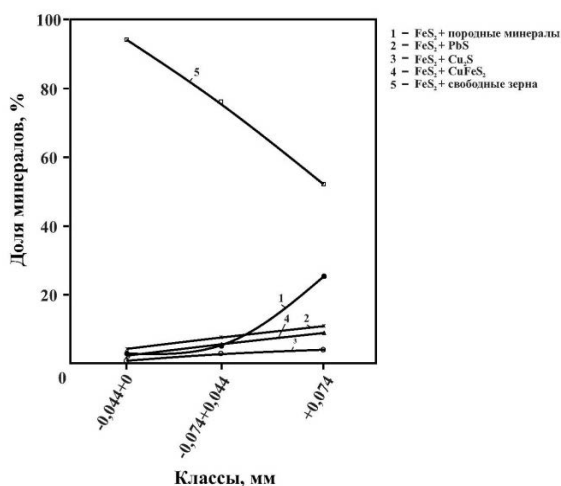


Рисунок 3 - Минеральные ассоциации пирита в классах крупности руд Степного месторождения

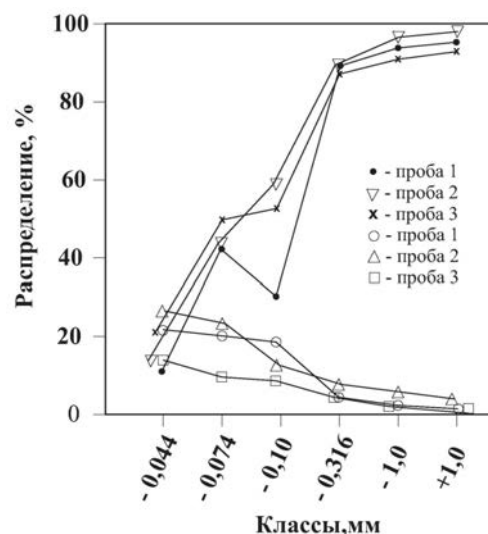


Рисунок 4 - Распределение халькопирита в сростках: в бинарных (○, △, □); в полиминеральных сростках (●, ▽, ×)

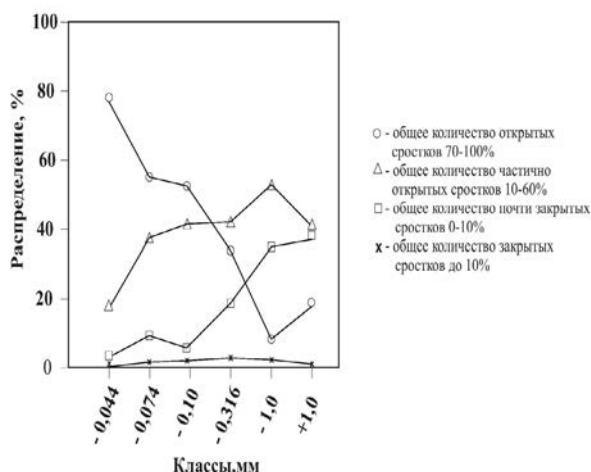


Рисунок 5 - Распределение сростков и доля свободной поверхности халькопирита по классам крупности в пробе 3

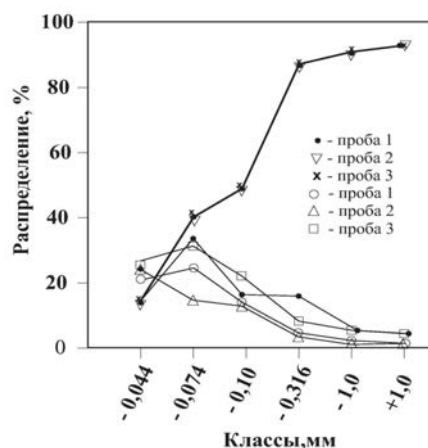


Рисунок 6 - Распределение пирита в сростках: в бинарных (○, △, □); в полиминеральных сростках (●, ▽, ×)

По степени нахождения в бинарных сростках получен ряд: $Cu_{12}As_4S_{13} > ZnS > Cu_5FeS_4 > CuFeS_2$; в полиминеральных сростках $Cu_5FeS_4 > CuFeS_2 > Cu_{12}As_4S_{13} > ZnS$.

В пробе 2 распределение минералов соответствует пробе 1.

В пробе 3 небольшое количество полиминеральных сростков минералов образуют ряд: $ZnS > Cu_{12}As_4S_{13} > Cu_5FeS_4 > CuFeS_2$.

Раскрытие минеральных ассоциаций сульфидов при установленных рядах распределение сульфидов по крупности соответствует степени последовательного окисления сульфидов при измельчении. Установленные зависимости позволяют разработать способ раскрытия и селективного выделения на флотацию минералов пирита, пирротина, сульфидов меди и сфалерита.

РАЗВИТИЕ ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ КАЛИЙНЫХ РУД

Титков С.Н., Конобеевских А.В., Афолина Е.И.

АО ВНИИ Галургии, Санкт Петербург, Россия, e-mail: Stanislav.Titkov@uralkali.com

Abstract. The report presents the results of research on the development of the flotation processing of potash ores. Ways of improving the technology of preliminary ore desliming and subsequent sylvine flotation depending on the mineralogical composition of water-insoluble ore impurities, composition and temperature of the flotation liquid phase are considered.

Разработка технологии флотационного обогащения калийных руд, относящихся к водорастворимым полезным ископаемым, позволила осуществить широкомасштабную промышленную переработку калийных и калийно-магниевых руд и обеспечить мирового производства хлористого калия для промышленного и сельскохозяйственного применения. В настоящее время в Российской Федерации ведутся работы по расширению объёмов переработки калийных руд Верхнекамского и Гремячинского месторождений на действующих, проектируемых и строящихся калийных флотационных фабрик с увеличением в 1,5 раза объёмов производства хлористого калия.

Проведение флотации в высокоминерализованной жидкой фазе (содержание суммы солей до 32-33%), применение катионного собирателя – первичных алифатических аминов с длиной углеводородного радикала в основном C₁₆, C₁₈, наличие в рудах силикатно-карбонатных и ангидритовых примесей, шлюзующихся в процессе мокрого измельчения руды и активно сорбирующих катионный собиратель, обуславливают существенные особенности флотационного обогащения калийных руд.

Вовлечение в переработку калийных руд Гремячинского месторождения, новых участков Верхнекамского месторождения с повышенным содержанием водонерастворимых примесей, а также руд с примесью карналлита (KCl*MgCl₂*6H₂O) требует разработки реагентных режимов флотационной переработки калийных руд с учётом изменяющегося минералогического состава добываемой руды.

Высокая сорбционная активность водонерастворимых примесей к алифатическим аминам требует проведения предварительного обесшламливания руды, которое может осуществляться центробежно-гравитационным и флотационным способами. Водонерастворимые примеси калийных руд Верхнекамского и Гремячинского месторождений представлены силикатными (алюмосиликаты, полевой шпат), карбонатными (кальцит, доломит) и сульфатными (ангидрит) минералами, причём водонерастворимые примеси калийных руд Гремячинского месторождения представлены в основном ангидритом (таблица).
Таблица - Минералогический состав водонерастворимых примесей калийных руд различных месторождений

Месторождение	Содержание водонерастворимых примесей, %	Состав нерастворимых примесей, %		
		Силикаты	Сульфаты	Карбонаты
Верхнекамское	1,5 - 8	78	2	20
Гремячинское	8 - 13	15	80	5

Исследования по оттирке шламов из руд Верхнекамского и Гремячинского месторождений показали существенное влияние минералогического состава

нерастворимых примесей на процесс концентрирования нерастворимых примесей в тонкозернистые фракции руды (рисунок 1).

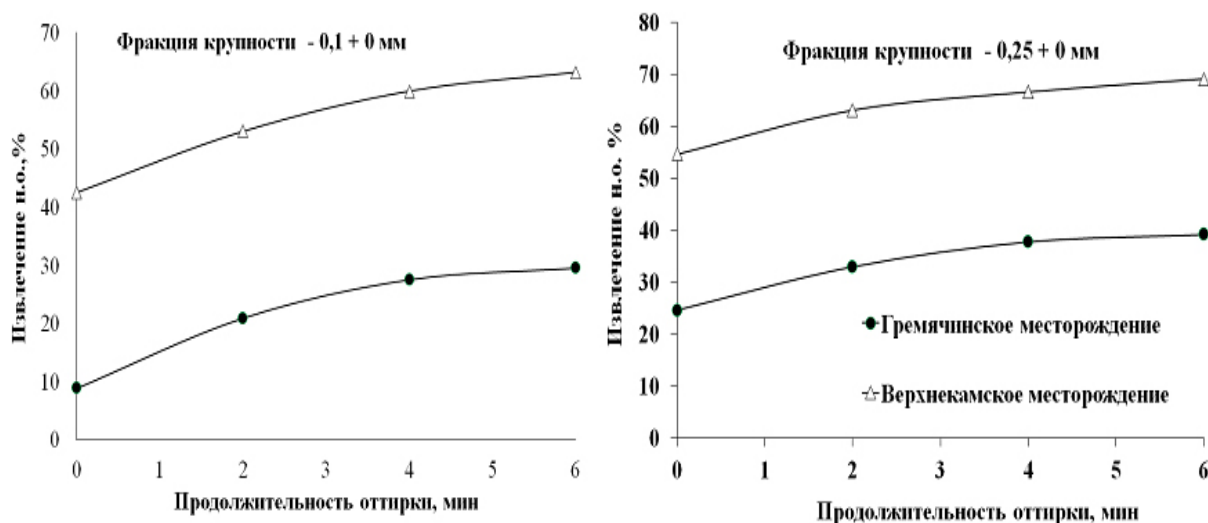


Рисунок 1 - Извлечение нерастворимых примесей в тонкодисперсные фракции руды различных месторождений

Наибольшее извлечение нерастворимых примесей в тонкозернистые фракции руды происходит при диспергировании нерастворимых примесей, в основном представленных силикатными минералами, что обеспечивает эффективное проведение обесшламливания руды как в случае применения гидромеханического, так и флотационного метода выделения шламов.

Нерастворимые примеси, в основном представленные ангидритом диспергируются в значительно меньшей степени. В связи с этим наиболее перспективным методом обесшламливания калийных руд, содержащих водонерастворимые примеси такого типа, является флотационное обесшламливание.

Изучение состояния поверхности частиц солевых минералов методом макрофотосъёмки показало, что в процессе оттирки шламов происходит не только диспергирование агрегатов шламовых частиц, но и очищение солевых частиц от шламовых покрытий, что создаёт благоприятные условия для закрепления собирателя на сильвине и его флотации.

Добавка реагентов-диспергаторов шламов активирует процесс концентрирования нерастворимых примесей в тонкозернистых фракциях руды для всех типов руд, при чём наиболее заметный эффект наблюдается для калийных руд, содержащих нерастворимые примеси, представленные в основном ангидритом. Осуществление оттирки шламов в скрубберах типа Денвер в плотных солевых суспензиях (содержание твердого 55-60%) не сопровождается дополнительным разрушением частиц соляных минералов.

Флотация сильвина (KCl) из калийных руд осуществляется в насыщенном растворе хлоридов калия и натрия при температуре от 18 до 40°C в зависимости от сезонных колебаний температуры воздуха. При наличии в руде примесей карналлита в обратном солевом растворе происходит накопление иона магния.

Повышение температуры солевого раствора и увеличение содержания в нем хлорида магния приводит к увеличению смачиваемости поверхности сильвина (рисунок 2), а также к нарушению моноблочности поверхности частиц сильвина, что ухудшает закрепление алифатических аминов C₁₆, C₁₈ на поверхности сильвина и его флотуемость.

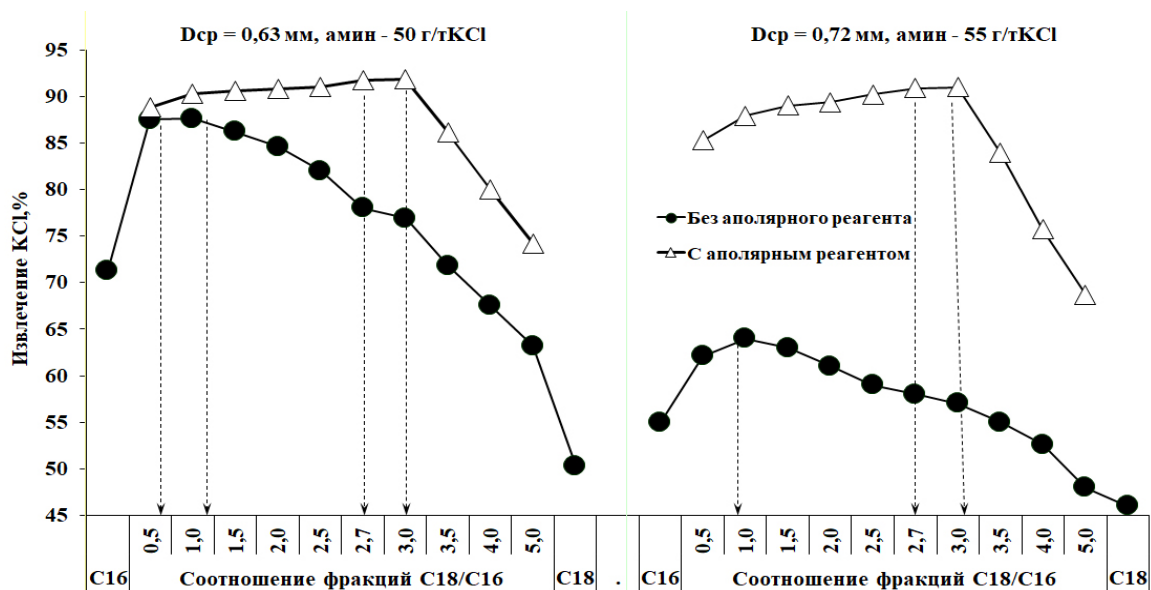


Рисунок 2 - Флотация сильвина первичным амином при различном соотношении количества фракций C₁₈ и C₁₆

Регулирование молекулярной массы катионного собирателя путём изменения соотношения в нем количеств фракций первичных аминов C₁₈ и C₁₆ [Титков С.Н., Новоселов В.А., Сабиров Р.Х. и др. Способ флотационного обогащения руд, патент 2284223 РФ, 2005], применения активирующих добавок обеспечивает эффективную флотацию сильвина при различной температуре оборотного солевого раствора и содержания в нем хлорида магния.

Наличие остаточного количества нерастворимых примесей в питании флотации сильвина после обесшламливания руды требует применения органического реагента депрессора перед подачей катионного собирателя в питание сильвиновой флотации. На основании выполненных исследований реагент-депрессор для катионной флотации должен обладать следующими свойствами:

- обеспечивать уменьшение сорбцию амина на шламах не менее, чем на 25-40%;
- оказывать гидрофилизующее действие на глинисто-карбонатные шламы для подавления их флотиремости;
- в наименьшей степени взаимодействовать с катионным собирателем.

На основании этих требований нами разработан в качестве реагента-депрессора недорогой синтетический полимер КС-МФ, содержащий в своём составе катионные ионогенные группы и показавший высокую эффективность при флотации калийных руд.

ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ПРОЦЕССА ФЛОТАЦИОННОГО РАЗДЕЛЕНИЯ КАЛИЙНЫХ СОЛЕЙ С ПРИМЕНЕНИЕМ УЛЬТРАЗВУКОВЫХ ВОЗДЕЙСТВИЙ

Филиппова И.В.^{1,2}, Филиппов Л.О.^{1,2}, Любимова Т.П.³, Фатталов О.О.

¹ Университет Лотарингии, г. Нанси, Франция

² Национальный исследовательский технологический университет МИСИС,
Москва, Россия, inna.filippova@univ-lorraine.fr, lev.filippov@univ-lorraine.fr

³ Институт механики сплошных сред, г. Пермь, Россия, lyubimovat@mail.ru

⁴ Пермский государственный университет, г. Пермь, Россия, fattalov@mail.ru

Abstract. The effect of the new collector and sonication on the selectivity and separation contrast in flotation between halite NaCl and sylvite KCl from saturated salt solutions was investigated. To determine the efficiency of ultrasound in flotation, a balance has been established between the size of mineral particles, the collector consumption, the power of the ultrasonic and the field of application (conditioning with reagents - flotation).

Изучение флотации калийных руд и других минералов в соленой воде является актуальной задачей. Это связано как со снижением качества перерабатываемых сильвинитовых руд и оптимизацией существующих методов и технологий их обогащения, так и с необходимостью понимания процессов, происходящих с различными фазами в соленой воде. Такой подход позволяет приблизиться к решению практических задач, связанных с флотацией руд в морской воде и позволит рационально использовать постоянно уменьшающиеся ресурсы пресной воды.

Целью представляемой работы являлось изучение применения ультразвуковых (УЗ) воздействий для повышения селективности флотационного разделения галита NaCl и сильвина KCl разной крупности в насыщенных соляных растворах за счет усиления отрыва гидрофильных частиц NaCl от пузырьков воздуха с целью повышения селективности обогащения сильвинитовых руд.

Исследования были выполнены на трех фракциях калийной руды Верхнекамского месторождения, отобранной в виде керна из скважин Палашерского участка (0.5-1, 0.25-0.5 и 0.1-0.25 мм). Пробы имели схожие составы и содержали 50-55% KCl и 41-46% NaCl.

В качестве собирателя использовали нейтрализованный амин марки NORAM SH. В качестве модификатора шламов и депрессора породных минералов применяли гидролизированный крахмал. В опытах при кондиционировании с реагентами и флотации использовали насыщенный солевой раствор (плотность 1.2 г/см³; содержание KCl - 17,1 мас.%, NaCl - 25,7 мас.%). Флотацию и УЗ обработку осуществляли в механической флотационной машине «MINIMET» с объемом камеры 500 мл с содержанием 30% твердого при вращении ротора 1780 об/мин и температуре 25-28 °С. УЗ колебания создавались генератором SONOPLUS HD3100 (Германия) со стержневым волноводом (диаметр 13 мм) и максимальной амплитудой колебаний 97 мкм при резонансной частоте 20 кГц. УЗ обработку пульпы проводили в двух режимах: при флотации сильвиновой руды (3 минуты) и ее кондиционировании с реагентами и флотации (8 минут).

Флотационные испытания показали, что при одинаковом расходе собирателя 100 г/т флотируемость сильвина и галита из фракций разной крупности без ультразвуковой обработки неодинаковая (таблица 1). С уменьшением крупности частиц увеличивается извлечение KCl в пенный продукт с 82% до 94-97 %, что, возможно, происходит из-за более слабого их осыпания по сравнению с крупными частицами и большей вероятности закрепления на пузырьках газа. Одновременно с этим наблюдается снижение флотируемости галита (NaCl) более, чем в три раза: с 17.91% (для крупной фракции) до 5.71% (для мелкой фракции).

Как видно из представленных результатов, мелкозернистые фракции галита обладают повышенной сорбционной и, как следствие, флотационной активностью по сравнению с крупнозернистым материалом (таблица).

Таблица - Результаты флотации галита в пенный продукт из калийной руды разной крупности собирателем NORAM SH (100 г/т, без ультразвукового воздействия).

Крупность руды, мм	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
		KCl	NaCl	KCl	NaCl
-1+0.5	50,85	97,32	3,96	82,15	5,71
-0.5+0.25	67,16	94,37	6,55	97,21	13,52
-0.25+0.1	62,32	92,49	9,75	93,99	17,91

Снижение извлечения галита из крупных фракций руды может быть также связано с перераспределением количества адсорбированного собирателя на поверхностях минеральных частиц.

Из результатов флотационных исследований видно, что преимущественная адсорбция амина наблюдается на поверхности KCl. В этом случае, доступное количество амина для адсорбции на NaCl уменьшается, что приводит к уменьшению плотности адсорбционного слоя, снижению гидрофобности и, как следствие, снижению флотируемости галита.

Таким образом, слабая гидрофобность частиц крупнозернистого галита может являться основной причиной снижения его флотируемости, как и уменьшение степени вероятности закрепления крупных частиц галита на пузырьках газа при флотации в отличие от частиц меньшего размера двух других фракций руды.

Результаты экспериментов показали, что применение УЗ обработки может повышать контрастность флотационного разделения солей и способствовать снижению извлечения галита в пенный продукт при определенных мощностях УЗ воздействия и способов обработки.

Сравнивая результаты двух видов УЗ обработки минеральной суспензии можно сделать вывод, что применение УЗ во флотации при невысоких мощностях <45% не приводит к осыпанию хорошо гидрофобизированных частиц KCl (рисунок 1Б) в отличие от комбинированной обработки: извлечение KCl остается высоким (92%), в то время, как осыпание слабогидрофильных частиц NaCl увеличивается и извлечение их в пенный продукт снижается с 13.5% (УЗ=0) до 8.0-7.6% (УЗ=25-45%).

Однако, при повышении мощности УЗ более 45% происходит снижение извлечения сильвина и галита в пенный продукт: более, чем на 20% для KCl (с 97.2% до 76% при

изменении мощности УЗ от 0 до 73%) и в два раза для NaCl (с 13,5% до 4,2%). При этом необходимо отметить, что конечные извлечения при максимальной мощности УЗ генератора, равной 73%, при обработке пульпы во флотации значительно выше (KCl =76.3% и NaCl=4.2%), чем в серии опытов комбинированной обработки реагентов и затем флотации (KCl =63.9% и NaCl =1.8%).

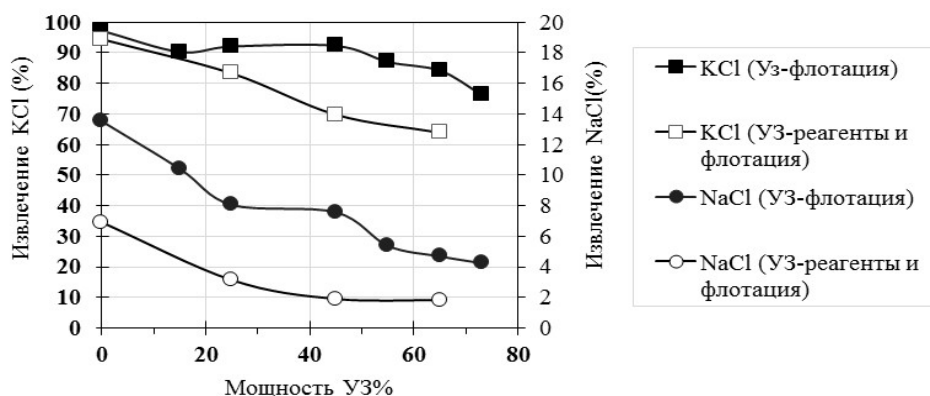


Рисунок 1 - Влияние режимов УЗ обработки пульпы на извлечение KCl и NaCl в пенный продукт из руды крупностью 0,25-0,5 мм:

расход NORAM SH - 50 г/т при УЗ обработке с реагентами и флотации, расход NORAM SH - 100 г/т при УЗ во флотации

Анализ кривых флотируемости галита и сильвина, представленных на рисунке 1, позволяет сделать заключение, что возможны два явления, которые могут объяснить снижение флотируемости KCl и NaCl в пенный продукт во время применения УЗ обработки на всех этапах кондиционирования руды с реагентами и флотации:

1) УЗ обработка увеличивает растворение солей, дестабилизирует адсорбционный слой, снижая извлечение KCl с 99,4% (УЗ=0) до 63,9% (УЗ=65%) и NaCl с 6,9% (УЗ=0) до 1,8% (УЗ=65%);

2) Применение УЗ во флотации дестабилизирует устойчивость агрегата «пузырек-частица» и приводит к увеличению степени осыпания слабогидрофильных частиц.

Совершенно иная тенденция флотируемости сильвина наблюдается при УЗ обработке мелкозернистых фракций руды (крупность 0,1-0,25 мм): извлечение KCl не зависит от режима, длительности и мощности УЗ (рисунок 2).

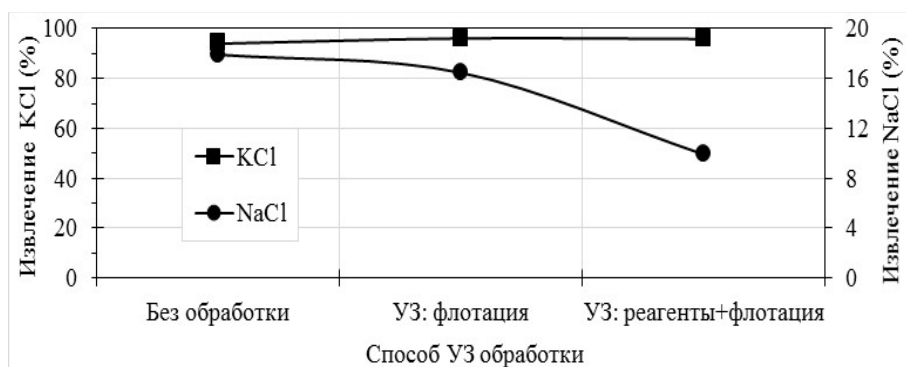


Рисунок 2 - Сравнение двух способов УЗ обработки минеральной суспензии на флотацию солей KCl-NaCl:

крупность 0,1-0,25 м; расход NORAM SH - 100 г/т

При этом извлечение NaCl снижается только в процессе комбинированного режима УЗ воздействия. Применение УЗ только во флотации не влияет на извлечение галита в пенный продукт. Оно сохраняется на уровне 15.2%, как и в отсутствии УЗ обработки (16.47%).

Выводы: УЗ обработка способствует повышению селективности разделения галита и сильвина за счет снижения флотации галита и позволяет добиться высоких технологических результатов.

Результаты экспериментов показали, что применение комбинированной УЗ обработки тонкозернистой фракции руды позволяет снизить извлечение тонких частиц NaCl в концентрат в 1.8 раза и повысить извлечение KCl на 6 %. Положительный эффект также получен при УЗ обработке флотации руды средней крупности, что способствует осыпанию слабогидрофильных частиц NaCl и снижению их извлечения в концентрат в 1.7 раза при извлечении KCl 92.2%.

ЭФФЕКТ ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКОГО КОНТРОЛЯ ПРОЦЕССА СЕЛЕКТИВНОЙ ФЛОТАЦИИ МЕДИ, ЖЕЛЕЗА ИЗ КОМПЛЕКСНЫХ РУД*

Прохоров К.В., Полтарецкая А.Е.

Институт горного дела ДВО РАН, г. Хабаровск, Россия, e-mail: kostyan1986_ne@mail.ru

Abstract. Effects of grinding media and electrochemical conditions on flotation of copper and iron were investigated using sulphide ore samples. Grinding medium had a strong effect on the electrode potentials and the flotation results of the ore. Pulp reduction potentials, an increase in chalcopyrite recovery and pyrite passivation occur was revealed. The data obtained can be used for the selective separation of sulfides from the ore.

Известно, что электрохимические механизмы ответственны за различные явления, происходящие во флотационной системе, содержащей сульфиды, такие как изменения химии поверхности из-за окисления, взаимодействие с другими компонентами, адсорбция собирателя и осаждение металлов на поверхности.

Важнейшим фактором, влияющим на электрохимические процессы, является электрохимический потенциал границы раздела минерал/раствор.

Электрохимический потенциал контролирует образование и закрепления на поверхности не только веществ, ответственных за флотацию минерала (таких как полисульфиды, элементарная сера и ксантогенат), но и вещества, ответственные за его депрессию (например, оксид железа/гидроксид и сульфат).

Поскольку электрохимический потенциал известен как ключевой фактор процесса флотации пирита и других сульфидов, настоящее исследование было проведено для обзора влияния электрохимических условий на химию пульпы, содержащую в твердой

* *Работа выполнена при финансовой поддержке проекта Президиума ДВО РАН №18-2-015 «Золото-медно-порфировое оруденение Дальнего Востока: индикаторы геодинамических обстановок, рудоносного магматизма и минералого-геохимические особенности рудно-магматических систем в связи с решением проблем прогноза, поиска, оценки и технологий разработки месторождений данного типа»*

фазе пирит и халькопирит, а также электрохимических процессов, происходящих в системе истирания при подготовке пульпы.

В работе были использованы образцы пробы меднопорфировых руд Малмыжского рудного поля со средним содержанием полезных компонентов: медь – 0,3-0,6%, золото 0,1-0,5 г/т. Данные руды относятся к средне- и высокосернистому типу и убогомышьяковистому и теллур-селеновому подтипам. Содержание As и Se в них низкое (1-2% в сильно сульфидизированных пробах).

Доминирующие среди рудных минералов сульфиды наблюдаются в виде дисперсных вкраплений, крупнозернистых выделений, гнездовых обособлений, прожилков, представлены пиритом и халькопиритом. Местами их дополняет борнит и реже арсенопирит.

Пирит встречается в количестве до 3%, местами до 10% объема руд.

Халькопирит, основной минерал меди изученных руд, встречается в виде нескольких генераций. Нередко развит в сростаниях с пиритом и магнетитом [9,10].

Образцы руды были подвергнуты дроблению до размера зерна -2 +0 мм. Хранили образцы в морозильной камере.

Для испытаний навеску измельченной руды истирали на планетарной мельнице из нержавеющей стали и мельнице из агата, соотношение Т:Ж = 1:0,8. Измерения ОВП-потенциала проводили с помощью комбинированного редокс-электрода общего назначения (Pt).

Среда истирания оказала значительное влияние на дальнейшее извлечение меди и железа в продукты флотации.

Флотационное обогащение проводили в среде дистиллированной воды и католита полученного в процессе электролиза водного раствора гидроксида натрия с концентрацией 0,1 моль/л в течение 10 мин.

Продукты флотации анализировались на содержание железа и меди. Результаты обогащения приведены в таблице.

Таблица – Изменение извлечения (ϵ) меди и железа в зависимости от режимов истирания и флотации

Среда флотации	Материал истирания	ϵ конц		ϵ пром прод		ϵ хвост	
		Cu	Fe	Cu	Fe	Cu	Fe
Вода	Сталь	89,52	32,77	4,84	11,2	5,64	56,03
	Агат	68,46	18,92	11,34	28,96	20,02	52,11
Католит	Сталь	49,69	12,48	30,42	42,18	19,88	45,34
	Агат	61,81	14,11	26,43	50,43	11,75	35,46

Процесс флотации проходит с изменением потенциала Eh в сторону его увеличения. В водной среде Eh пульпы изменился с + 190 до + 400 мВ (рисунок).

В среде католита Eh изменился с -900 до -80 мВ. Данный факт обусловлен процессом окисления сульфидных частиц, т.к. в процессе аэрации использовался воздух. Однако окислительные условия различным образом повлияли на извлечение пирита и халькопирита.

Извлечение халькопирита из медно-порфировых руд наиболее благоприятно в анодных (окислительных) условиях, пирит же в таких условиях подавляется. Об этом свидетельствуют результаты анализов. При флотации в водной среде основное извлечение железа происходит в хвосты (56 и 52% в зависимости от среды истирания).

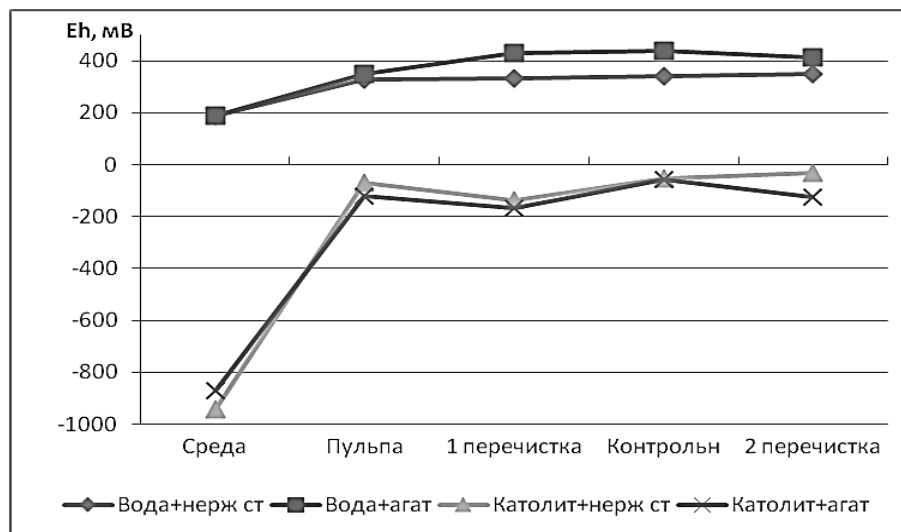


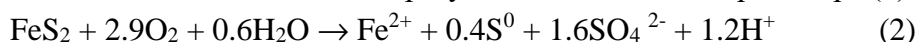
Рисунок – Изменение Eh пульпы в процессе флотации

Подавление пирита происходит из-за окисления его поверхности, которая впоследствии становится гидрофильной.

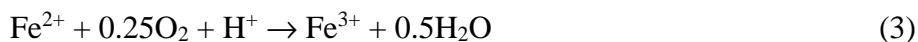
Если пирит полностью окислен, образуются железные и сульфатные ионы (1).



Однако окисление пирита не происходит полностью, а в дополнение к железу и сульфат-ионам в результате неполного окисления образуется также элементарная сера (2).



Железо (II), полученное реакциями (1) и (2), подвергается реакциям (3) и (4) и образует гидроксид железа.



Образованный гидроксид железа может осаждаться в виде покрытия на поверхности пирита и ингибирует дальнейшее окисление пирита. Это явление происходит более высокими темпами при повышении pH раствора.

Контроль за окислением поверхности пирита и за уровнем pH пульпы позволит управлять его максимальным извлечением в концентрат.

В среде катодита потенциал Eh увеличивается, но не переходит в окислительный, оставаясь отрицательным. В этих условиях наблюдается снижение извлечения железа в хвосты флотации с 56 до 35 %.

Извлечение в концентрат падает, но в этом случае влияние оказывает щелочная pH среды. Для извлечения халькопирита наиболее благоприятна окислительная среда при использовании воды (Eh пульпы + 350 мВ). Извлечение меди в концентрат при условиях истирания в стальной мельнице достигает 89 % и падает до 49% при восстановительных потенциалах пульпы.

Таким образом, для интенсификации флотационного извлечения пирита и халькопирита необходимы индивидуальные условия процесса. В среде с восстановительным потенциалом, при использовании катодита, снижается потери пирита в хвостах до 21%.

Использование католита в качестве среды для приготовления пульпы также способствовало самопроизвольному всплыванию сульфидов на поверхности пульпы, что свидетельствует о возможности первоначального этапа флотации без использования собирателя.

При использовании в качестве среды флотации воды с положительным Eh пульпы, имеющую окислительный потенциал, наблюдается извлечение халькопирита до 90%.

Дальнейшие исследования будут направлены на регулирование ОВП-пульпы в процессе флотации для контроля частичного окислительного воздействия на поверхность сульфидных минералов с целью максимально повысить эффективность их извлечения.

ФЛОТАЦИОННОЕ ОБОГАЩЕНИЕ ЦИНКОВЫХ КЕКОВ НА АППАРАТАХ СЕРИИ КФМ*

Видуцкий М.Г.¹, Гарифулин И.Ф.¹, Мальцев В.А.¹, Пургин А.П.¹, Паньшин А.М.²

¹УПЦ «Проектный институт», Уральский федеральный университет,
г. Екатеринбург, Россия, vid.magr@mail.ru

²ООО «УГМК-Холдинг», г. Верхняя Пышма, Россия

Abstract. A number of research and development works were conducted at PJSC «Chelyabinsk Zinc Plant» directed at creating the world's first industrial site for zinc cakes flotation on a column pneumatic flotation machines of KFM series. The launch and development of the site is planned to be completed by the end of 2019.

Введение. В 2012-2019 г.г. на ПАО «Челябинский цинковый завод» проведен ряд научно-исследовательских и опытно-конструкторских работ, направленных на создание ПЕРВОГО в мире промышленного участка флотации цинковых кеков на колонных пневматических флотомашинах (серии КФМ). В данном докладе приведены достигнутые к настоящему времени результаты указанных работ.

1. Лабораторные исследования.

Цинковые кеки, как правило, содержат значительное количество сульфидов цинка, меди, свинца, железа и серебра, затрудняющих процесс вельцевания. Кроме того, кеки содержат более 30% водорастворимых (сульфатных) форм цинка. Результаты предыдущих научно-исследовательских и опытно-промышленных работ в этом направлении показали, что эффективным способом их обогащения является флотация.

Исследования (с определением констант скорости флотационного процесса по

* Авторы благодарят зам директора по науке НЧОУ «ТУ УГМК» П.А. Козлова, зав. лабораторией металлургии Д.А. Ивакина, руководство и специалистов ПАО «ЧЦЗ»: технического директора Ф.П. Головки, начальника ИЦ В.Ю. Несмелова, начальника выщелачивательного цеха Р.Р. Асадулина, зам. начальника А.Е. Павлюка, ведущего инженера-технолога ИЦ Е.В. Голубеву, внесших большой вклад в выполнение данной работы

модифицированному уравнению К.Ф. Белоглазова) по влиянию отдельных факторов на эффективность флотации сульфидной части цинкового кека показали, что наиболее значимым фактором является интенсивность обработки потока пульпы микропузырьками воздуха.

Иллюстрацией данного вывода являются результаты сравнительных опытов в механической флотомашине и в аппарате КФМ, оснащённом эжектирующим устройством (рисунок 1).

Скорость растворения сульфатных форм цинка в аппарате КФМ с эжектирующим устройством в 10 и более раз выше, чем в механической флотомашине. Полученные данные показали, что наиболее перспективным аппаратом для флотационного обогащения цинковых кеков с одновременной отмывкой сульфатной части являются машины серии КФМ.

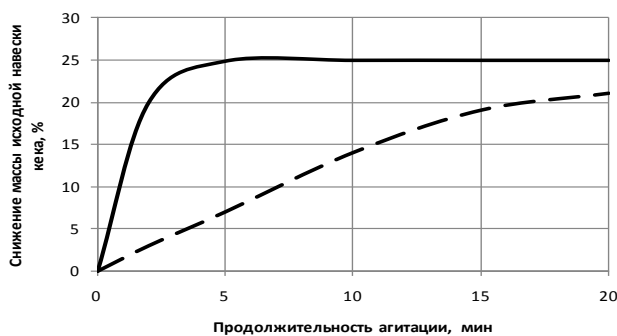


Рисунок 1 – Динамика снижения массы исходной навески цинкового кека (растворения сульфатов цинка) при агитации в аппарате КФМ с эжектирующим устройством и механической флотомашине

- агитация в аппарате КФМ с предварительной обработкой пульпы в эжектирующем устройстве;
- - агитация в механической флотомашине

2. Краткое описание флотомашин серии КФМ

Пневматические флотомашины серии КФМ (рисунок 2) предназначены для обогащения широкого спектра руд и техногенного сырья [1,2].

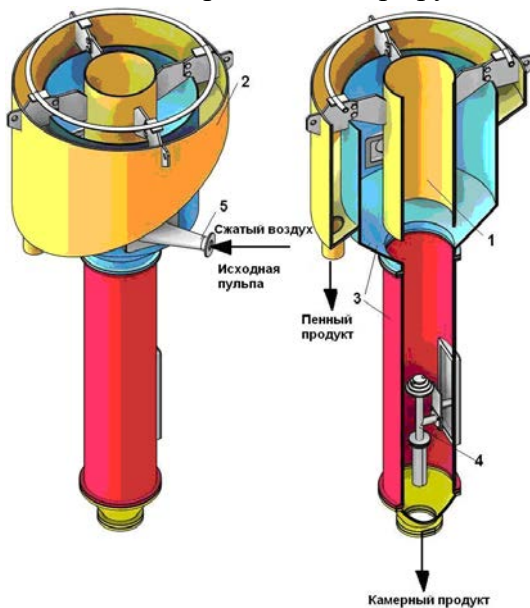


Рисунок 2 – Флотомашина серии КФМ: 1 – центральная труба, 2 – пенный желоб, 3 – корпус флотомашины, 4 – аэраторы, 5 – эжекторы

К эксплуатационным преимуществам указанных аппаратов (по сравнению с традиционными механическими и пневмомеханическими) относятся:

- отсутствие движущихся частей и, соответственно, экономия электроэнергии;
- сокращение производственных площадей;
- снижение металлоемкости и трудоемкости при ремонтных работах;
- улучшение условий труда технологического персонала.

Ключевым принципом работы флотомашин серии КФМ являются:

- подготовка пульпы к флотации в эжектирующих устройствах;
- наличие 2-х уровней аэрации;
- отсутствие противотока «воздух-пульпа».

К настоящему времени разработан линейный ряд флотомашин КФМ различных типоразмеров: от пилотной до промышленных с производительностью по твердому до 250 т/ч (по пульпе до 500 м³).

3 Опытно-промышленные испытания флотации цинковых кеков на пилотной установке КФМ-180

По результатам лабораторных исследований было принято решение о проведении опытно-промышленных испытаний.

Для этой цели была разработана и изготовлена пилотная опытно-промышленная установка КФМ-180 объемом 52 л и производительностью по исходной пульпе до 1,5 м³/ч (рисунок 3). Она является моделью пневматических машин серии КФМ и полностью моделирует процесс флотации в них. Указанная установка оснащена контрольно-измерительными приборами и управляющим оборудованием, позволяющими вести процесс в автоматическом режиме.



Рисунок 3 – Пилотная опытно-промышленная установка КФМ-180.

Во время опытно-промышленных испытаний перед флотационным процессом осуществлялась подача дополнительной воды для снижения содержания водорастворимых форм цинка в хвостах флотации.

Для объективной оценки полученных результатов был проведен контрольный опыт обогащения цинкового кека по аналогичной схеме с использованием механической флотомашин. (таблица).

Приведенные в таблице данные, убедительно показывают преимущество аппаратов серии КФМ над механическими флотомашинами. Аппарат КФМ показал значительно более высокую удельную производительность как по исходному питанию (более чем в 4 раза), так и по пенному продукту (в 3 раза). При этом, требуемая продолжительность флотации на КФМ-180 в 3 раза меньше.

Указанные преимущества позволили рекомендовать пневматические флотационные аппараты серии КФМ при организации обогащения цинковых кеков в промышленных масштабах.

Таблица – Сравнительные результаты флотации текущих цинковых кеков в КФМ-180 и механической флотомашине (по данным полупромышленных испытаний)

Показатели	Применяемое в основной флотации оборудование	
	КФМ-180	механическая флотомашина
Выход пенного продукта, %	15,00	16,30
Массовая доля цинка в пенном продукте, %	21,0	19,48
Массовая доля сульфидной серы в пенном продукте, %	2,45	2,48
Извлечение сульфидной серы в пенный продукт, %	47,39	33,69
Массовая доля сульфидной серы в камерном продукте, %	0,48	0,95
Удельная производительность по исходному питанию: объем пульпы, м ³ /м ³ ×ч	18,80	4,6
количество твердого, т/м ³ ×ч	8,65	2,2
Удельная производительность по пенному продукту, т/м ³ ×ч	1,3	0,43
Продолжительность флотации, мин	3,2	10

4 Промышленные испытания флотации цинковых кеков

4.1 Промышленные испытания флотации цинковых кеков в машине КФМ с подачей дополнительной воды для отмывки сульфатов и снижения температуры пульпы

Первые промышленные испытания процесса флотации цинковых кеков [3,4] были осуществлены в период с 19 ноября по 28 ноября 2015 года на машине КФМ-600 (рисунки 4, 5). Указанные испытания проводились с подачей дополнительной воды, что обусловило снижение температуры пульпы до 43-45°С в основной флотации и 36-38°С в контрольной флотации.



Рисунок 4 – Флотация цинковых кеков на флотомашине КФМ-600



Рисунок 5 – Шкаф управления промышленной флотомашинной КФМ с сенсорной панелью

В ходе испытаний переработано 746,9 смт исходного цинкового кека. Из исходного цинкового кека с содержанием сульфидной серы 1,43% получены:

- пенный продукт (сульфидный концентрат) с содержанием сульфидной серы 13,33% при извлечении 76,9%. Выход пенного продукта составил 8,24%, количество по сухому – 61,5 смт;
- камерный продукт («обессеренный» цинковый кек) со сниженным содержанием сульфидной серы 0,40%. Выход камерного продукта составил 79,45%, количество по сухому – 593,0 смт.

Выход растворенной части цинкового кека (от исходного) составил 12,31%, количество по сухому – 92,4 смт.

По результатам проведенных промышленных испытаний рекомендована к внедрению технологическая схема постоянно действующего участка флотации цинковых кеков с использованием флотомашин КФМ-600 и КФМ-1400.

4.2. Промышленные испытания флотации цинковых кеков в машинах КФМ-600 и КФМ-1400 без подачи дополнительной воды

В ходе подготовки к внедрению на ПАО «ЧЦЗ» постоянно действующего технологического участка флотации выяснилось, что технологическая ситуация на заводе не позволяет подавать дополнительную воду на флотацию. Поэтому, что по условиям завода фактические условия флотации при испытаниях принципиально отличались от регламентных – перед флотацией не подавалась дополнительная вода. При этом температура пульпы при основной и контрольной флотации была значительно выше регламентной (до 55°C), а растворения сульфатной серы не происходило. Соответственно, полученные при испытаниях показатели флотации отличались от регламентных.

Испытания проводились по регламентной схеме, включающей основную флотацию на КФМ-600 и контрольную флотацию на КФМ-1400 (рисунок 6).

Средняя производительность участка флотации по пульпе исходного цинкового кека составила 46,3 м³/час. Всего за период испытаний переработано 6500 тонн кеков.

В ходе испытаний выявлено, что при флотации цинкового кека в условиях отсутствия подачи дополнительной воды, даже при повышенной температуре оптимальный расход ксантогената ниже регламентного (900-1000 против 1200 г/т).



Рисунок 6 – Флотация цинковых кеков на флотомашине КФМ-1400

При флотационном обогащении исходного кека НСКС с содержанием 1,07% получены: пенный продукт с содержанием сульфидной серы 5,51% при извлечении 63,03%; камерный продукт флотации («обессеренный» цинковый кек) с содержанием сульфидной серы 0,47%.

5. Схема флотации с перечисткой пенного продукта

По результатам проведенных в 2018 году промышленных испытаний схемы флотации цинковых кеков на флотомашинах КФМ-600 (основная флотация) и КФМ-1400М (контрольная флотация) без подачи дополнительной воды полученный пенный флотационный продукт содержал цинка на уровне 25-27%, сульфидной серы – 5-6%.

В лабораторных условиях проведены тестовые опыты по перечистке концентрата основной флотации, отобранного с флотомашин КФМ-1400. При этом из концентрата основной флотации с содержанием сульфидной серы 6,22%, цинка 26,96% получены:

- перечищенный цинково-сульфидный концентрат с содержанием сульфидной серы 18,13%, цинка 38,06% при извлечении (от операции) сульфидной серы 78,38%, цинка 37,97%;

– хвосты перечистки с содержанием сульфидной серы 1,84%, цинка 22,87%, будут возвращаться во флотационный процесс.

В настоящее время проводятся работы по модернизации промышленного участка флотации. В модернизированной технологической схеме основная флотация будет выполняться на КФМ-1400М, перечистная флотация – на КФМ-600 (рисунок 8).

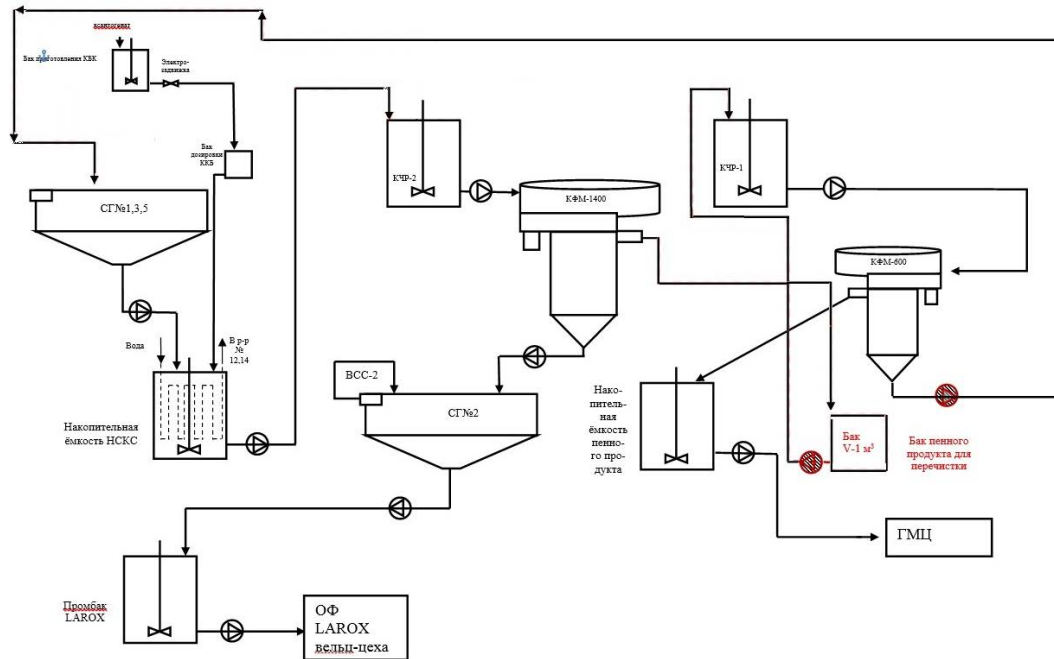


Рисунок 8 – Аппаратурно-технологическая схема флотации цинковых кеков с проведением основной флотации в КФМ-1400 и перечистной флотации в КФМ-600.

Запуск и освоение технологического процесса флотации по окончательной схеме с получением обессеренного цинкового кека с содержанием сульфидной серы не более 0,5% для вельц-процесса и цинково-сульфидного концентрата требуемого качества, пригодного для возврата на обжиг, планируется завершить до конца 2019 года.

Выводы.

1. Цинковые кеки содержат значительное количество сульфидов цинка, меди, свинца, железа, затрудняющих процесс вельцевания. Единственным на сегодняшний день эффективным способом вывода их цинковых кеков вредных для вельцевания примесей является флотация.
2. Результаты предыдущих научно-исследовательских и опытно-промышленных работ в этом направлении показали, что наиболее перспективным аппаратом для флотационного обогащения цинковых кеков являются машины серии КФМ.
3. Результаты опытно-промышленных испытаний флотации цинкового кека на пилотной установке КФМ-180 показали преимущество аппаратов серии КФМ над механическими флотомашинами:
 - более высокую удельную производительность как по исходному питанию (более чем в 4 раза), так и по пенному продукту (в 3 раза).
 - более низкую (в 3 раза) требуемую продолжительность флотации.Указанные преимущества позволили рекомендовать пневматические флотационные

- аппараты серии КФМ при организации обогащения цинковых кеков в промышленных масштабах. При этом технико-экономические показатели переработки цинкового кека повышаются за счет снижения затрат как на флотацию, так и на последующее вельцевание.
4. Первые промышленные испытания процесса флотации цинковых кеков с подачей дополнительной воды были осуществлены на машине КФМ-600. Из исходного цинкового кека с содержанием сульфидной серы 1,43% получены: пенный продукт (сульфидный концентрат) с содержанием сульфидной серы 13,33% при извлечении 76,9%. Выход пенного продукта составил 8,24%; камерный продукт («обессеренный» цинковый кек) со сниженным содержанием сульфидной серы 0,40%. Выход камерного продукта составил 79,45%. По результатам проведенных промышленных испытаний рекомендована к внедрению технологическая схема постоянно действующего участка флотации цинковых кеков с использованием флотомашин КФМ-600 и КФМ-1400. Были проведены промышленные испытания процесса флотации цинкового кека на флотомашинах КФМ-600 и КФМ-1400. Фактические условия флотации при испытаниях принципиально отличались от регламентных – перед флотацией не подавалась дополнительная вода. При этом температура пульпы при основной и контрольной флотации была значительно выше регламентной (до 55°C вместо 45°C), а растворения сульфатной серы не происходило. В ходе испытаний определен оптимальный расход реагентов: собирателя (ксантогената) 920 г/т (ниже регламентного на 25 % отн.); пенообразователя (Т-92) 350 г/т (ниже регламентного на 80 % отн.)
 5. В режиме оптимального расхода реагентов по результатам баланса по сульфидной сере, при флотационном обогащении исходного кека НСКС с содержанием 1,07% получены: пенный продукт с содержанием сульфидной серы 5,51% при извлечении 63,03%; камерный продукт флотации («обессеренный» цинковый кек) с содержанием сульфидной серы 0,47%.
 6. В лабораторных условиях проведены тестовые опыты по перечистке концентрата основной флотации, отобранного с флотомшины КФМ-1400. При этом из концентрата основной флотации с содержанием сульфидной серы 6,22%, цинка 26,96% получены: перечищенный цинково-сульфидный концентрат с содержанием сульфидной серы 18,13%, цинка 38,06% при извлечении (от операции) сульфидной серы 78,38%, цинка 37,97%; хвосты перечистки с содержанием сульфидной серы 1,84%, цинка 22,87%, будут возвращаться во флотационный процесс.
 7. В настоящее время проводятся работы по модернизации промышленного участка флотации с целью повышения в получаемом пенном продукте содержания сульфидной серы до 18%, цинка до 35%. В модернизированной технологической схеме основная флотация будет выполняться на КФМ-1400М, перечистная флотация – на КФМ-600.
 8. Запуск и освоение технологического процесса флотации по окончательной схеме с получением обессеренного цинкового кека с содержанием сульфидной серы не более 0,5% для вельц-процесса и цинково-сульфидного концентрата требуемого качества, пригодного для возврата на обжиг, планируется завершить до конца 2019г.

Список использованных источников

1. Pat. WO 2006/061265 A1. Pneumatic flotation column / Viduyetsky M. G., Garifulin I. F., Malzew V. A.; publ. 15.06.2006.
2. Гарифулин И.Ф., Видуецкий М.Г., Панышин А.М. и др. Построение математической модели флотации цинковых кеков в аппаратах серии КФМ. IX Конгресс обогатителей стран СНГ. Сборник материалов, том II. МИСиС, М., 2013, с. 456.
3. Пат. 2547537 РФ, МПК7 В 03 D 1/24, С2. Флотационная пневматическая машина. / Видуецкий М.Г., Мальцев В.А., Гарифулин И.Ф., Пургин А.П. и др.; опубл. 10.04.2015.
4. Видуецкий М.Г., Козлов П.А., Ивакин Д.А. Использование флотации цинковых кеков в аппаратах колонного типа для повышения эффективности вельц-процесса. Журнал «Цветные металлы», №5, 2015 г., с.59-64.

**ОПЫТ И ПЕРСПЕКТИВЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ФЛОТОМАШИН СЕРИИ КФМ НА
ПРЕДПРИЯТИЯХ РЕСПУБЛИКИ БОЛГАРИЯ***

Видуецкий М.Г.¹, Гарифулин И.Ф.¹, Йочев И.Щ.², Мальцев В.А.¹, Пургин А.П.¹,
*¹УПЦ «Проектный институт», Уральский федеральный университет,
г. Екатеринбург, Россия, vid.magr@mail.ru*
²«Рудметал» АД, г. Рудозем, Болгария

Abstract. The flotation machines KFM-600 at the modular dressing plant "Rudmetal" AD have shown themselves as reliable and high-performance devices. The results of their operation offer the challenge of the use of flotation machines of this series at the enterprises of the Republic of Bulgaria.

В данном докладе освещен опыт применения флотомашин серии КФМ [1-2] на модульной обогатительной фабрике (МОУ-15) «Рудметал» АД (г. Рудозем, Болгария), перерабатывающей свинцово-цинковые руды [3].

Фабрика спроектирована ООО «Гормашэкспорт» (г. Новосибирск, Россия). Проектная производительность фабрики по исходной руде – 15 т/ч, основные рудные минералы – галенит PbS и сфалерит ZnS, основной породный минерал – кварц SiO₂. Технологическая схема фабрики делится на 5 модулей (рисунок 1): дробления и грохочения, тяжелосредной сепарации, измельчения и классификации, флотации, продуктов обогащения и обратного водоснабжения.

Регламентная схема флотационного модуля состоит из свинцового и цинкового циклов, каждый из которых включает основную, две контрольные и три перечистные операции (рисунок 2). Флотационное обогащение проводится по классической схеме прямой селективной флотации с безцианидным реагентным режимом. Перед свинцовой флотацией подается сода и цинковый купорос, перед цинковой – известь, медный купорос, В свинцовый и цинковый циклы флотации подается бутиловый ксантогенат калия, вспениватель Т-90.

* Авторы благодарят директора А.И. Степаненко и главного инженера М.А. Яковлева (ОАО «Гормашэкспорт») – авторов проекта модульной обогатительной фабрики «Рудметал» АД, а также директора ООО НПП «Уралэлектра» В.С. Саркисова за участие в данной работе.

Прогрессивным решением в проекте модульной обогатительной фабрики «Рудметал» АД, является применение в основных и контрольных флотационных операциях пневматических флотационных аппаратов нового поколения серии КФМ вместо традиционных механических или пневмомеханических флотомашин. Это позволило уменьшить производственную площадь, занимаемую флотационным модулем фабрики в 3 раза и сократить потребление электроэнергии при флотации. Всего на фабрике смонтированы (рисунок 3) и эксплуатируются (рисунок 4) шесть пневматических флотомашин КФМ-600 с рабочим объемом 2,5 м³ каждый. Выбор (по результатам тендера) указанных аппаратов был predetermined их преимуществами (по критериям «цена-качество») перед российскими и зарубежными аналогами.

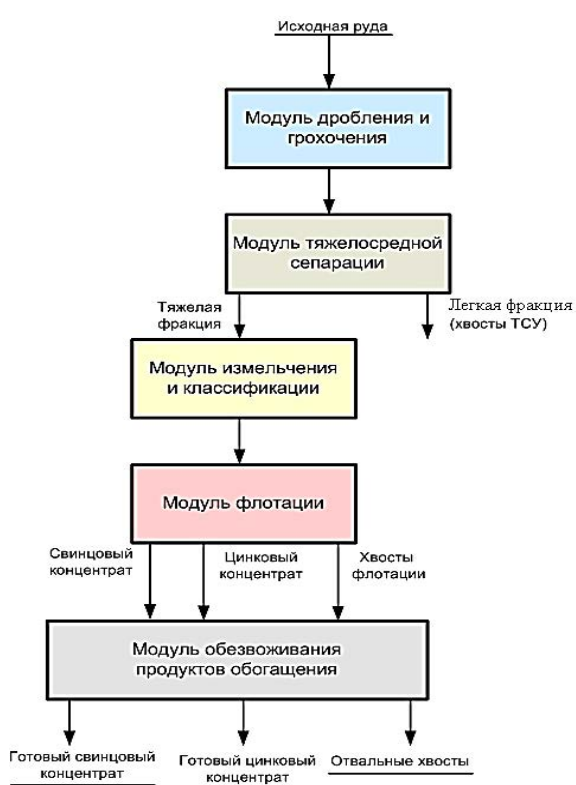


Рисунок 1 – Принципиальная технологическая схема МОУ-15 «Рудметал» АД

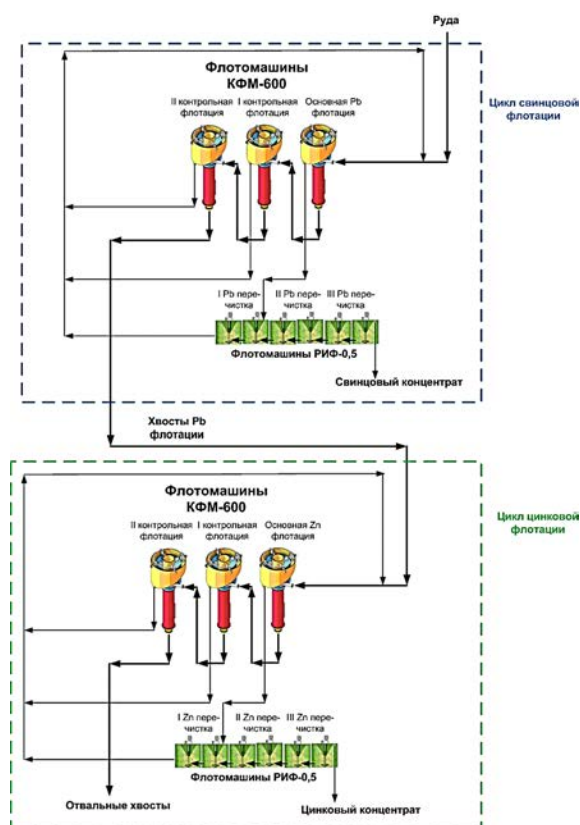


Рисунок 2 – Регламентная схема цепи флотационных аппаратов модуля флотации на МОУ-15 «Рудметал АД»



Рисунок 3 – Монтаж флотомашин КФМ-600 на МОУ-15 «Рудметал» АД



*Рисунок 4 – Флотомашины КФМ-600
на МОУ-15 «Рудметал» АД, работающие
в цикле свинцовой флотации*

Описание флотомашин серии КФМ, технические характеристики различных типоразмеров, а также результаты их применения при обогащении руд цветных металлов и цинковых кеков неоднократно публиковались в журналах и докладывались на отечественных и зарубежных научных конференциях по обогащению [4-7]. Высокая скорость флотационного процесса, большая производительность и высокое извлечение полезного компонента в пенный продукт при малом объеме машин КФМ обусловлены тем, что удельная площадь образующейся в эжекторах поверхности раздела фаз «жидкость-газ» (т.е., площадь поверхности воздушных пузырьков, приведенная к объему поступающей пульпы), до 30 раз превышает аналогичный показатель аэрационных узлов традиционных механических и пневмомеханических флотомашин.

Это предопределяет их преимущества по сравнению с традиционными механическими и пневмомеханическими флотомашинами:

- отсутствие движущихся частей и экономия электроэнергии (до 50%);
- сокращение производственных площадей (до 70%);
- снижение металлоемкости и трудоемкости при ремонтных работах (до 50%);
- улучшение условий труда технологического персонала.

Как показал предыдущий опыт внедрения и эксплуатации флотомашин серии КМФ [4], наиболее ярко их преимущества проявляются в «головных» операциях флотационных схем. Это подтвердилось и на МОУ-15 «Рудметал» АД: после настройки процесса на «головной» машине КФМ-600 стали стабильно получать сразу готовый свинцовый концентрат с содержанием свинца до 76% при извлечении в него свинца (от руды) до 52%. Регламентная схема цикла свинцовой флотации была изменена: концентрат первой («головной») машины КФМ свинцового цикла был направлен в готовый свинцовый концентрат (минуя перераспределения). Фабрика успешно работала по указанной схеме в первоначальный период, когда в переработку поступала свинцово-цинковая руда, не содержащая пирит.

В 2017 году на МОУ-15 «Рудметал» АД периодически стала поступать руда, содержащая (помимо свинцовых и цинковых минералов) существенное количество пирита, который является вредной примесью и при флотации загрязняет как свинцовый, так и цинковый концентраты (учитывая, что по экологическим нормам применение цианида как наиболее эффективного депрессора пирита исключено). Это вызвало необходимость оптимизации технологической схемы флотации и режимов работы флотомашин. Был заново настроен реагентный режим свинцового и цинкового циклов флотации. Кроме того, оптимизирована технологическая схема цикла цинковой флотации:

пенный продукт второй контрольной флотации перенаправлен в первую контрольную флотацию. что позволило снизить циркуляционную нагрузку в цинковом цикле. Было также проведено незначительное изменение конструкции аэраторов и центральной трубы КФМ-600, что позволило увеличить подачу сжатого воздуха и регулировать высоту сливного порога центральной трубы «по ходу процесса» (рисунок 5).

Результаты проведенных в сентябре 2017 г. на МОУ-15 «Рудметал» АД генеральных опробований показали, что, несмотря на ухудшение технологических свойств поступающей на фабрику руды, флотационные аппараты КФМ-600 имеют значительно более высокие показатели флотации, чем показатели механических флотомашин (полученные в лабораторных условиях при разработке технологического регламента на легкообогатимой руде, не содержащей пирит). Наиболее ярко преимущество КФМ-600 заметно в цикле свинцовой флотации (таблица 1).

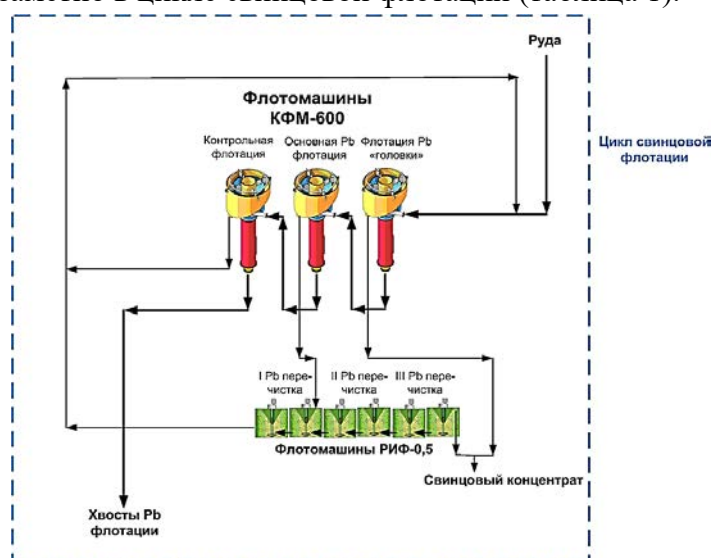


Рисунок 5 – Оптимизированная схема цикла свинцовой флотации с выводом пенного продукта «головной» машины КФМ-600 в готовый свинцовый концентрат (применяется на руде, не содержащей пирит)

Таблица 1 – Технологические показатели основной свинцовой флотации на флотомашине КФМ-600 (генопробование МОУ-15 «Рудметал» АД) и в лабораторной механической флотомашине (при разработке технологического регламента).

Показатели	Флотомашины	
	КФМ-600 (фабрика)	Механические (лаборатория)
Содержание свинца в исходном продукте, %	4,51	5,66
Содержание свинца в пенном продукте основной флотации, %	61,23	35,19
Степень концентрации свинца в пенном продукте основной флотации по сравнению с исходным	13,58	5,89
Извлечение свинца в пенный продукт (от опер.), %	82,09	81,41
Продолжительность операции основной свинцовой флотации, мин	3,5	8,0
Циркуляционная нагрузка в цикле свинцовой флотации (от руды), %	2,00	20,93

Как видно из таблицы 1, флотомашина КФМ-600 в операции основной свинцовой флотации работает намного эффективнее механической флотомашины:

–несмотря на более бедное питание (4,51 против 5,66% свинца), содержание свинца в концентрате КФМ-600 почти в два раза выше (61,23 против 35,19%);

– более высокое извлечение свинца в пенный продукт (82,09 против 81,41%) при более чем в два раза меньшей продолжительности флотации (3,5 против 8 мин).

Кроме того, высокая эффективность работы аппарата КФМ-600 в операции основной свинцовой флотации позволила снизить циркуляционную нагрузку (возврат промпродуктов) в цикле свинцовой флотации по сравнению с регламентной десять раз (2 против 20,93% от руды). Сравнение кинетики флотации свинцовых минералов на различных типах флотомашин (КФМ-600 и механических) приведено на рисунке 6.

График кинетики флотации на КФМ-600 построен по показателям суммарного извлечения свинца (от питания свинцового цикла флотации) на трех последовательно работающих аппаратах КФМ-600 в операциях основной, I и II контрольной свинцовой флотации. Указанные показатели извлечения составляют соответственно 82,9%, 90,1% и 93,7%.

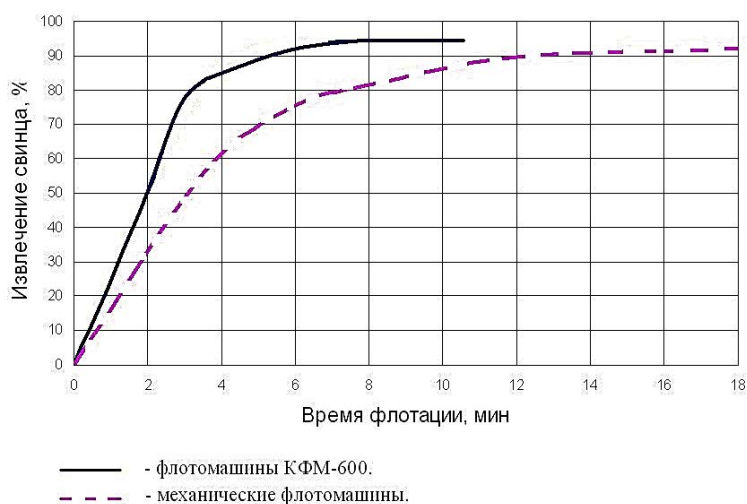


Рисунок 6 – Кинетика флотации свинцовых минералов из руды шахты «Север» на флотомашин КФМ-600 (по данным генопробования МОУ-15 «Рудметал» АД) и механических флотомашин (регламентная качественно-количественная и водно-шламовая схемы).

Продолжительность флотации определена, исходя из объема поступавшей пульпы (43,3 м³/ч) и рабочего объема одного аппарата КФМ-600 (2,5 м³) и составляет в одном аппарате – 3,5 мин, в двух – 7,0 мин, в трех – 10,5 мин. График кинетики флотации на механической флотомашине построен по показателям регламентной качественно-количественной и водно-шламовой схем, рассчитанных по результатам замкнутых лабораторных опытов.

Таблица 2 – Достигнутые показатели обогащения свинцово-цинковой руды на МОУ-15 «Рудметал» АД (по результатам генопробования).

Продукты обогащения	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
		Pb	Zn	Pb	Zn
Свинцовый к-т	3,67	70,02	4,93	90,75	13,20
Цинковый к-т	2,10	4,57	50,08	3,39	76,83
Хвосты флотации	64,48	0,17	0,07	3,90	3,29
Общие отвальные хвосты (с хв. ТСУ)	93,71	0,18	0,15	5,85	9,98
Исходная руда	100	2,83	1,37	100	100

Таким образом, флотомашин КФМ-600 на МОУ-15 «Рудметал» АД показали себя как надежные и высокоэффективные аппараты. При этом (как указывалось выше), незначительное изменение конструкции КФМ-600 обеспечило повышение (по сравнению с предшествующим периодом) извлечения свинца на фабрике на 5% (до 91-94%),

извлечение цинка – на 10% (до 76,8%) при содержании свинца в свинцовом концентрате – 70%, цинка в цинковом концентрате – 50%. В целом, результатом совместной плодотворной работы российских и болгарских специалистов стало достижение высоких показателей обогащения руды на МОУ-15 «Рудметал» АД (таблица 2).

Выводы.

- 1 Прогрессивным решением, реализованным в проекте модульной обогатительной фабрики «Рудметал» АД, является применение пневматических флотационных аппаратов нового поколения серии КФМ в основных и контрольных флотационных операциях, что изначально позволило значительно уменьшить производственную площадь флотационного модуля и сократить потребление электроэнергии.
- 2 С момента запуска МОУ-15 «Рудметал» АД флотомашин КФМ-600 показали себя как надежные и высокоэффективные аппараты. Следует особо отметить, что за весь период с начала постоянной эксплуатации фабрики (март 2016 года) не зафиксировано ни одной неплановой остановки из-за неполадок на КФМ-600 (запесочивание машины, отказ автоматики и систем подачи питания, диспергация воздуха и др.).
- 3 Технологические показатели работы машин КФМ подтвердили, что наиболее ярко их преимущества проявляются в «головных» операциях флотационных схем. При этом «головная» флотомашин КФМ-600 в операции основной свинцовой флотации работает намного эффективнее механических флотомашин:
 - содержание свинца в концентрате КФМ-600 почти в два раза выше (61,23 против 35,19%);
 - на КФМ-600 более высокое извлечение свинца в пенный продукт (82,09 против 81,41%) при более чем в два раза меньшей продолжительности флотации (3,5 против 8 мин).
- 4 Данные кинетики флотации подтверждают значительное преимущество флотомашин серии КФМ в скорости флотационного процесса.
- 5 Результаты эксплуатации флотомашин КФМ-600 на МОУ-15 «Рудметал» АД открывают широкие перспективы использования флотомашин данной серии на предприятиях республики Болгария.

Список использованных источников

1. Pat. WO 2006/061265 A1. Pneumatic flotation column / Viduyetsky M. G., Garifulin I. F., Malzew V. A.; publ. 15.06.2006.
2. Пат. 2547537 РФ, МПК7 В 03 D 1/24, С2. Флотационная пневматическая машина. / Видуецкий М.Г., Мальцев В.А., Гарифулин И.Ф., Пургин А.П. и др.; опубл. 10.04.2015.
3. Степаненко А.А. Модульные обогатительные фабрики. X Конгресс обогатителей стран СНГ. Сборник материалов. – М.: МИСиС, 2017. – с. 278.
4. Видуецкий М.Г., Мальцев В.А., Паньшин А.М., Йочев И.Щ. Особенности работы флотомашин серии КФМ в промышленных схемах обогащения медных, медно-цинковых и свинцово-цинковых руд. Журнал «Цветные металлы», № 6, 2017 г., с.12-21.
5. Лавриненко А.А. Состояние и тенденции развития флотационных машин для обогащения твердых полезных ископаемых в России. Цветные металлы, 2016, № 11, с.19-26.
6. Лавриненко А.А. Современные флотационные машины для минерального сырья. Журнал «Горная техника», 2008 г., с. 186-195.
7. W. Krieglstein. Higher yield at lower costs. Metals&Mining, 2009, №1.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЙ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД

Чинова М.И.¹, Дресвянкина Т.П.¹, Мамонов С.В.^{1,2}

¹ ОАО «Научно-исследовательский и проектный институт обогащения и механической обработки полезных ископаемых «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия

² Негосударственное частное образовательное учреждение высшего образования «Технический университет УГМК», г. Верхняя Пышма, Россия,
e-mail: Mamonov_SV@umbr.ru

Abstract. The article presents the results of research on the use of new flotation reagents and ultra-fine grinding in the beneficiation technologies of polymetallic ores. It has been shown that the use of active pyrite and sphalerite depressants as well as ultrafine grinding will improve the technological indicators of ore beneficiation.

Полиметаллические (медно-цинковые и медно-свинцово-цинковые) руды являются весьма труднообогатимым сырьем. Данные руды характеризуются сложным полиминеральным составом, наличием минералов с близкими флотационными свойствами, тонким и эмульсионным проращением ценных сульфидов друг в друге и вмещающих породах, наличием природной активности отдельных сульфидных минералов.

Анализ работы обогатительных фабрик показал, что основные потери меди, цинка и свинца связаны со сростками сульфидов этих металлов друг с другом, пиритом и вмещающими породами, а также в виде их свободных зерен, в силу несовершенства традиционных процессов дезинтеграции минерального сырья и реагентных режимов депрессии сульфидов в процессе их селективной флотации.

Среди перспективных направлений переработки полиметаллических 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.

Реагент-депрессор сфалерита

При выборе оптимального режима флотации полиметаллической руды важно правильно выбрать депрессор сфалерита. Часто при обогащении полиметаллических руд используют цинковый купорос в сочетании с сульфоксидными соединениями. 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.

В последнее время ОАО «Уралмеханобр» совместно с рядом обогатительных фабрик Уральской горно-металлургической компании активно испытывает и внедряет новый высоко эффективный депрессор цинковых минералов – полиметиленафталинсульфонат при обогащении полиметаллических руд.

Полиметиленафталинсульфонат (ПМНС) относится к поверхностно-активным веществам, представляющим собой комплексную смесь нейтрализованных едким натром

полимерных соединений с различной средней молекулярной массой и шириной молекулярно-массового распределения на основе полиметиленафталинсульфонатов. Реагент ПМНС выпускается в двух видах жидком – ПМНС-4И и сухом – ПМНС-2И.

Реагент ПМНС марки 4И испытан на полиметаллической руде Степного месторождения (Рубцовская обогатительная фабрика АО «Сибирь-Полиметаллы»).

Результаты флотационных исследований и промышленных испытаний, показали, что использование реагента ПМНС в сочетании с традиционными депрессорами цинковых минералов – сульфитом натрия и цинковым купоросом позволяет сократить расход основных депрессоров при повышении извлечения свинца и цинка в одноименные концентраты с повышением их качества. По результатам лабораторных исследований установлено, что при оптимальном расходе ПМНС-4И 80 г/т потери цинка с медно-свинцовым концентратом снижаются на 5-7 %.

Результаты промышленного освоения нового депрессора цинковых минералов на обогатительной фабрике АО «Сибирь-Полиметаллы» при обогащении полиметаллической руды Степного месторождения показали, что использование ПМНС-4И позволяет повысить извлечение цинка и свинца в одноименные концентраты на 2-2,5 %. Введение реагента ПМНС так же способствует снижению расхода основных депрессоров сфалерита в среднем на 30–40 %.

Исследовано влияние реагента ПМНС серии 2И при обогащении медно-цинковой руды Ново-Шемурского месторождения (ОАО «Святогор»).

Результаты исследований показали, что подача реагента ПМНС-2И в операцию агитации коллективного концентрата перед селективной флотацией усиливает депрессию сфалерита. Отмечено, что подача в процесс флотации ПМНС-2И с расходом 60 г/т позволяет в сравнении с базовым режимом (без подачи ПМНС): повысить содержания меди в нем на 4,2 % (с 6,9 до 11,1 %) и снизить содержания цинка на 1,5 % (с 7,6 до 6,1 %), снизить потери цинка с медным циклом на 20,7 % (с 41,2 до 20,5 %). При этом расходы депрессоров цинковых минералов – цинкового купороса и гидросульфида натрия снижены на 50 %.

В результате проведенных контрольных опытов отмечено, что применение реагента ПМНС-2И 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 %.

Проведены лабораторные исследования с введением в технологический процесс обогащения медно-цинковой руды Западно-Озерного месторождения (АО «Учалинский ГОК») реагента ПМНС 4И.

Результаты исследований показали, что введение в процесс селекции коллективного концентрата реагента ПМНС 4И позволяет повысить извлечение меди и цинка в одноименные концентраты на 3,2-3,6 % при одновременном повышении качества концентратов на 0,3-0,5 %.

При этом отмечается снижение расхода гидросульфида натрия и цинкового купороса на 30-40 % при незначительном расходе реагента ПМНС 4И – 30 г/т.

Проведены исследования с введением в технологический процесс прямой селективной флотации медно-цинковой руды Октябрьского месторождения (АО «Бурибаевский ГОК») реагента ПМНС 4И.

Исследуемый реагент ПМНС – 4И и основные депрессоры дозировали в цикл рудного измельчения. Расходы депрессоров - сульфида натрия и цинкового купороса снижены на 25 %. Расход реагента ПМНС-4И составил 60 г/т.

Результаты флотационных опытов, показали более глубокую депрессию цинковых минералов при использовании реагента ПМНС – 4И: извлечение цинка в цинковый концентрат увеличилось на 6 % по сравнению с базовым реагентным режимом. При этом отмечается повышение и качества цинкового концентрата на 2 % с 45,6 до 47,6 %.

Реагент-депрессор пирита

При флотационном обогащении сплошных полиметаллических руд наблюдаются проблемы по депрессии пирита и, как следствие, снижение качества товарных концентратов, увеличение циркуляции промежуточных продуктов в операциях флотации.

При исследовании в ОАО «Уралмеханобр» технологической добавки П-2 обнаружено одно из его свойств – депрессия пирита. Реагент-депрессор пирита П-2 представляет собой смесь аминоспиртов, производных полисахаридов и агентов, снижающих водоотделение. Проведены флотационные исследования по влиянию подачи реагента П-2 на технологические показатели обогащения медно-цинковой руды Ново-Шемурского месторождения.

Результаты исследований показали, что при подаче реагента П-2 в операцию агитации коллективного концентрата перед селективной флотацией наблюдается депрессия пирита. Отмечено, что подача в процесс флотации реагента П-2 с расходом 100 г/т по сравнению с базовым реагентным режимом (без подачи П-2) позволяет: снизить массовую долю пирита в медном продукте с 68 до 57 %; увеличить массовую долю медных минералов с 19 до 29 %; увеличить массовую долю меди в медном продукте с 6,9 % до 10,3 %. В ходе исследований реагента П-2, кроме его свойств по депрессии пирита, установлены свойства по депрессии сфалерита. Отмечено, что массовая доля цинковой обманки в медном продукте снижается с 11 до 9 %. При этом потери цинка с медным циклом снижаются с 41,2 % (без П-2) до 23,0 % (с подачей П-2).

В результате проведенных контрольных флотационных опытов по принципу непрерывного процесса отмечено, что применение реагента П-2, в сравнении с базовым реагентным режимом, 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 %.

Ультратонкое измельчение

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

Исследования влияния ультратонкого измельчения на технологические показатели обогащения проведены на пробе питания разделительной флотации (цикл селекции

коллективного концентрата) медно-цинковой руды Ново-Шемурского месторождения.

Результаты исследований измельчения в шаровой мельнице показали, что даже при измельчении исследуемой пробы до крупности 90 % класса -0,071 мм (20-25 % класса -0,02 мм) содержание раскрытых зерен халькопирита составляет 67 %, вторичных медных минералов – 40 %, сфалерита – 66 %. Приемлемое раскрытие ценных минералов (85-95 % раскрытых зерен) наблюдается при содержании класса крупности -0,02 мм на уровне 75 %, что достигается только при ультратонком измельчении пробы в бисерной мельнице.

На исходной пробе питания разделительной флотации и продукте её измельчения в бисерной мельнице до крупности 75 % класса -0,02 мм проведены флотационные исследования с получением грубых медного и цинкового концентратов.

По результатам 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 %.

ИССЛЕДОВАНИЯ ПО ИЗВЛЕЧЕНИЮ МЕДИ И БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ МЕДНО-ПОРФИРОВОЙ РУДЫ

Гурман М.А., Полтарецкая А.Е.

*Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела
Дальневосточного отделения РАН, г. Хабаровск, Россия, e-mail: mgurman@yandex.ru*

Abstract. Results of pilot studies of small technological sample of porphyry copper ore from Malmyzh ore field (Khabarovsk Krai of Russia) are presented. Authors show the mineralogical characteristic of test ore. Copper, gold, silver are the main valuable components of a sample. Experimental results of collective flotation of gold-bearing copper minerals and pyrite and their subsequent separation in the copper cycle are presented.

Приведены результаты исследований малой технологической пробы медно-порфировой руды, представленной образцами керна, отобранного на одном из участков Малмыжского рудного поля (Хабаровский край, Россия). Руды обладают сложной агрегатно-вкрапленной, тонкопрожилковой и микротрещиноватой текстурой. Главные рудные минералы халькопирит и пирит, образуют неравномерные вкрапления, агрегатные обособления, тесные взаимные сростания, микро- и тонкие прожилки 0,01-0,2мм в кварцевых и альбит-хлорит-кварцевых метасоматитах. Основным минералом меди является халькопирит.

По результатам химического анализа исходной пробы основными элементами в руде являются: Cu –0,44-0,5 %, Fe_{общ.}– 4,5 %; S – 1,94 %; доля оксидов составляет (%): SiO₂–74,2; TiO₂–0,47; Al₂O₃–15,15; MgO–1,12; CaO–1,14; Na₂O–0,53; K₂O–0,8. Медь присутствует, в основном, в сульфидной форме, содержание окисленной меди -0,014 %.

В руде содержится золото и серебро: Au - 0,4 г/т, Ag - 1,6 г/т. Гранулометрический анализ свидетельствует о неравномерном распределении в руде основных ценных компонентов меди, золота, серебра. Концентрация Си, Au, Ag наблюдается в тонких классах менее 0,071мм (таблица).

Таблица – Гранулометрический состав пробы медно-порфировой руды

Класс крупности, мм	Выход, %	Массовая доля			Распределение		
		Cu, %	Au, г/т	Ag, %	Cu, %	Au, г/т	Ag, %
-2+1	45,62	0,56	0,22	1,35	48,86	24,21	37,63
-1+0,5	18,33	0,39	0,50	1,46	13,67	22,10	16,35
-0,5+0,2	13,09	0,47	0,65	1,87	11,77	20,52	14,96
-0,2+0,1	6,14	0,49	0,59	1,85	5,76	8,74	6,94
-0,1+0,071	2,32	0,61	0,77	1,98	2,70	4,30	2,80
-0,071+0,04	3,32	0,66	0,56	2,36	4,20	4,49	4,79
-0,04	11,18	0,61	0,58	2,42	13,04	15,64	16,53
Итого	100,0	0,52	0,41	1,64	100,00	100,00	100,00

Технологические исследования проводились по схеме, предполагающей флотационное обогащение руды с получением отвальных хвостов по меди, выделение концентратов и золото- и серебросодержащих промпродуктов. Схема включала 1-стадиальное измельчение, коллективную флотацию золотосодержащих медных минералов и пирита и последующее их разделение в медном цикле. Перед медной селекцией сульфидный концентрат подвергали агитации активированным углем с целью десорбции собирателя с поверхности минералов и аэрации для улучшения разделения сульфидов меди и железа. В качестве реагента-собирателя использовался аэрофлот; вспениватель – сосновое масло; реагенты-депрессоры – жидкое стекло и динатрийфосфат (Рябой В.И. и др., 1997, 2013; Саматова Л.А., Шепета Е.Д., 2013).

Согласно полученным данным коллективная флотация позволяет извлечь основную часть меди и благородные металлы в первичные сульфидные концентраты. Извлечение меди в сульфидные концентраты составляет – 83,4-93,8 % при содержании 3,75-7,8 % Си в зависимости от крупности измельченной руды и выхода концентрата. Извлечение золота в первичные сульфидные концентраты – 60,9-75,8 % и серебра – 72,6-89 % (рисунок).

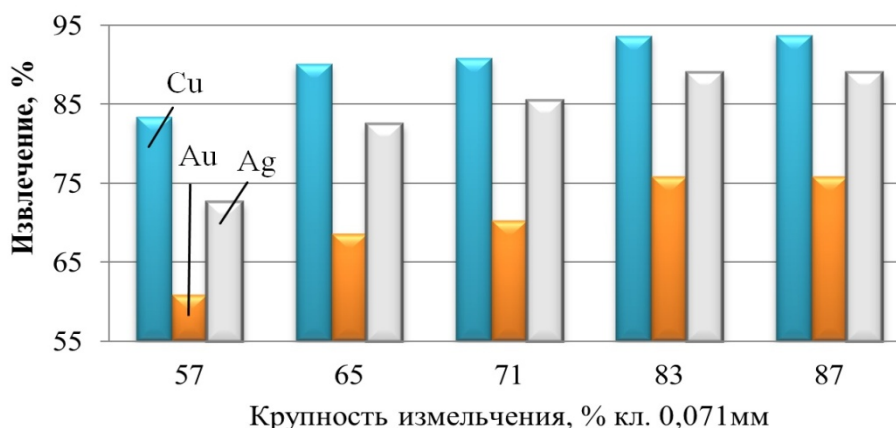


Рисунок - Извлечение меди, золота и серебра в сульфидный концентрат в зависимости от крупности измельчения

В цикле основной медной флотации получены Cu концентраты с содержанием меди 15,08-23,16 % при извлечении 48,7-80,6 %, обогащенные золотом 2-11 г/т (при извлечении 20,3-35,6 % Au) и серебром 26-33 г/т (при извлечении 30,3-39,3 % Ag).

В пиритных продуктах содержание меди составило 2-0,4 %, золота – 1,6-3 г/т, серебра – 3,7-11 г/т. В хвостах остается 0,05-0,02 % меди; 0,14-0,1 г/т золота и 0,17-0,11 г/т серебра, которое, вероятно, ассоциировано с кварцем.

Дальнейшие исследования будут посвящены вопросам оптимизации реагентных режимов селективной флотации и переработки пиритных и промежуточных продуктов для повышения извлечения меди и благородных металлов.

ПРИРОДНЫЕ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ «БОЗЫМЧАК» (КИРГИЗИЯ)

Мамонов С.В.^{1,2}, Орлов С.Л.¹, Волкова С.В.¹

¹ *ОАО «Научно-исследовательский и проектный институт обогащения и механической обработки полезных ископаемых «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия*

² *Негосударственное частное образовательное учреждение высшего образования «Технический университет УГМК», г. Верхняя Пышма, Россия,*

e-mail: Mamonov_SV@umbr.ru

Abstract. The article presents the results of the material composition research and technological properties of mixed copper ores of serpentinite composition of the Bozymchak deposit. Technical solutions for obtaining high technological indicators of these ores beneficiation are shown.

Месторождение «Бозымчак» располагается в Ала-Букинском районе Жалал-Абадской области Кыргызской Республики на юго-западном окончании Чаткальского хребта, в бассейне реки Гавасай, на высотах 1700-2300 м. Для данного месторождения характерны смешанные медные руды серпентинитового состава.

Медь в руде на 50 % связана с малахитом, азурином и хризоколлой, на 38,16 % - с халькопиритом и на 11,84 % - с ковеллином, халькозином и борнитом.

По данным минералогического анализа содержание основных минералов в руде составляет: пирит – 2 %; халькопирит – 1 %; вторичных (ковеллин, халькозин, борнит) и окисленных (малахит, азурит, хризоколла) минералов меди – менее 1 %; лимонита (гематит, гётит, магнетит) – 10 %; серпентина (антигорит, лизардит, хризотил, асбест) – 71 %; пироксенов (диопсид, авгит) – 5 %; амфиболов (тремолит-актинолит) – 4 %; слоистых силикатов (хлориты, биотит, флогопит) – 6 %; кальцита – 1 %.

По результатам химического микроанализа установлено, что медь ассоциирована не только с самостоятельными минеральными формами, но и находится в виде примесей в нерудных минералах и гематите. Из результатов полуколичественного химического анализа следует, что: содержание меди в нерудных минералах составляет 0,4-1,0 %; медь содержится в краевой части гематита, образуя корочки с содержанием 21,1-24,9 %; содержание меди в центральных частях гематита, в среднем, составляет 0,5-2,0 %.

На основании результатов химического, фазового и минералогического анализов установлено, что основными особенностями вещественного состава смешанной медной руды серпентинитового состава являются:

- высокое содержание окисленных форм меди – 50 %, 25 % из которых представлено малахитом, азурином и купритом, а 25 % - хризokolлой, не извлекаемой флотацией;
- высокое содержание диоксида кремния – 37,3 % и оксида магния – 36,2 %;
- наличие основного породообразующего минерала - серпентина, массовая доля которого составляет 71 %;
- наличие медьсодержащего гематита, содержание меди в котором может достигать до 2 % в его внутреннем объеме и до 25 % в его краевой части;

На первоначальном этапе флотационные исследования проведены по действующей на обогатительной фабрике технологии переработки легкообогатимых сульфидных медных руд скарнового типа.

Существующая флотационная технология предусматривает: измельчение исходной руды до крупности 85 % класса -0,071 мм; проведение операций основной и контрольной медных флотаций с использованием амилового ксантогената калия и МИБК; проведение перечисточной операции флотации грубого медного концентрата с получением готового медного концентрата.

По фабричной технологии из окисленной медной серпентинитовой руды получены неудовлетворительные результаты: массовая доля меди в медном концентрате составила 15 % при извлечении 45 %.

В связи с низким качеством медного концентрата и высокими потерями меди с отвальными хвостами при проведении исследований особое внимание уделено раскрытию сростков медных минералов с окислами железа в процессе измельчения, подбору номенклатуры и расхода реагентов-депрессоров серпентина, реагентов-активаторов окисленных медных минералов.

Из результатов исследований следует, что шаровое измельчение руды до фабричной крупности 85 % класса -0,071 мм (или 53 % класса -0,02 мм) позволяет получить продукт, содержащий лишь 37 % свободных зерен халькопирита. Полное раскрытие халькопирита происходит только при ультратонком измельчении руды в бисерной мельнице до крупности 90 % класса минус 0,02 мм.

Флотационные исследования, проведенные на продуктах шарового и бисерного измельчения, показали, что увеличение тонины помола руды и, как следствие, увеличение содержания свободных зерен медных минералов, способствует увеличению извлечения меди в медный концентрат. Так, например, с увеличением содержания свободных зерен медных минералов в питании флотации с 70 % (70 % класса -0,02 мм) до 100 % (90 % класса -0,02 мм) отмечается повышение извлечения меди в медный концентрат с 48 до 67%. При этом наблюдается и повышение содержания меди в медном концентрате с 16 % до 19 %.

В процессе исследований обогатимости руды установлены следующие технологические особенности:

- подача в цикл рудного измельчения руды сульфидизатора поверхности окисленных медных минералов – гидросульфида натрия – позволяет снизить потери меди с отвальными хвостами с 49 % до 41 %. В качестве оптимального принят расход

гидросульфида натрия, равный 800 г/т. Увеличение расхода сульфидизатора свыше оптимального приводит к депрессии халькопирита и увеличению потерь меди с отвальными хвостами;

- совместная подача реагентов депрессоров серпентина - гексаметафосфата натрия (ГМФ) и карбоксилметилцеллюлозы (КМЦ) в цикл рудного измельчения и в операцию контрольной медной флотации стабилизирует флотационный процесс, повышая селективность разделения. Совместная подача ГМФ и КМЦ с суммарным расходом 1200 г/т позволяет повысить качество медного концентрата до 20 % (содержание меди в медном концентрате без подачи депрессоров пустой породы составляет 15,5 %);
- введение операций аэрации пульпы с медным купоросом перед операцией основной медной флотации позволяет снизить потери меди с отвальными хвостами. Минимальные потери меди с отвальными хвостами наблюдаются при подаче медного купороса с оптимальным расходом 250 г/т;
- плотность пульпы в операции основной медной флотации должна быть на уровне 17-20 %, в перечистных операциях грубого медного концентрата – на уровне 11-15 %. Увеличение плотности пульпы приводит к резкому увеличению выхода пенного продукта и снижению качества медного концентрата.

По результатам исследований, с учетом особенностей вещественного состава и технологических свойств смешанной медной серпентинитовой руды Центрального участка месторождения «Бозымчак», разработана технология обогащения, включающая: шаровое измельчение исходной руды в голове процесса до крупности 85 % класса -0,071 мм, ультратонкое бисерное измельчение до крупности 90 % класса -0,02 мм; операции агитации пульпы с ГМФ, КМЦ и гидросульфидом натрия; операцию аэрации пульпы с медным купоросом, операции основной и контрольной медных флотаций с получением грубого медного концентрата и отвальных хвостов, три перечистные операции флотации грубого медного концентрата с получением готового медного концентрата.

По разработанной комплексной технологии обогащения получен медный концентрат с массовой долей меди 19,06 % при извлечении меди 66,70 %.

ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ ОТХОДОВ ПРОИЗВОДСТВА БОРНОЙ КИСЛОТЫ

Патеев С.А., Хатькова А.Н., Никитина Л.Г.

*Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Забайкальский государственный университет», Чита, Россия
e-mail: nesvvik@gmail.com*

Abstract. The problem of processing of boric acid production wastes is considered. A new flotation reagent is proposed for separating the silicon concentrate from boric acid waste. A technology has been developed for the flotation enrichment of boric acid production wastes using a new flotation reagent.

Большее количество промышленных запасов борных руд находятся в семи странах мира. Это в свою очередь обуславливает их дефицит и высокую стоимость борной

продукции, которые постоянно растут. В тоже время при переработке борных руд из-за несовершенства существующих технологий образуется большое количество отходов, которые постоянно накапливаются. Недостатком отечественной промышленности является ее высокая ресурсоемкость, обусловленная, в том числе, низким уровнем использования вторичного сырья. Темпы образования отходов значительно опережают процессы их переработки и естественного обезвреживания. Такой подход к производству приводит к необратимому, ускоренному ухудшению экологической обстановки в регионах добычи и переработки сырья.

Вместе с тем, в образующихся отходах, в большинстве случаев, накапливаются ценные компоненты, использование которых позволяет расширить сферу применения борного сырья.

В Приморском крае находится уникальное Дальнегорское месторождение, имеющее огромные запасы борного минерального сырья, однако известные технологии переработки не позволяют его использовать в полном объеме. Единственным производителем борного сырья на территории Российской Федерации является ООО «Дальнегорский ГОК». На обогатительной фабрике используется метод сернокислотного разложения датолитового концентрата. При производстве борной кислоты данным методом в качестве отвального продукта из процесса удаляется значительное количество шламов, которые в своем составе имеют до 70% гипса и ангидрита, до 30% свободной двуокиси кремния, а также до 10 % пироксена, граната и датолита. За время многолетней работы промышленных предприятий образовано огромное количество техногенных отходов, которые в настоящее время не используются. Общее количество этих отходов на данный момент составляет более 25 млн. т .

Решение данной экологической и экономической проблемы возможно через разработку и внедрение технологий комплексной переработки данного вида сырья, с получением сразу нескольких товарных продуктов.

Объектом исследования в данной работе являются отходы производства борной кислоты, называемые борогипсом. Данные отходы образуются при переработки датолитовых руд Дальнегорского месторождения сернокислотным методом на ООО «Дальнегорский ГОК» г. Дальнегорск, Приморский край.

Исходя из вещественного состава борогипса установлено, что из данного продукта можно получать несколько товарных концентратов.

Так кремниевая часть борогипса служит техногенным сырьем для получения белой сажи, используемой в качестве усиливающего наполнителя в резинотехнической, химической, легкой и других областях промышленности. При этом кремниевый концентрат для получения белой сажи должен содержать не менее 50 % диоксида кремния.

Гипсовая часть борогипса служит для получения гипсовых вяжущих материалов, используемых в стройиндустрии, в зависимости от сорта гипсового камня, он должен содержать в своем составе от 70 до 95 % гипса и ангидрита.

Борогипс в своем составе имеет хорошо флотлируемый компонент – гипс. На обогатительной фабрике ООО «Дальнегорский ГОК» уже имеется все необходимое оборудование для флотации, а также некоторое количество флотационных машин в настоящее время не используется и может быть задействовано в других процессах.

Флотация способна обеспечить практически безотходный передел борогипса, выделяющийся в пенный продукт гипс, используется для производства гипсового вяжущего, а остающийся в камере кремниевый концентрат, используется для производства «белой сажи».

Для флотационного выделения кремниевого концентрата из борогипса нами был предложен флотореагент перластан ON-60, который хорошо зарекомендовал себя при флотации неметаллических флюоритовых руд.

Перластаны – торговая марка анионоактивных поверхностных веществ N-ацил-саркозинового ряда. Перластан ON 60 – одна из нескольких выпускаемых модификаций. Его химический состав – $C_{17}H_{33}CON(CH_3)CH_2COONa$ – олеилсаркозинат натрия. Структурная формула приведена на рисунке 1. При комнатной температуре выглядит как желтая вязкая жидкость.

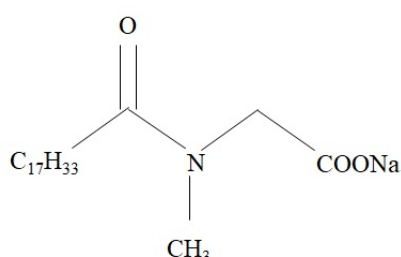


Рисунок 1 – Структурная формула олеилсаркозината натрия

Оптимальные условия проведения флотации устанавливали с помощью методики рационального планирования многофакторного эксперимента. На основании проведенных экспериментов, расчетов и с учетом исключения незначимых функций обобщенная функция по извлечению примет вид 1, а по содержанию 2.

$$\varepsilon = \frac{(64,2 + 3,5X_1 - 0,19X_1^2 + 0,003X_1^3)(-246,7 + 134,6X_2 - 18,1X_2^2 + 0,8X_2^3)}{(88 - 0,006X_3 - 0,0005X_3^2)(80,4 \exp(0,00012X_4))} \cdot 81,55^3, \quad (1)$$

$$\beta = \frac{\left(41,5 - \frac{318,3}{X_1} + \frac{2064,4}{X_1^2}\right) X_3 (10^{1,25 + 0,24 \log(x_4) - 0,06 \log(x_4^2)})}{31,19^3 (0,03 + 0,53 \exp(-X_2))(0,75 + 0,03X_3)}, \quad (2)$$

где ε – извлечение диоксида кремния; β – содержание диоксида кремния,

X_1 – температура флотации, °С; X_2 – pH флотации;

X_3 – расход реагента собирателя перластана ON-60, г/т;

X_4 – время агитации реагента собирателя с минералами, с.

Использование данных математических моделей позволяет прогнозировать извлечение и содержание диоксида кремния, и соответственно контролировать процесс флотации, варьируя параметры процесса.

На рисунке 2 изображена схема флотации борогипса.

В таблице приведена сравнительная характеристика разработанной нами схемы и схемы предложенной на ООО «Дальнегорский ГОК».

Предложенная нами схема позволяет значительно увеличить извлечение кремниевого концентрата, однако уменьшается содержание диоксида кремния, тем не менее, оно остается на уровне, подходящем для дальнейшего передела кремниевого концентрата в «белую сажу».



Рисунок 2 – Схема флотации борогипса

Таблица – Сравнительная характеристика

Показатель	Схема, предложенная на ООО «Дальнегорский ГОК»	Разработанная нами схема
Флотационный реагент	Жидкое мыло	Перластан ON-60
Расход реагента, кг/т шламов борогипса	1,5 кг/т	1 кг/т
Регулятор среды	Сода	Не требуется
Расход регулятора среды, кг/т шламов борогипса	7-10	-
Температура, °С	40	30
pH	8,5-9,0	7,5
Время основной флотации, мин	9	8
Время контрольной флотации	5	нет
Извлечение SiO ₂ , %	33,57	64,02
Выход SiO ₂ , %	15,11	32,50
Содержание SiO ₂ , %	60,24	53,56

Предложенная схема имеет свои преимущества в сравнении с ранее известными технологиями, она не требует регулирования pH среды, уменьшенная температура, в сравнении с аналогами позволяет сократить расходы на подогрев, что является важным фактором, особенно в зимнее время года. Также технология состоит из одной операции, что значительно уменьшает время проведения флотации, а также позволяет значительно увеличить выход камерного продукта. При добавлении предлагаемой схемы переработки отходов производства борной кислоты, чистая прибыль предприятия возрастает на 255,37 млн. руб. Это происходит за счет того, что добавляется два товарных концентрата – кремниевый и гипсовый.

Несмотря на то, что вырастает численность работников и соответственно затраты на заработную плату, а также основные и оборотные фонды, прибыль с производства дополнительных концентратов превосходит данные затраты.

Немаловажен экологический эффект от внедрения данной технологии на производстве. За счет вовлечения в переработку отходов, не только снижаются затраты на размещение отходов на 4,56 млн. руб., но и значительно улучшается экологическая обстановка в регионе, как за счет существенного сокращения интенсивности накопления отходов и освобождения земельных угодий от хранящихся отходов.

ПРИМЕНЕНИЕ СВЕРХПРОВОДНИКОВЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПЕРЕРАБОТКИ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

Диев Д.Н., Лепехин В.М., Макаренко М.Н., Сурин М.И., Шутова Д.И.
Федеральное государственное бюджетное учреждение «Национальный
исследовательский центр «Курчатовский институт»
Москва, Россия, e-mail: panina-marina@yandex.ru

Abstract. The main application of superconductors is magnetic systems with high induction fields (SMS). Superconductive high-gradient magnetic separator prototype is being developed in NRC “Kurchatov Institute”. This work describes the design of separator and its cryo-free magnetic system and discusses the future perspectives of using SMS in mining industry.

Основной областью применения сверхпроводниковых технологий является создание установок для получения магнитных полей с высокой индукцией.

Использование сильных магнитных полей в магнитной сепарации потенциально позволит существенно улучшить качество конечного продукта, а также открыть новые перспективы в области вторичной переработки отходов горнообработывающей промышленности.

Кроме того, сверхпроводниковые магнитные системы относительно компактны и потребляют мало электроэнергии, таким образом, их применение в сепараторах потенциально позволяет существенно снизить стоимость их содержания с сохранением производительности.

Широко известным недостатком сверхпроводниковых устройств является сложность их эксплуатации: использование криогенных жидкостей для охлаждения в сочетании с применением токов большой силы требует особой подготовки персонала и помещений.

Тем не менее, в настоящее время идет постепенный отказ от применения криогенных жидкостей в пользу криорефрижераторов и охлаждения систем с применением тепловых мостов или газовых хладагентов.

В НИЦ «Курчатовский институт» ведутся работы по созданию лабораторного прототипа высокоградиентного магнитного сепаратора для обогащения слабомагнитного сырья со сверхпроводниковой магнитной системой.

Для охлаждения магнитной системы предлагается использовать переохлажденный жидкий или кристаллизованный азот или газообразный гелий, что позволяет свести к минимуму сложности, сопутствующие работе с криогенными жидкостями.

Проведены успешные предварительные испытания магнитной системы, идет подготовка к итоговым испытаниям прототипа сепаратора.

В настоящем докладе описана конструкция прототипа сепаратора с указанием особенностей сверхпроводниковой магнитной системы, приводятся результаты предварительных испытаний, проводится обсуждение перспектив применения аналогичных магнитных систем в промышленности и их плюсов и минусов с точки зрения конечного пользователя.

**ОБОСНОВАНИЕ И РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ
ПОВЫШЕНИЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ГЕМАТИТА НА ОБОГАТИТЕЛЬНОМ
ПРОИЗВОДСТВЕ АО «ОЛКОН»**

Хохуля М.С., Фомин А.В., Алексеева С.А., Карпов И.В.

*Горный институт Кольского научного центра РАН, ФИЦ КНЦ РАН
г. Апатиты, Россия, e-mail:mike@goi.kolasc.net.ru*

Abstract. The characteristics of material composition of tailings of primary magnetic separation have been investigated. Gravity technology of separation of the material providing reduction of the losses of fine fractions of hematite was developed.

Снижение содержания массовой доли железа в железистых кварцитах, связанного в первую очередь с рудными минералами – магнетитом и гематитом, выдвигает на первый план проблему повышения качественно-количественных показателей обогащения за счет модернизации существующих технологий их переработки. Содержание в руде месторождений Заимандровского района, таких как Оленегорское и Комсомольское гематита с вкрапленностью менее 0,5 мм, в которых доля гематитового железа составляет от 5 до 10 %, приводит к необходимости использования в отдельных секциях технологической схемы гравитационного цикла обогащения.

Исходная руда, поступающая на дробильно-обогательную фабрику (ДОФ) АО «Олкон», обогащается по комбинированной магнитно-гравитационной схеме с получением коллективного магнетит-гематитового концентрата. Основная часть железорудной продукции в виде магнетитового концентрата производится на технологических секциях с использованием барабанных магнитных сепараторов, а получение гематитового концентрата обеспечивается переработкой хвостов основной магнитной сепарации с привлечением процесса отсадки. Технологическая схема отсадки на действующем производстве характеризуется низкой эффективностью, что обусловлено в первую очередь потерями тонких фракций гематита с хвостами диафрагмовых отсадочных машин, которые составляют около 60% от операции.

Другим недостатком данной технологии является отсутствие доводочных операций по дообогащению концентрата отсадочных машин, что при низком его качестве (45-55 % Fe_{общ.}) приводит к разубоживанию общего магнетит-гематитового концентрата.

С целью обоснования технологических решений по повышению извлечения гематита в концентрат были проведены опытно-промышленные испытания по совершенствованию существующей технологии обогащения хвостов основной магнитной сепарации.

Анализ гранулометрической характеристики исходного питания отсадочных машин, а также распределение гематита по классам крупности показал, что выход фракции -0,63+0,1 мм составляет около 70%, при извлечении в него до 72% гематитового железа (рисунок 1). Содержание Fe_{гем.} в питании гравитационного цикла варьируется в довольно широком диапазоне - от 2% до 20%.

По данным минералогического анализа основными рудными минералами в питании отсадки являются гематит и магнетит, причем содержание магнетита зачастую не превышает 1%. Силикатные минералы представлены кварцем, полевыми шпатами, слюдой (биотит, мусковит), амфиболами и пироксенами. В группу второстепенных минералов входят: кальцит, сульфиды, гранат, эпидот. До 20-40% гематита находится в сростках с кварцем, реже с амфиболами.

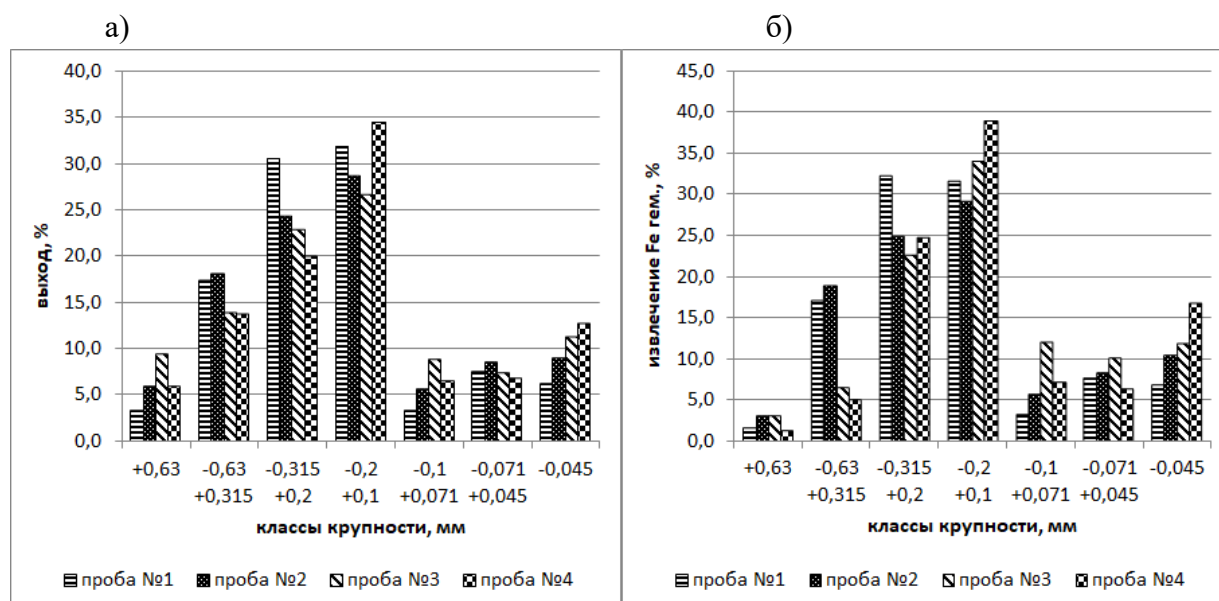


Рисунок 1 - Характеристика гранулометрического состава различных проб питания отсадки (а) и распределение массовой доли гематитового железа в узких классах крупности (б)

В материале крупнее 0,63 мм практически весь гематит находится в сростках, в классе крупности $-0,63+0,2$ 50-60% зерен гематита представлено сростками, в материале крупностью менее 0,2 мм более 90% гематита находится в раскрытом состоянии. Отмечается тенденция увеличения содержания гематита в сростках при снижении его содержания в перерабатываемой руде.

Низкое содержание $Fe_{общ.}$ и $Fe_{гем.}$ в хвостах основной магнитной сепарации ограничивает применение таких методов обогащения как высокоинтенсивная магнитная сепарация и флотация, как экономически нерентабельных. Кроме того данные методы обогащения требуют предварительного доизмельчения исходного питания, что с учетом высокого содержания кварца и полевых шпатов, а также их абразивности приводит к значительным энергетическим и материальным затратам (мельничная футеровка, измельчающие тела).

При использовании флотации дополнительные затраты связаны с реагентами и необходимостью водоподготовки, что усложнит существующую схему водоснабжения фабрики.

В настоящее время винтовая сепарация является одним из основных способов обогащения железорудного сырья, в котором главным ценным минералом является гематит. За последние 10 лет введено в эксплуатацию несколько крупных железорудных проектов в Канаде, Бразилии, Индии и Швеции на которых основным методом обогащения является стадийная винтовая сепарация, включающая, как правило, основную, контрольную и 1-2 перечистные операции. Качество получаемых концентратов: 64–67 % $Fe_{общ.}$, при извлечении 70-85 %.

Основные преимущества технологии обогащения с применением винтовых сепараторов:

- низкое энергопотребление;

- высокие технологические показатели при обогащении железных руд крупностью менее 1 мм;
- низкие эксплуатационные затраты;
- возможность широкого использования модульных конструкций и блоков для сокращения сроков строительства фабрики и т.д.

Учитывая выявленные особенности гранулометрического и минерального состава, содержания гематита, его контрастность по плотностям с минералами породы, а также степень раскрытия минералов, для АО «Олкон» предложена гравитационная технология переработки хвостов магнитного цикла обогащения (рисунок 2).

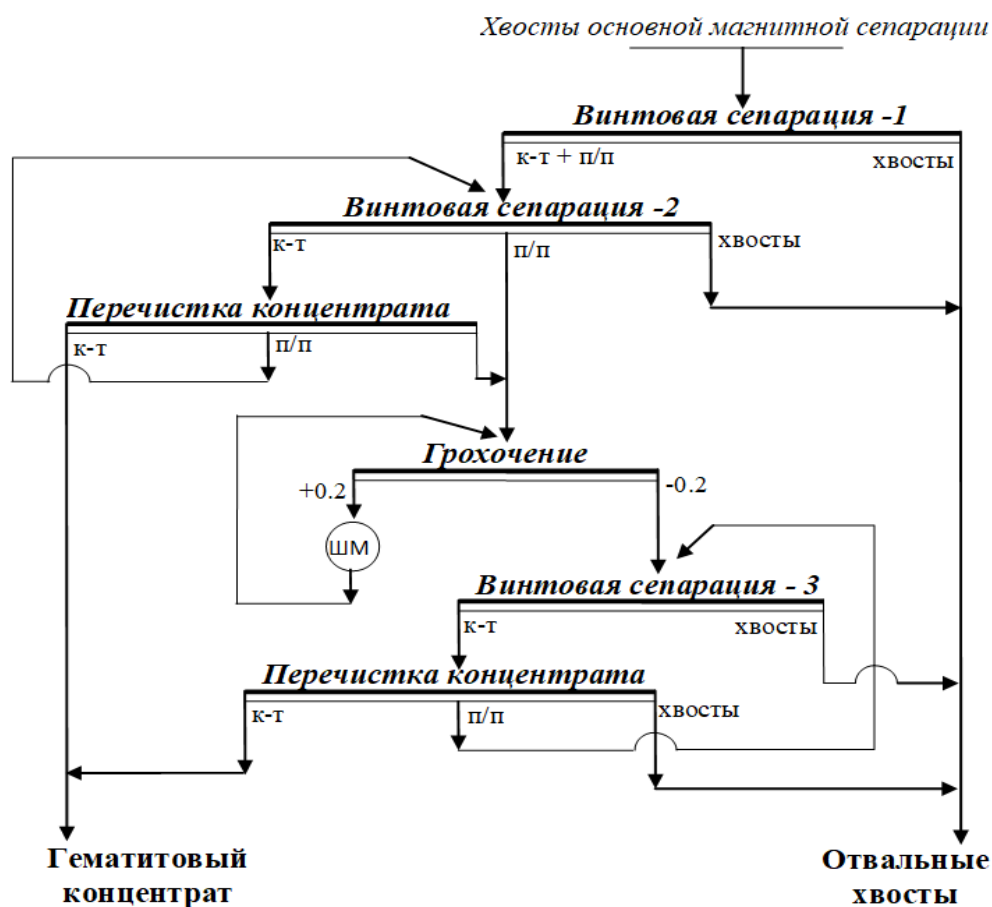


Рисунок 2 - Разработанная технологическая схема получения гематитового концентрата на ДОФ АО «Олкон»

Первая стадия обогащения включает в себя две операции винтовой сепарации, где происходит формирование отвальных хвостов и чернового концентрата с содержанием $Fe_{\text{общ.}}$ 35-40%.

Вторая стадия обогащения включает в себя доизмельчение промпродукта до крупности -0.2 мм и винтовую сепарацию (с получением отвальных хвостов и чернового концентрата с содержанием 30-35% $Fe_{\text{общ.}}$). Для перечистки черновых концентратов могут быть использованы концентрационные столы и винтовые сепараторы.

Разработанная технология позволила при обогащении хвостов основной магнитной сепарации с содержанием общего железа 8,2 % и гематитового железа 5,2% получить гематитовый концентрат с содержанием общего и гематитового железа 62,2% и 54,5%

соответственно при выходе концентрата 7,2% от исходного питания схемы. Извлечение общего и гематитового железа в концентрат составило 54,6 % и 75,4% соответственно. Содержание данных компонентов в отвальных хвостах в зависимости от качества исходного питания варьирует от 5 до 7,5% по $Fe_{общ.}$ (содержание $Fe_{гем.}$ 1,4–2,5% соответственно).

Таким образом, на основании проведенных исследований была разработана технологическая схема переработки хвостов основной магнитной сепарации, позволяющая снизить потери мелких классов гематита с хвостами, а также повысить содержание $Fe_{общ.}$ на 10-15 % и извлечение $Fe_{общ.}$ до 8-12 % в концентрат по сравнению с существующей на обогатительной фабрике технологией.

По результатам укрупненных лабораторных исследовательских работ и проведенных полупромышленных испытаний на АО «Олкон» было принято решение о введении в эксплуатацию опытно промышленной секции винтовых сепараторов производства Multotec (ЮАР) с перспективой внедрения технологии винтовой сепарации как основного способа получения гематитового концентрата.

ПЕРСПЕКТИВЫ ПРИМЕНЕНИЯ СВЕРХПРОВОДЯЩИХ МАТЕРИАЛОВ В ОБОГАЩЕНИИ ТОНКОВКРАПЛЕННЫХ СЛАБОМАГНИТНЫХ РУД

Лавриненко А.А., Сыса П.А., Агарков И.И.

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

Abstract: The article is devoted to the problem of the use of superconducting materials in the engineering and technological enrichment of low-magnetic minerals. The experience and applications of superconducting materials in the world and in Russia and the main promising directions are considered.

В мировой практике обогащения окисленных железных руд, а также гематитовых, ильменитовых, хромитовых, вольфрамитовых, тантал-ниобиевых руд получили большое распространение электромагнитные высокоградиентные сепараторы с индукцией возбуждения в зазоре 0,5-1,5 Тл и с градиентом до 2 Тл/см.

Создание необходимого магнитного потока в таких сепараторах обеспечивается электромагнитными системами, представляющими собой десятки тысяч витков медного провода, намотанного на стальном сердечнике внушительных размеров. Кроме явной материалоемкости данные сепараторы имеют еще ряд недостатков. Главный из них – энергоемкость.

На переработку 1 т сырья такими сепараторами тратится, в зависимости от производительности: от 0,5 до 5 кВт электроэнергии для питания электромагнитной системы; от 0,05 до 0,6 м³ охлаждающей воды; при этом на работу электропривода тратится всего 0,09-0,18 кВт электроэнергии; 95 % затраченной электроэнергии тратится в конечном итоге на резистивный нагрев обмоток.

Обильное выделение тепла требует охлаждения, на которое тоже тратится энергия. К менее значительным недостаткам можно отнести громоздкость конструкции, забивание осадительных поверхностей и невысокую удельную производительность.

Верхний предел магнитной индукции полей в сепараторах с электромагнитными системами теоретически составляет 2 Тл, но практически достигают индукции не выше 1,5–1,8 Тл, что связано с приближением к магнитному насыщению материала сердечников и удорожанию таких систем.

В целом весь этот комплекс проблем снижает экономическую эффективность магнитной сепарации слабомагнитных минералов настолько, что приходится отказываться от магнитного обогащения в пользу других методов, например флотации.

Дальнейшее развитие магнитного обогащения связано с повышением извлекающих магнитных сил, поэтому экономически и технически его реализация возможна только с применением сверхпроводящих магнитных систем.

В сверхпроводящих материалах в последнее время ощущается прогресс как в области понимания природы высокотемпературной сверхпроводимости, так и в разработке новых типов сверхпроводящих материалов.

Большая часть сверхпроводниковой техники до недавнего времени была основана на применении низкотемпературных сверхпроводников, таких как Nb_3Sn или $NbTi$. Новый класс сверхпроводящих материалов радикально расширяет возможности практического использования сверхпроводимости для создания новой техники и может оказать революционное воздействие на эффективность различных отраслей производства. Критическая температура высокотемпературных сверхпроводников с запасом превышает температуру кипения жидкого азота, что принципиально меняет экономические показатели сверхпроводниковых устройств, поскольку стоимость хладагента и затраты на поддержание необходимой температуры снижаются в 50-100 раз.

Открытие высокотемпературных сверхпроводников (ВТСП) сняло теоретический запрет на дальнейшее повышение критической температуры с 30К вплоть до комнатной.

В результате применения ВТСП на производстве предполагается решение следующих задач:

- повышение экономической эффективности вследствие уменьшения затрат энергии при работе магнитных сепараторов, а также снижение материалоемкости обогатительного оборудования;
- повышение селективности разделения слабомагнитных и немагнитных минералов в полях высокой индукции с получением готовых концентратов или продуктов с высоким содержанием металлов;
- переработка тонко измельченных руд и продуктов обогащения редких и рассеянных металлов с целью выделения в магнитную фракцию ценных компонентов для их последующей доводки;
- глубокая очистка от магнитных (главным образом железосодержащих) примесей каолина, кварц-полевошпатового сырья и песков.
- повышение извлечения слабомагнитных минералов и качества получаемых концентратов слабомагнитных руд вследствие расширения инструментария их переработки и новых технологических возможностей;

- вовлечение в переработку забалансовых запасов и отвалов горных предприятий, ранее считавшихся непригодными к переработке, и улучшение общей экологической обстановки вследствие этого.

Основными процессами магнитной сепарации с применением сверхпроводящих магнитных систем могут быть: магнитная сепарация в криволинейных каналах, создающих надежные удерживающие силы; магнитогидродинамическая и магнитогидростатическая сепарация; магнитоадгезионная сепарация; магнитоцентробежная сепарация; флотация в магнитном поле и др.

Магнитные поля с высокой индукцией (выше 3 Тл) интересны еще и тем, что дают новые технологические возможности вследствие изменения свойств слабомагнитных минералов под воздействием столь сильного магнитного поля. Например, в магнитном поле 5 Тл гематит флокулирует также, как и магнетит в поле обычного магнита, что объясняется повышением его магнитной восприимчивости.

Также в сильных магнитных полях (выше 10 Тл) становятся ощутимыми и пригодными к применению в промышленных аппаратах силы взаимодействия с парамагнитными минералами, ионами и даже биологическими тканями. Например, в магнитном поле 16 Тл могут левитировать живые организмы.

В мировой практике предпринимались неоднократные попытки применения сверхпроводящих материалов для изготовления магнитных систем сепараторов. Например, достаточно долго работал в Турции на очистке каолинового сырья сухой сверхпроводящий барабанный сепаратор, изготовленный немецкой фирмой КНД. Магнитная индукция поля на поверхности барабана составляла 3 Тл. При ширине барабана 1,6 м сепаратор имел производительность 30 т/ч. Фирмой Eriez Magnetic был создан мокрый сепаратор матричного типа с индукцией поля 2 Тл.

Производительность сепаратора 20 т/ч, работал также на каолиновом сырье. Охлаждающей жидкостью в обоих случаях является жидкий гелий.

Сложность и высокая стоимость эксплуатации гелиевой охлаждающей системы, в конечном итоге, сделала невыгодным их использование, хотя в работе эти сепараторы показали приемлемые результаты.

Накопленный опыт применения сверхпроводящих материалов в магнитном обогащении позволяет сделать ряд выводов:

- применение сверхпроводящих магнитных систем в горнодобывающем производстве возможно и дает положительные результаты.

Применение новых материалов позволит повысить экономическую эффективность сверхпроводящих систем до приемлемого уровня;

- сверхпроводящие системы уже в настоящее время позволяют достигать магнитной индукции 10 Тл, но учитывая при этом магнитное насыщение сепарируемых слабомагнитных минералов, вряд ли нужна индукция более 5 Тл.

По мнению самого крупного специалиста в этой области – проф. Яна Свободы даже при очистке каолина в матрицах из стальной шерсти (ваты) индукция в рабочем пространстве не должна превышать 5 Тл.

По мнению других специалистов, повышение уровня магнитной индукции выше 5 Тл необходимо для повышения производительности сепараторов. Также в

процессах МГД- и МГС–сепарации, с ростом индукции уменьшается плотность тока или стоимость магнитных жидкостей, поэтому целесообразно значительное увеличение индукции, реализуемое в допустимых технико-экономических пределах;

- важной особенностью магнитной сепарации является возможность работы в сухом режиме. В этом случае можно исключить расходы на водооборот и применять магнитную сепарацию в сухих и арктических районах, где применение мокрых процессов затруднительно.
- необходим новый подход к проектированию сверхпроводящих систем, учитывающий в полной мере специфику их применения. Сверхпроводящие системы могут создавать большую магнитную индукцию магнитного поля с относительно небольшими затратами энергии. Однако из-за необходимости охлаждения магнитной системы её проще создать в небольшом объёме, что ограничивает рабочее пространство сепаратора. В то же время высокий уровень напряженности магнитного поля позволяет во многих случаях отказаться от применения концентрирующих магнитное поле ферромагнитных матриц.

Единственным проектом в России на сегодняшний день является работа по проектированию и изготовлению опытного образца высокоградиентного сепаратора для обогащения слабомагнитных материалов с магнитной системой на основе сверхпроводников второго поколения, которая ведется национальным исследовательским центром «Курчатовский институт» совместно с ООО «Магнетит».

Сепаратор имеет вертикально расположенный ротор, магнитное поле создается сверхпроводящей системой, имеющей магнитопровод, и охлаждаемой жидким азотом.

Перспективы развития магнитного обогащения тонковкрапленных слабомагнитных руд в ближайшем будущем связаны с применением сверхпроводящих магнитных систем.

В целом применение сверхпроводников в горнодобывающем производстве принесёт положительный экономический эффект.

ОБОГАЩЕНИЕ МАГNETИТОВЫХ РУД В БЕГУЩЕМ МАГNETИТНОМ ПОЛЕ

Пелевин А. Е.¹, Мушкетов А.Ан.²

¹ *Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Уральский государственный горный университет», г. Екатеринбург, Россия, e-mail: a-pelevin@yandex.ru*

² *ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия, e-mail: maas@yandex.ru*

Abstract. The paper discusses a method of improving the technological indicators of mineral dressing by alternating magnetic field. The principle of separation in an alternating magnetic field is considered. The results of the enrichment of magnetite concentrates obtained from various types of iron ores are presented.

При обогащении магнетитовых руд в сепараторах с постоянным магнитным полем в магнитный продукт неизбежно попадает часть материала, представленная раскрытыми

зёрнами породных минералов и бедных сростков. Загрязнение магнитного продукта связано с образованием магнитных агрегатов (флокул и прядей), которые механически захватывают бедные по железу зёрна. По этой причине в сепараторах с постоянным магнитным полем невозможно в последней стадии обогащения получать железные концентраты высокого качества и получать концентраты перед последней стадией измельчения. Для решения перечисленных задач разработаны высокоселективные сепараторы с переменным (бегущим) магнитным полем [1, 2].

Эти сепараторы лишены представленного недостатка за счёт размагничивания магнитных агрегатов при помощи вращающейся магнитной системой. При попадании магнитной пряди или флокулы в переменное магнитное поле повышенной частоты она разрушается, что позволяет выделить сростки 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 приведены результаты опытов по повышению качества железных концентратов с помощью лабораторного барабанного сепаратора с бегущим магнитным полем конструкции Уральского государственного горного университета.

Таблица - 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

Сепаратор состоит из неподвижного барабана, внутри которого вращается магнитная система с чередованием полярности полюсов по образующей барабана. Частота переменного магнитного поля достигает 200 Гц. Линейная скорость вращения магнитной системы определяет частоту бегущего магнитного поля. При разделении

магнитные частицы притягиваются к магнитной системе. Под действием бегущего магнитного поля пряжи и флоккулы 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.

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 флоккул.

Список использованных источников

1. Пелевин А.Е. Пути повышения эффективности технологии обогащения железорудного сырья // Чёрная металлургия. 2019. Т. 75. № 2. С 137-146.
2. Пелевин А.Е. Магнитные и электрические методы обогащения. Магнитные методы обогащения: учебник. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2018. 296 с.

МЕТОД КОНЕЧНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ В МОДЕЛИРОВАНИИ ПРОЦЕССА ГРАВИТАЦИОННОЙ СЕПАРАЦИИ МИНЕРАЛЬНЫХ ЧАСТИЦ В ЦЕНТРОБЕЖНОМ ПОЛЕ

Тютюнин В.В., Пугач А.Н.

*Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Иркутский национальный исследовательский технический университет»,
г. Иркутск, Россия, e-mail: tiutiuninedenei@gmail.com*

Abstract. Gravity separation process modelling in centrifugal concentrator shall be carried out by means of a Finite Element Analysis (FEA).

Ежегодно с наращиванием масштабов производства и развитием научно-технического прогресса в мире увеличивается добыча полезных ископаемых, драгоценных и редкоземельных металлов и их потребление. В связи с высоким ресурсопотреблением и использованием низкоэффективных технологий обогащения руд происходит значительная потеря полезных ископаемых. Так, за последние годы, в добываемых рудах концентрация железа, золота и цветных металлов снизилась почти в 1,5-2 раза, а доля труднообогатимых руд и угля возросла с 20 до 40 % от общей массы сырья [1]. Таким образом возникает необходимость в совершенствовании традиционных способов обогащения и развитии принципиально новых процессов, позволяющих перерабатывать тонкодисперсные руды сложного состава.

Одним из дешевых методов переработки минерального сырья является гравитационное обогащение, в процессе которого можно обогащать руды и материалы широкого диапазона крупности – от 50 мм до 0,001 мм, а перспективным способом

интенсификации данного процесса обогащения является центробежная сепарация. Успешное применение центробежных сепараторов на горно-обогатительных предприятиях подтвердило необходимость дальнейших исследований и научно-конструкторских разработок в их дальнейшем развитии и усовершенствовании.

Области применения центробежных сепараторов обширны, они используются для извлечения частиц повышенной плотности (золота, серебра, платины, олова, тантала, вольфрама, свинца и многих других) при обогащении различных типов руд и техногенного сырья, а также для ремедиации и дезактивации грунтов с химическими или радиоактивными загрязнениями [3,4].

Традиционно в промышленности для обогащения минеральных частиц в центробежном поле применяются центрифуги, в которых различными конструкторами и исследователями предложены ряд способов улавливания полезных минеральных частиц в зонах концентрации, а также способы борьбы с запрессовкой минеральной постели, возникающей в результате последовательного наслоения зерен минералов друг на друга под действием высоких величин центробежного ускорения. Различают следующие способы разрыхления минеральной постели в центробежных концентраторах: твердосплавными ножами; струями воды; вибрацией.

В настоящее время самое широкое распространения получили центробежные концентраторы с разрыхлением постели водой, подаваемой под давлением с внешней стороны вращающегося конуса через специальные (флюидизирующие) отверстия в нем. В тоже время хорошо зарекомендовали себя вибрационные центробежные концентраторы, однако широкого применения не получили по ряду причин.

Исследователи выделяют в центробежных концентраторах с различными способами разрыхления минеральной постели два механизма сепарации минеральных частиц: классифицирующий и сегрегационный. Классифицирующий механизм разделения минеральных частиц заключается в разделении минеральных частиц, движущихся в потоке пульпы вдоль стенки вращающегося ротора по плотности, крупности и форме, а сегрегационный механизм заключается в расслоении минеральных зерен, находящихся в минеральной постели в зонах улавливания концентрата.

Многочисленными исследованиями было показано, что эффективность процессов обогащения в центробежном поле полностью зависит от интенсивности воздействий, оказываемых на минеральную пульпу в роторе центробежного концентратора. Обогащение в роторе центробежного концентратора можно описать в три стадии:

1. Расслоение минеральной пульпы на стенке вращающегося ротора и классификация минеральных частиц в потоке.
2. Формирование минеральной постели в зонах концентрации тяжелых минеральных частиц.
3. Улавливание тяжелых минеральных частиц в зоны концентрации и сегрегационное расслоение минералов.

Процессы разделения минеральных частиц в центробежном поле при гравитационном обогащении достаточно широко исследовались и существует большое количество публикаций по данной тематике [5-7]. Накоплен объемный и разнообразный теоретический и экспериментальный материал, посвященный различным вопросам

движения зерен в центробежном поле, гидродинамики среды при гравитационном обогащении. Однако, несмотря на определенные успехи исследователей, теоретические аспекты разделения частиц в центробежных полях изучены недостаточно полно, данные физических экспериментов носят малоинформативный характер протекающих процессов, а представления о движении частиц и попытки создания математических моделей в центробежном поле требуют уточнения.

Для проведения дальнейших исследований и оптимизации процессов гравитационного обогащения необходимо провести моделирование центробежной сепарации на основе метода конечных элементов (МКЭ). Объектом исследования был выбран гравитационный концентратор периодической разгрузки Knelson-CD10MS (рисунок 1).

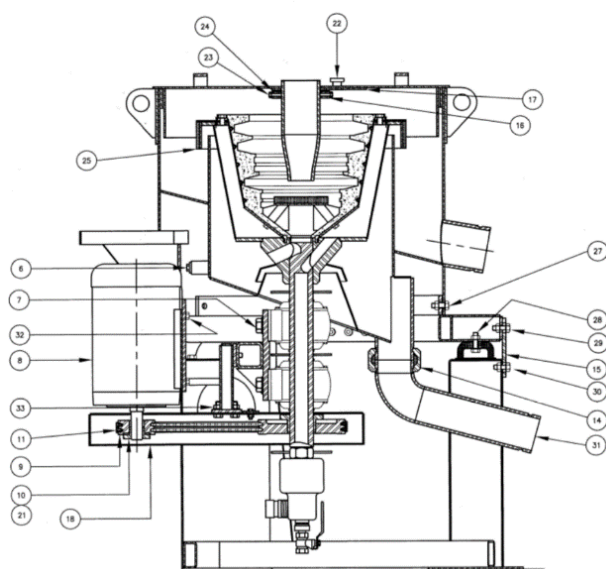
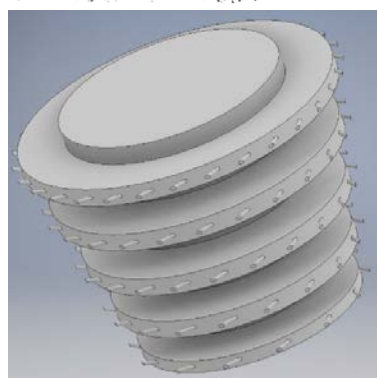
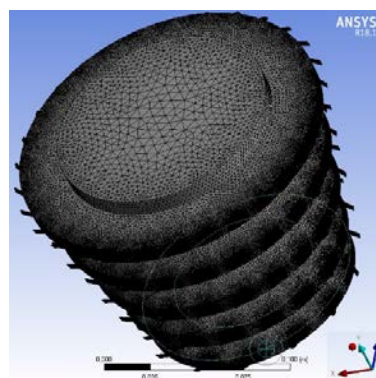


Рисунок 1 - Гравитационный концентратор Knelson-CD10MS



а)



б)

Рисунок 2 - 3D-модель камеры гравитационного концентратора (а), сеточная математическая модель камеры (б)

Моделирование и расчет движения двухфазной гетерогенной смеси в камере гравитационного концентратора будет проводиться с использованием модуля CFD программы ANSYS Fluent CFX.

Для решения технической задачи была разработана трехмерная модель камеры гравитационного концентратора в графической CAD системе Autodesk Inventor, которая

позволяет экспортировалась геометрию в ANSYS CFX в формате Parasolid (*.x_t) (рисунок 2а), и была построена сеточная математическая модель (рисунок 2б), состоящая из 10558891 тетраэдральных элементов. Размер элементов в пристеночных слоях задавался с учетом критерия y^+ , который должен удовлетворять условию $30 < y^+ < 300$, так как гетерогенная смесь движется в сильно развитом турбулентном потоке.

При моделировании движения частиц в потоке гетерогенной смеси в Ansys CFX будет использоваться базовый метод Эйлера, который применяется для тонкодисперсной фракции (до 10 мкм). Достоинством метода является то, что разницу концентраций дисперсной фазы между 2-мя точками определяет диффузионный поток.

Список использованных источников

1. Соловьева М.В., Спиридонова Т.Е. Современное состояние и основные проблемы развития производства цветных металлов в России // Инфраструктурные отрасли экономики: проблемы и перспективы развития. – 2015. - № 11. – С. 38-45.
2. Богданович А.В., Федотов К.В. Основные тенденции развития техники и технологии гравитационного обогащения песков и тонковкрапленных руд // Горный журнал. – 2007. – № 2. – С. 51-57.
3. Янин, Е.П. Ремедиация территорий, загрязненных химическими элементами: общие подходы, правовые аспекты, основные способы (зарубежный опыт) // Проблемы окружающей среды и природных ресурсов, 2014, № 3, с. 3–105.
4. Николаевский В.Б., Полуэктов П.П., Арустамов А.Э. Перспективы развития технологии дезактивации грунтов // Безопасность ядерных технологий и окружающей среды. 2011. №4. С. 114-117.
5. Шохин В.Н., Лопатин А.Г. Гравитационные методы обогащения. Учебник для ВУЗов. 2-е изд., перераб. и доп.. – М.: Недра, 1993. – 350 с.
6. Федотов К.В., Тютюнин В.В. Свободное падение частиц в центробежном поле // Обогащение руд. – 2009. – № 2. – С. 27-31.
7. Федотов К.В., Тютюнин В.В. Механизм сепарации минеральных частиц в центробежном поле // Инновационные процессы комплексной и глубокой переработки минерального сырья (Плаксинские чтения – 2013): материалы Международного совещания, 16-19 сентября 2013 г. – Томск: Изд-во Томского политехнического университета, 2013. – С. 98-99.

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО СУХОГО ОБОГАЩЕНИЯ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД

Лебедев И.Ф.

*Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Федеральный исследовательский центр Якутский научный центр Сибирского отделения РАН,
Институт горного дела Севера им. Н.В.Черского СО РАН, г Якутск, Россия,
e-mail: ivleb@mail.ru*

Abstract. The aim of the research is to determine the possibility (efficiency) of dry preliminary enrichment of ores using the example of the «Gurbay» deposit in the Irkutsk region and the development of a rational scheme for processing ores containing free gold.

Для определения возможности (эффективности) сухого предварительного обогащения руд использовалась руда месторождения «Гурбей» Иркутской области. По

итогах исследований будет разработана рациональная схема переработки руд, содержащих свободное золото.

Выбор руды месторождения «Гурбей», содержащей широкую гамму гранулометрии свободного золота по крупности и по степени вкрапленности является принципиальным с точки зрения исследования глубины раскрытия и извлечения золота.

Руда относится к золото-кварц-сульфидному малосульфидному типу руд, преимущественно состоит из литофильных компонентов (86,0 %) с преобладанием оксида кремния (59,08%). Рудообразующие компоненты представлены, главным образом, железом и серой. Основными породообразующими минералами являются кварц (22,8 %), хлорит (21,7 %) и полевые шпаты (20,7 %). Сульфидная часть пробы руды представлена пирротинном – 2,3 % и пиритом – 1,8 %. Золото, в основном, весьма высокопробное, почти чистое (938 – 964 единицы).

Преобладающая масса золота (79,6 %) представлена классами крупности + 0,071 мм. Доля мелких, тонких и тонкодисперсных частиц золота (+ 0,071 мм) составляет 20,4 % [1].

Исследования сухой технологии переработки золотосодержащей руды месторождения «Гурбей» с исходным весом 1123,8 кг, проводились на полупромышленных установках: дробилке комбинированного ударного действия ДКД-300 [2], центробежном измельчителе ЦМВУ-800 [3] и пневмосепараторе ПОС-2000 [4] разработки ИГДС СО РАН.

Методика проведения исследований. В исходной руде содержится около 20% рудной мелочи - класса крупностью -1 мм. С учетом этого, для обработки исходной пробы проводилось грохочение по классам крупности +12 мм, -12+3 мм и -3 мм. Распределение исходной пробы по классам крупности после классификации составило: +12 мм - 673,4 кг, -12+3 мм - 197,1 кг, -3 мм - 253,3 кг, всего 1123,8 кг. Технологическая схема исследований представлена на (рисунок 1).

Класс крупности +12 мм подвергался дроблению на ДКД-300, класс -12+3 мм является питанием измельчителя ЦМВУ-800. Класс -3 мм подвергался пневмосепарации на ПОС-2000. Следует заметить, что номинальная крупность в питании пневмосепаратора составляет -1 мм. В данном случае принят укрупнённый вариант исходного питания для максимальной концентрации в пневмоконцентрат раскрываемого из рудной массы золота, а также учитывалась не высокая эффективность измельчения на центробежном измельчителе ЦМВУ-800 из-за изношенности рабочих органов.

Полученный концентрат из пневмосепаратора просеивался на два класса +1 и -1 мм. Далее класс -1 мм обогащался на столе, затем полученный концентрат доводился на концентраторе «Мозли». Для окончательного выделения свободного золота использовалась магнитная сепарация и разделение (промывка) в бромформе.

Проба подвергалась циклическому дроблению и измельчению (4 цикла). Класс +12 мм после дробилки ДКД-300 является возвратным для дробления (цикл), для измельчителя возвратными являются все продукты грохочения +3 мм, а также продукты классификации -3+1 мм концентрата ПОС-2000. При этом, обработка на ЦМВУ-800 и на пневмосепараторе ПОС-2000 проводилась в жесткой связке. По каждой операции отдельно отбирались и обрабатывались пробы для гранулометрического и пробирного анализов на содержание золота (хвосты переработки).

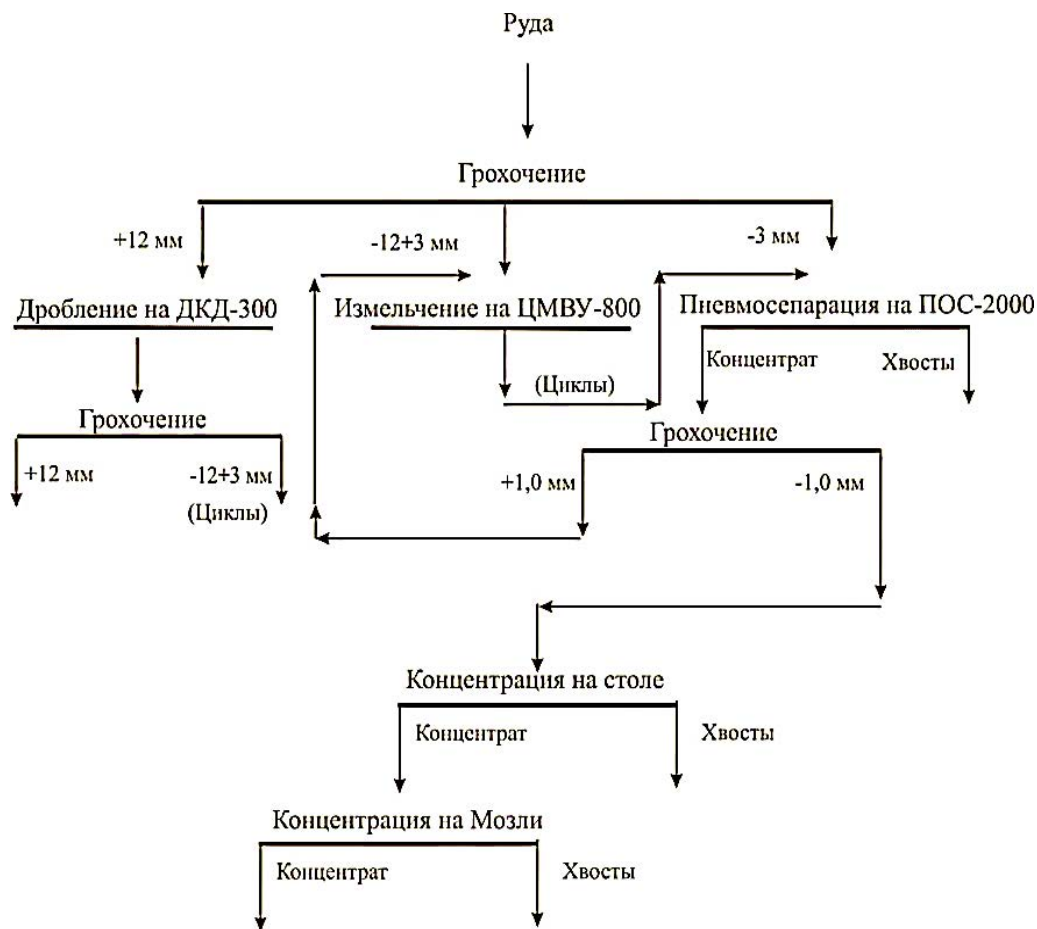


Рисунок 1 – Технологическая схема обработки проб

В завершающем этапе проводился балансовый анализ продуктов обработки на содержание золота и расчет извлечения по циклам обработки (дробление-измельчение-пневмосепарация).

Дробление проводилось по общей технологической схеме обработки проб с дроблением фракций +12 мм, в том числе возвратных классов после дробления (основа формирования циркулирующей нагрузки в технологической схеме дробления).

В ходе испытаний установлено, что для данного количества пробы достаточно двух циклов дробления на дробилке ДКД-300.

Выводы. Разработана принципиальная схема предварительного сухого обогащения руд, содержащих «свободное» самородное золото с использованием аппаратов рудоподготовки дробилки РД-МДВ-900, ДКД-300, центробежного измельчителя ЦМВУ-800 и пневматического сепаратора ПОС-2000 с полным раскрытием и извлечением золота крупностью до 100 микрон в «золотую головку» (рисунок 2).

Для разработанной принципиальной схемы предварительного сухого обогащения золотосодержащих руд лимитирующим условием является возможность полного раскрытия и извлечения золота крупностью выше 100 микрон, согласно которой рассчитываются все другие технологические параметры, в первую очередь извлечение, степень концентрации, содержание золота в хвостах необходимые для последующих операций обогащения.

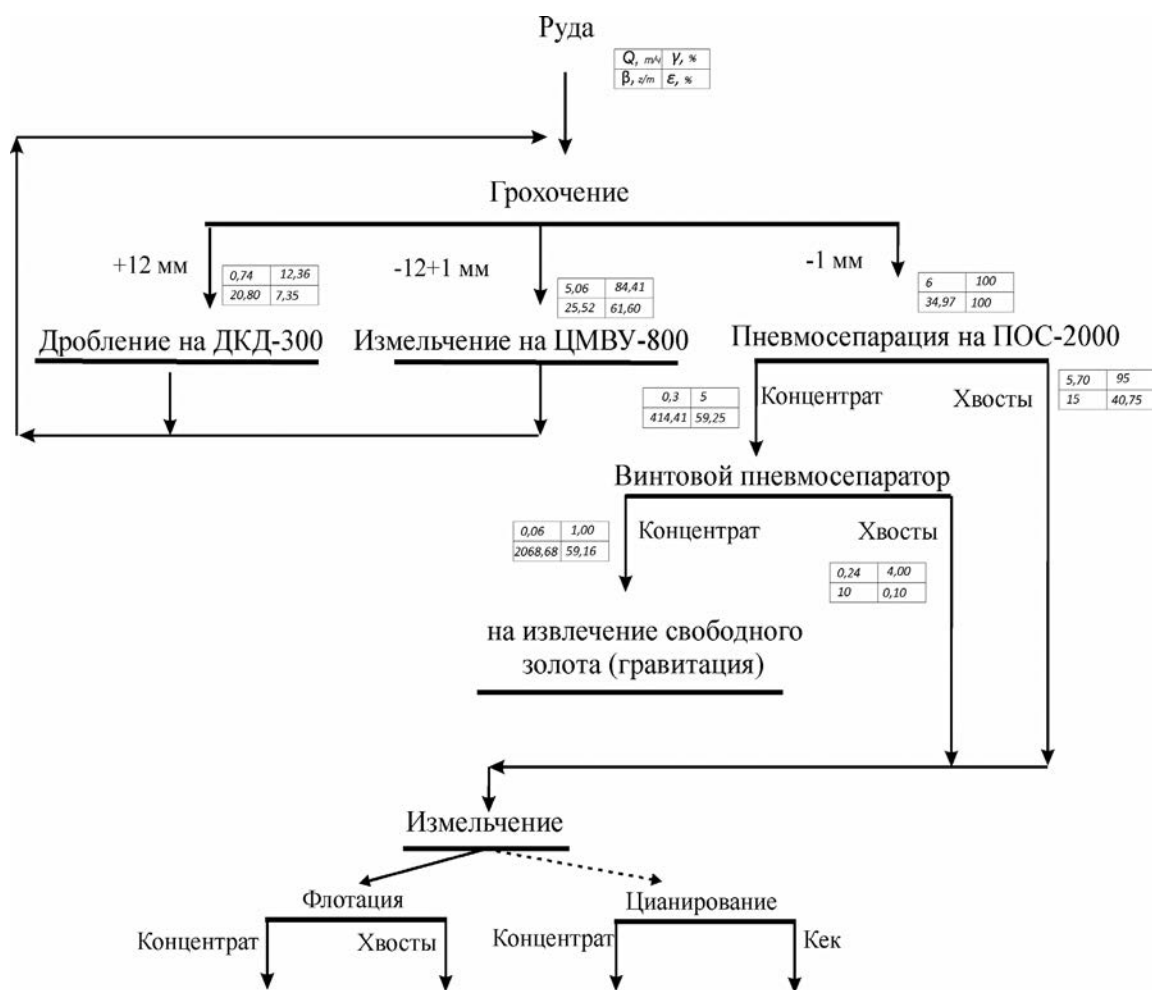


Рисунок 2 - Принципиальная схема предварительного сухого обогащения золотосодержащих руд на примере месторождения «Гурбей»

Практическая значимость. Принципиальная технологическая схема сухого обогащения с использованием разработанных аппаратов дробления, измельчения и пневмосепарации является универсальной для всех руд, содержащих свободное золото.

Эффективность применения схемы зависит от гранулометрической характеристики золота и характера минеральной вкрапленности в исходной руде и физико-механических особенностей руд.

Список использованных источников

1. Отчет ОАО «Иргиредмет» о научно-исследовательской работе «Проведение исследований по изучению технологических свойств пробы ТП-1 месторождения «Гурбей» (Заключительный), Иркутск 2017 г.
2. Матвеев А.И., Винокуров В.П., Григорьев А.Н., Монастырев А.М. Патент 2111055 РФ: Дробилка комбинированного ударного действия. БИ №14.
3. Матвеев А.И., Григорьев А.Н., Филиппов В.Е. Патент 150323 РФ Центробежный измельчитель встречного удара //Изобретения. Полезные модели. 2000. №16.– Ч. 2.– С. 268.
4. Матвеев А.И., Филиппов В.Е., Федоров Ф.М. и др. Патент 2167005 РФ: Пневмосепаратор //Изобретения. Полезные модели. – 2001.– №14.– Ч. 2.– С. 346.

**ИЗУЧЕНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ ВИНТОВОЙ СЕПАРАЦИИ
ДЛЯ ДОИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА ИЗ ТЕКУЩИХ ХВОСТОВ ФЛОТАЦИИ ЗИФ
МЕСТОРОЖДЕНИЯ «ДРАЖНОЕ»**

Турецкая Н.Ю., Прокопьев Е.С., Иванова К.К.,¹

Прокопьев С.А.,² Харчистов В.А.³

¹ ООО ПК «Спирит» г. Иркутск, Россия, ² ИЗК СО РАН г. Иркутск, Россия

³ ИГУ г. Иркутск, Россия

Abstract. The article presents the results of flotation tailings enrichment using the method of spiral separation. The authors studied the possibility of additional gold extraction from the tails.

Золоторудное месторождение Дражное, расположено в Оймяконском улусе Республики Саха (Якутия). Для данного месторождения характерны первичные малосульфидные золото-кварцевые руды прожилково-вкрапленного типа.

Руда месторождения Дражное перерабатывается на золотоизвлекательной фабрике по гравитационно-флотационной технологии с получением «золотой головки» и гравитационно-флотационного концентрата с содержанием золота не менее 40 г/т.

Флотационный процесс обогащения золотосодержащих руд (особенно руд, для которых характерно высокое содержание природного углерода) имеет некоторые технологические аспекты, негативно влияющие на получение кондиционных концентратов, пригодных для гидрометаллургии. При флотационном обогащении золотосодержащих руд одновременно происходит флотация сульфидных минералов и свободного самородного золота. Золото обладает специфическими физико-химическими свойствами, и для него требуются иные условия флотации, чем для сульфидов и других минералов. Для флотации золота очень важен характер пульпы. Необходима высокая селективность этого процесса, которая в свою очередь затрудняется наличием существенного количества илов в пульпе. Илы покрывают частицы золота, чем препятствуют его всплыванию. Углеродистые вещества с легкостью всплывают, что в свою очередь затрудняет процесс цианирования. Сернистый натрий, который вводится с целью сульфидизации окисленных минералов, щелочи, медный купорос в большей или меньшей степени снижают флотируемость золота [2], тем самым повышая потери золота в хвостах флотации.

С целью поиска путей повышения технико-экономических показателей переработки руды было принято решение о проведении тестовых лабораторных испытаний винтовой сепарации для доизвлечения золота из текущих отвальных хвостов ЗИФ – хвостов контрольной флотации. Гранулометрическая характеристика текущих хвостов флотации представлена в таблице.

Таблица – Гранулометрическая характеристика текущих хвостов флотации

Класс крупности, мм	Выход, %	Содержание Au, г/т	Распределение, %
-0,2+0,1	21,87	0,53	17,49
-0,1+0,071	11,13	0,51	8,5
-0,071+0,04	20,54	0,51	15,7
-0,04+0,02	7,1	1,15	12,21
-0,02+0,0	39,36	0,78	46,1
Итого	100	0,67	100

Тестовые испытания проводились с применением в качестве основного обогатительного оборудования винтового сепаратора шламowego типа марки СВШ-750 производства компании ООО ПК «Спирит», отличающегося простотой устройства, отсутствием движущихся и вращающихся частей, малой чувствительностью к колебаниям режимных условий. Винтовые сепараторы являются одними из эффективных гравитационных аппаратов, которые широко применяются для обогащения различного минерального сырья, как для крупных частиц (-2 мм) – винтовые сепараторы марки СВМ, так и для мелких (-0,5 мм) – винтовые сепараторы для шламов марки СВШ. Ламинарный режим последних, позволяет эффективно извлекать минеральные зерна крупностью от менее 0,5 мм до 0,02 мм.

Испытания проводились по схеме, представленной на рисунке.

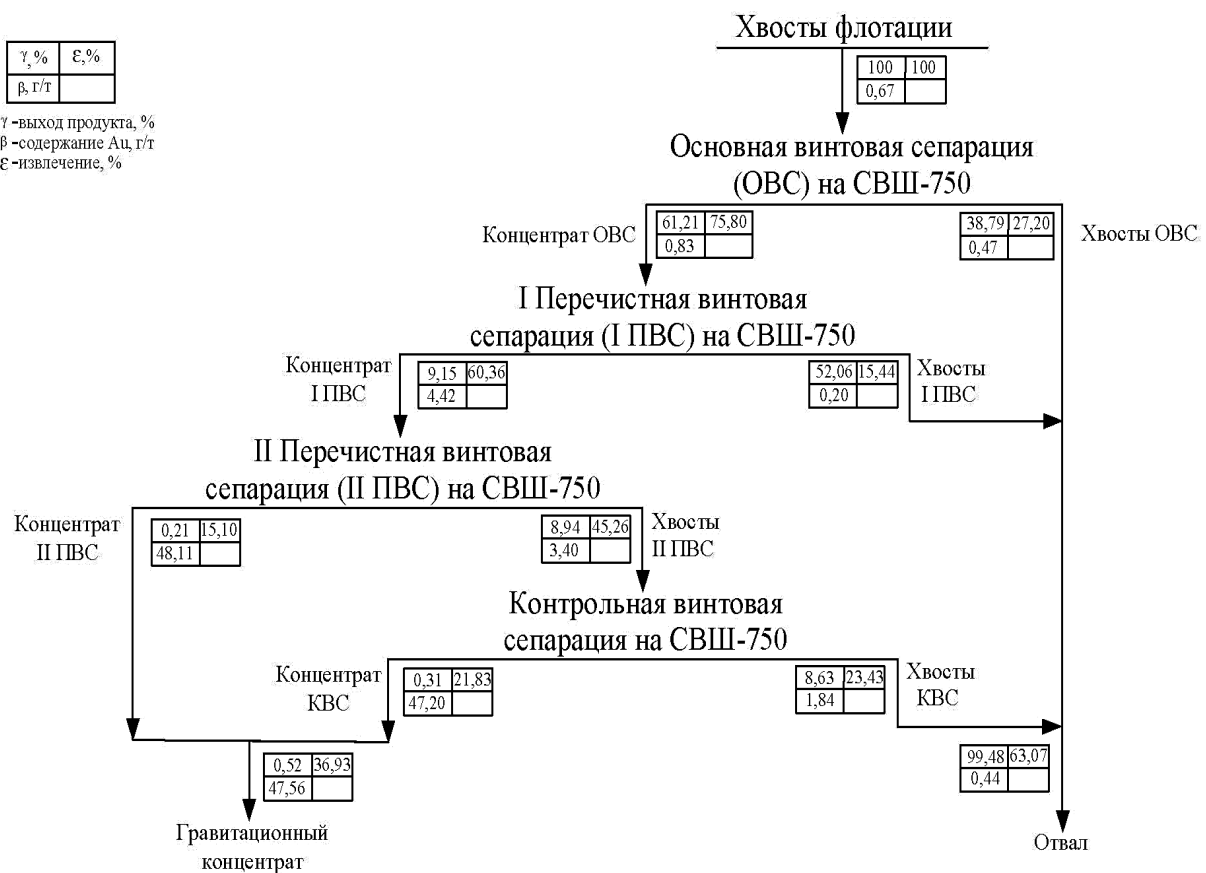


Рисунок - Технологическая схема обогащения текущих хвостов флотации

Режимные параметры поискового опыта винтовой сепарации (ВС):

- производительность по твердому винтовой сепарации – 500 кг/час;
- содержание твердого в питании ВС – 40%.

В результате проведенного опыта был получен гравитационный концентрат с содержанием золота 47,56 г/т и извлечением 36,93 %. Суммарное содержание золота в отвальных хвостах винтовой сепарации составляет 0,44 г/т с извлечением 63,07 %.

Представленные результаты свидетельствуют о возможности доизвлечения золота из текущих отвальных хвостов ЗИФ – хвостов контрольной флотации. Для подтверждения полученных результатов запланировано проведение промышленных испытаний на ЗИФ.

Список использованных источников

1. Митрофанов С.И. и др. Исследование полезных ископаемых на обогатимость. М.: Недра, 1974.
2. Под редакцией Чугаева Л.В. Металлургия благородных металлов, издание 2-е, М., «Металлургия» 1987 г.
3. Иванов В.Д., Прокопьев С.А. «Винтовые аппараты для обогащения руд и песков в России» М., Дакси, 2000 г.
4. Берт Р.О. Технология гравитационного обогащения. - М.: Недра, 1974 г.

**ПОЛУЧЕНИЕ ВЫСОКОКАЧЕСТВЕННОГО ЖЕЛЕЗОРУДНОГО
КОНЦЕНТРАТА МЕТОДОМ ВИНТОВОЙ СЕПАРАЦИИ**

Иванова К.К., Прокопьев С.А., Прокопьев Е.С., Турецкая Н.Ю.
ООО ПК «Спирит», г. Иркутск, Россия, e-mail: ikk@spirit-irk.ru

Abstract. The article contains the results of iron ore enrichment by the method of spiral separation at the Stoilensky mining and processing plant. The authors studied the possibility of using spiral separation to obtain high-quality concentrate.

В современной железорудной промышленности РФ для повышения качества концентратов применяются различные способы обогащения с использованием тонкого грохочения, магнитной сепарации, модернизированных процессов обесшламливания и флотации [1-2].

В работе показана возможность применения винтовой сепарации для выделения высококачественного железорудного концентрата на примере ОФ ОАО «Стойленский ГОК». Главными рудными минералами железа Стойленского месторождения являются магнетит и гематит. Магнетит обладает сильно выраженными магнитными свойствами. Гематит – второй по важности минерал железа, определяющий ценность руды, не обладает магнитными свойствами.

Винтовая сепарация является одним из перспективных методов гравитационного обогащения железосодержащего сырья [3]. Для использования гравитационных методов обогащения необходимо наличие разницы в плотностях между ценными минералами и минералами пустой породы.

У магнетита и гематита имеется один общий признак разделения – плотность, у магнетита она составляет – 4,9-5,2 г/см³, у гематита – 4,3-5,3 г/см³. У минералов пустой породы, представленных силикатами, кварцем, карбонатами, плотность составляет 1,9-2,8 г/см³. Разница в плотностях магнетита и гематита, с одной стороны, и вмещающих минералов, с другой стороны, в среднем, составляет 2,5 г/см³.

Эксперименты по изучению возможности применения винтовой сепарации в технологии обогащения железистых кварцитов Стойленского месторождения проведены в корпусе ОФ на Опытной установке винтовой сепарации (ОУВС-750) производства ООО ПК «Спирит» (г. Иркутск) на базе промышленного винтового сепаратора СВш-750.

Испытания по получению высококачественного железосодержащего концентрата проведены на дроблёном продукте валковых дробилок высокого давления (ВДВД) и концентрате I стадии ММС.

Дроблёный продукт ВДВД является исходным материалом схемы обогащения ОФ ОАО «Стойленский ГОК». Анализ гранулометрической характеристики дроблёного продукта ВДВД показывает, что в нем содержится 14,86 % класса менее 0,1 мм, в который распределяется 16,46 % Fe_{общ.}. Это обстоятельство указывает на то, что данный продукт является перспективным для вывода из питания мельницы готового для обогащения материала.

Результаты опыта по получению высококачественного железосодержащего концентрата методом винтовой сепарации на дроблёном продукте ВДВД представлены в таблице 1, схема опыта – на рисунке 1.

Таблица 1 – Применение винтовой сепарации на дроблёном продукте ВДВД

Наименование продуктов	Выход, %	Массовая доля Fe _{общ.} , %	Извлечение, %
Концентрат ВС – Fe концентрат	2,40	71,10	5,10
Хвосты ВС	34,40	31,89	32,72
Класс +1,25 мм	63,20	32,98	62,18
Исх.: Дроблёный продукт ВДВД	100,00	33,53	100,00

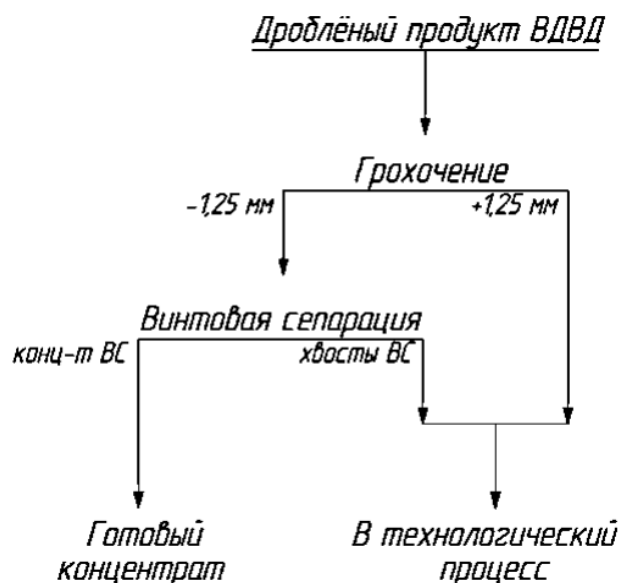


Рисунок 1 – Технологическая схема испытаний винтовой сепарации на дроблёном продукте ВДВД

Минеральный состав полученного концентрата (содержание Fe_{общ.} 71,1 %) представлен в таблице 2.

Выполненная оценка возможности извлечения железа из дроблёной руды ВДВД путем винтовой сепарации из продукта крупностью менее 1,25 мм свидетельствует о том, что по простой схеме в одну операцию винтовой сепарации возможно выделить высококачественный магнетит-гематитовый концентрат с содержанием Fe_{общ.} 71,1 % при выходе концентрата 2,4 % и его извлечении от исходной руды – 5,1 %.

Минералогический анализ полученного концентрата показал, что при применении ВС, гематит, наряду с магнетитом, выделяется в концентрат.

Также испытания по получению высококачественного концентрата методом ВС были проведены на концентрате ММС I стадии. Данный продукт представляет собой магнетитсодержащий обогащённый продукт, который состоит, в основном, из двух фаз:

свободного магнетита и его сростков с породообразующими минералами. Эти фазы отличаются не только содержанием железа, но и плотностью.

Таблица 2 – Минеральный состав концентрата при испытаниях винтовой сепарации на дроблённом продукте ВДВД

Минерал	Содержание, %	Минерал	Содержание, %
Магнетит	93,80	Кварц	0,15
Гематит	5,85	Пироксен	Ед.зн.
Гематит-мартит	Ед.зн.	Гранат	Ед.зн.
Пирит	0,17	Рутил	Ед.зн.
Халькопирит	Ед.зн.	Циркон	Ед.зн.
		Всего:	99,98

Свободный магнетит и его богатые сростки могут формировать железорудный концентрат при их выделении гравитационными методами обогащения. Поэтому концентрат ММС I стадии является перспективным продуктом для выведения части высококачественного железорудного концентрата на ранних стадиях обогащения методом винтовой сепарации.

Для подтверждения отмеченной возможности проведено два тестовых опыта винтовой сепарации концентрата ММС I стадии в одну операцию (рисунок 2).

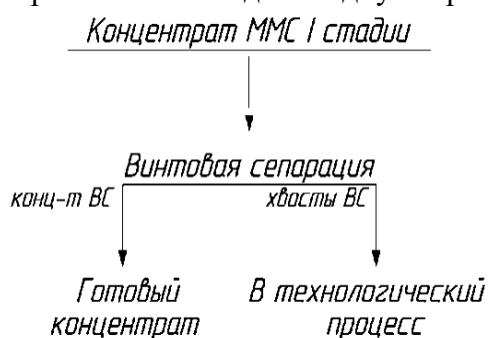


Рисунок 2 – Технологическая схема испытаний винтовой сепарации на концентрате I стадии ММС

Таблица 3 – Результаты испытания винтовой сепарации на концентрате I стадии ММС

Наименование продуктов	Выход, %		Массовая доля Fe _{общ.} , %	Извлечение, %	
	от опер.	от исх.		от опер.	от исх.
Опыт 1. Винтовая сепарация (Q=681,4 кг/ч; 27,9 % тв.)					
Концентрат ВС – Fe концентрат	32,00	23,12	67,60	51,43	44,82
Хвосты ВС	68,00	49,14	30,05	48,57	42,35
Исх.: Концентрат ММС I стадии	100,00	72,26	42,06	100,00	87,17
Опыт 2. Винтовая сепарация (Q=418,8 кг/ч; 30,7 % тв.)					
Концентрат ВС – Fe концентрат	7,34	5,30	70,60	11,90	10,73
Хвосты ВС	92,66	66,96	41,47	88,10	79,63
Исх.: Концентрат ММС I стадии	100,00	72,26	43,60	100,00	90,36

В опыте 1 осуществлялось выведение концентрата с максимальным его выходом, в опыте 2 – с минимальным выходом наиболее тяжелой части. Результаты испытаний винтовой сепарации на концентрате ММС I стадии представлены в таблице 3.

Показана возможность выведения из последующего технологического процесса в железорудный концентрат высокого качества:

1. Около трети материала концентрата ММС I стадии. Выход концентрата и извлечение от исходного составляют 23,12 % и 44,82 % соответственно (Опыт 1).

2. Получен концентрат с содержанием железа более 70 %, выходом 5,30 % и извлечением 10,73 % от исходного (Опыт 2).

В результате проделанной работы выявлено:

1. Применение ВС на дроблёном продукте ВДВД позволит получить высококачественный железосодержащий концентрат, включающий в себя как магнетит, так и не извлекаемый в настоящее время на предприятии гематит.
2. Применение ВС на концентрате I стадии ММС позволит получить высококачественный магнетитовый концентрат в «голове» процесса, что позволит исключить переошламование раскрытых минералов, а, следовательно, снизит их потери со шламами.

Список использованных источников

1. Усачев П.А. Анализ эффективности процессов обогащения магнетитовых руд. Апатиты, изд. КНЦ РАН, 2001, с. 166-174.
2. Усачев П.А. Обратная флотация железных концентратов в магнитном поле. Апатиты, изд. КНЦ РАН, 2001, с. 226-235.
3. Иванов В.Д., Прокопьев С.А. Винтовые аппараты для обогащения руд и россыпей в России, М.: Дакси, 2000 г.

ИССЛЕДОВАНИЯ НА ОБОГАТИМОСТЬ ТИТАНОМАГНЕТИТОВЫХ РУД КОЛВИЦКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Алексеева С.А., Черноусенко Е.В., Нерадовский Ю.Н., Терещенко С.В.

¹ Горный институт КНЦ РАН, г. Апатиты, Мурманская обл., Россия

² Геологический институт КНЦ РАН, г. Апатиты, Мурманская обл., Россия

e-mail: alekseeva@goi.kolasc.net.ru

Abstract. Material composition and textural-structural particularities of titanium-magnetite ore from the promising Kolvitskoe deposit were studied. The authors have indicated a possibility to process ore in complex and yield titanium-magnetite, sulfide and ilmenite concentrates which are raw materials for ferrous and non-ferrous metallurgy.

Руды Колвицкого месторождения относятся к числу перспективных месторождений по ресурсам титаномагнетитов Кольского полуострова. Месторождение расположено в южной части Мурманской области, в 50 км к востоку от г. Кандалакша. Геологические запасы руды составляют около 100 млн. тонн при среднем содержании Fe₂O₃ – 40 %, TiO₂ – 7 %, V₂O₅ – 0.2 %.

Данные руды обладают высоким комплексным потенциалом и представляют редкое сочетание железо-титано-ванадиевых руд ильменит-титаномагнетитового типа с сульфидным медно-никелевым и малосульфидным платинометальным оруденением. По содержанию титаномагнетита выделяются бедные – 30 %, средние – 30-50 %, богатые

вкрапленные – 50-80 % и сплошные руды – >80 %. Главными минералами руд являются: титаномагнетит – 42-77 %, ильменит – 4-10%, шпинель – 3-12 %.

Сульфидное медно-никелевое оруденение присутствует в породах и титаномагнетитовых рудах в виде вкрапленности. Содержание вкрапленности 5-10%. Она концентрируется преимущественно за пределами титаномагнетитовых руд, в связи с этим во вмещающих породах содержание Cu и Ni составляет в среднем 0.232 и 0.098 %, а в титаномагнетитовых рудах – 0.168 и 0.075%, соответственно. Установлено 13 минеральных фаз сульфидов, среди которых преобладают медные фазы. Главными минералами являются: троилит, халькопирит, кубанит и пентландит, второстепенными: борнит, халькозин, ковеллин, макинавит, виоларит и др.

Платинометальное оруденение представлено Pd, Pt, Rh, суммарное содержание которых в породах варьирует от 0.020 до 0.814 г/т, а в титаномагнетитовых рудах от 0.004 до 0,036 г/т. Оно сопровождается высокими содержаниями Au и Ag. Так содержание серебра в породах составляет от 0.56 до 1.32 г/т, а в титаномагнетитовых рудах от 0.52 до 1.03 г/т. Суммарное содержание ЭПГ, Au и Ag достигает в породах с сульфидной вкрапленностью 1.7 г/т. Наблюдается корреляция содержания ЭПГ, Au и Ag с содержанием Cu.

Исследования на обогатимость проводились на пробе титаномагнетитовой руды общим весом около 450 кг, отобранной с детального участка Колвицкого месторождения. Данная проба богата по титаномагнетиту и представлена кернами и штуфами густовкрапленных и сплошных руд. Минеральный состав руды: титаномагнетит - 75-93%, ильменит – до 20%, шпинель – до 5%, сульфиды – 1-5%. Химический состав руды по основным компонентам: $Fe_{общ}$ - 51%, FeO – 32.2%, Fe_2O_3 – 37.2%, TiO_2 - 11.1%, Cu - 0.124%, Ni - 0.07%, S - 0.25%, V_2O_5 - 0.5%, BM – 0.806 г/т, ЭПГ – 0.012 г/т.

Для исследуемой пробы изучена возможность предварительного кускового обогащения. В качестве метода разделения рассматривалась магнитная сепарация, поскольку компоненты в составе руды существенно различаются по магнитным свойствам.

Установлено, что кусковая магнитная сепарация продукта крупностью -60+30 мм позволяет выделить фракцию, практически не содержащую в своем составе титаномагнетита и ильменита, которая может быть выведена в отвал или обогащаться на отдельной ветке (для выделения сульфидного концентрата).

В практике обогащения для переработки титаномагнетитовых руд чаще всего применяются комбинированные схемы. На первой стадии выделяется железорудный концентрат с использованием сухой или мокрой магнитной сепарации, далее из немагнитной фракции получают ильменитовый, сульфидный и др. концентраты.

Мокрая магнитная сепарация проводилась на сепараторе 120-Т при напряженности магнитного поля 900 Э при крупности исходного продукта от 1,6 до 0,1 мм. Наилучшие результаты получены для продуктов крупностью -0,4 и -0,2 мм: в обоих случаях получен титаномагнетитовый концентрат с содержанием $Fe_{общ}$ 61-62% и извлечением 88-89%. Таким образом, в результате мокрой магнитной сепарации получены два продукта:

1. Титаномагнетитовый концентрат (магнитная фракция) с содержанием $Fe_{общ}$ 61-62%, TiO_2 – 9.6%, V_2O_5 - 0.54. В этот продукт перешло около 75% массы пробы, и он является комплексным сырьем для получения железа, титана и ванадия.

2. Сульфидно-ильменитовый (немагнитная фракция) с содержанием TiO_2 12.5-13.5%, Ni - 0.1%, Cu – 0.28%, S 0.5-0.6%, BM – 0.72 г/т, $ЭПГ$ – 0.084 г/т. В этот продукт перешло около 25% массы пробы, и он является комплексным сырьем для получения никеля, меди, кобальта и титана, а также благородных металлов.

Для получения сульфидного и ильменитового концентратов может быть использовано как флотационное, так и гравитационное обогащение. Проведенные исследования показали, что применение гравитационных методов в голове схемы обогащения немагнитной фракции нецелесообразно, поскольку не позволяет сконцентрировать сульфиды в каком-либо из продуктов, либо получить продукты, не содержащие сульфидов – они практически равномерно распределяются по всем фракциям. В связи с этим немагнитная фракция направлялась сразу на сульфидную флотацию.

Флотация осуществлялась в щелочной среде, создаваемой кальцинированной содой, с использованием ксантогената, аэрофлота и реагента Т-80. Исследовано несколько режимов флотационного обогащения при крупности исходного продукта -0.4 и -0.2 мм. При выборе крупности кроме раскрытия сульфидов учитывалась возможность получения ильменитового концентрата из камерного продукта флотации гравитационными методами.

Лучшие показатели получены при крупности -0,2 мм. Извлечение Cu и Ni в черновой сульфидный концентрат в этом случае составило 78.9 и 61.1 соответственно, при содержании 1.9, 0.6. Применение цикла перечистных операций позволило повысить содержание Cu в концентрате до 4 %, Ni до 1.5 %, и в сумме BM и $ЭПГ$ до 6.4 г/т. При этом концентрация Ag возросла в 8 раз, Au — в 6, Pt — в 3, Pd — в 6, Ru — в 1.5, Rh — в 2.5 раза. Особенно значительно концентрируются серебро, золото и палладий. Для оценки достижимого извлечения цветных металлов в концентрат проведены опыты в замкнутом цикле с возвратом промпродуктов в схему флотации.

Извлечение Cu и Ni в сульфидный концентрат составило 72% и 71.4% при содержании 4.1% и 1.7% соответственно. Концентрат более высокого качества с содержанием Cu 8.6-11.5% и никеля Ni 2.8- 3.2% может быть получен при снижении крупности измельчения менее 0.1 мм.

Получение ильменитового концентрата проводилось гравитационными методами с использованием винтовых сепараторов и концентрационных столов. Питанием гравитации являлся камерный продукт флотации. Извлечение в гравитационный концентрат составило 22.8% от питания схемы при содержании 39.1% TiO_2 . Для улучшения качества гравитационного концентрата была использована электромагнитная сепарация, позволяющая при напряженности магнитного поля 1800-3500 Э получить продукт с содержанием 42-45% TiO_2 .

Таким образом, титаномагнетитовые руды Колвицкого месторождения обладают высоким комплексным потенциалом, позволяющим получать концентраты, являющиеся сырьем для предприятий черной и цветной металлургии.

НАПРАВЛЕНИЯ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ПРОЦЕССА ТЯЖЕЛОСРЕДНОЙ СЕПАРАЦИИ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ В УСЛОВИЯХ ПЕРЕРАБОТКИ ТРУДНООБОГАТИМЫХ КИМБЕРЛИТОВЫХ РУД

Попадьин Е.Г.¹, Двойченкова Г.П.^{2,3}, Тимофеев А.С.², Имангулов С.В.⁴

¹ Отдел главного обогатителя АК «АЛРОСА» (ПАО), г. Мирный, Россия

² Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В.Мельникова РАН, Москва, Россия,

³ Политехнический институт (филиал) СВФУ, г. Мирном, Россия

⁴ Научно-исследовательский и проектный институт «Якутнипроалмаз» АК «АЛРОСА» (ПАО), г. Мирный, Россия, e-mail: popadyineg@alrosa.ru

Abstract. The results of the research showed that as a result of nitriding, ferrosilicon of different the developed method as the main one for further research.

В схемах первичной переработки алмазосодержащих кимберлитов на обогатительных фабриках АК «АЛРОСА» и горнопромышленных предприятиях алмазодобывающих стран (Ботсвана, Канада, ЮАР, Ангола) для выделения алмазов в грубый концентрат применяют процесс тяжелосредной сепарации (ТСС), эффективность которого зависит от стабильности свойств ферросилиция, физико-химических свойств ферросилициевой суспензии и используемой технологической водной системы.

Экспериментальными исследованиями и результатами опробования, подтвержденными соответствующим актом, установлена основная причина потерь ферросилиция за счет процесса окисления, обуславливающего снижение не только магнитных но и прочностных свойств ферросилициевых гранул, что в свою очередь интенсифицирует процессы истирания, разрушения, снижения крупности ферросилициевых частиц менее 10мкм и. соответственно, увеличивает процент их выноса как с жидкой фазой продуктов ТСС, так и с хвостами магнитной сепарации.

В соответствии с изложенным перспективным путем решения поставленной задачи является разработка методов снижения интенсивности процессов окисления ферросилициевых суспензий с целью уменьшения потерь ферросилиция в технологии ТСС.

Большой вклад в развитие данного научного направления, ставящего задачей решение проблемы стабилизации технологических свойств ферросилиция в процессе тяжелосредной сепарации, внесли коллективы ученых под руководством И.Н. Плаксина, В.И. Классена, В.А. Чантурия, В.М. Авдохина.

Для эффективного решения поставленной задачи в лабораториях ИПКОН РАН, «Якутнипроалмаз» и НИГП АК «АЛРОСА» выполнен комплекс теоретических, экспериментальных, опытно-промышленных и промышленных исследований по разработке способов сокращения потерь ферросилиция на основе модифицирования свойств используемых технологических водных систем до параметров, значения которых находятся в интервалах, не допускающих окисления ферросилициевых гранул.

Результатами экспериментальных исследований установлена эффективность модифицирования свойств водной системы процесса тяжелосредной сепарации по двум направлениям:

1. Использование в процессе ТСС водной среды с восстановительными свойствами и относительно небольшой ионной силой, что обуславливает смещение окислительных процессов на поверхности гранул ферросилиция в сторону образования магнитовосприимчивых пленок магнетита. Сравнительный анализ лабораторных и стендовых исследований позволил рекомендовать к использованию в процессе ТСС алмазосодержащего сырья водной среды с восстановительными свойствами полученной электролизом оборотной воды в аппарате диафрагменного типа (католита).

Однако, данный способ стабилизации технологических свойств ферросилиция не нашел широкого применения в практике тяжелосредного обогащения алмазосодержащих руд по экономическим аспектам, обусловленным большим объемом высокоминерализованной оборотной воды, циркулирующей в процессе тяжелосредной сепарации.

2. В качестве альтернативного предложен и апробирован второй метод снижения потерь ферросилиция в процессе тяжелосредной сепарации алмазосодержащего материала, основанный на исключении контакта гранул ферросилиция с кислородом воздуха, используемым в цикле приготовления, хранения и перемешивания ферросилициевой суспензии.

Полученными результатами установлено, что использование газообразного азота в качестве перемешивающего агента ферросилициевой суспензии обуславливает следующие положительные эффекты:

- постоянная подача инертного газа азота при перемешивании ферросилициевой суспензии в течение 7 суток приводит к снижению концентрации растворенного в воде кислорода с 5,4 до 0,9 мг/л;

- снижение скорости окисления ферросилиция подтверждается увеличением выхода магнитной фракции при регенерации на магнитном сепараторе от 64,2 Ам²/кг (в условиях перемешивания с воздухом) до 80,5 Ам²/кг (в условиях перемешивания с использованием газообразного азота);

- снижение содержания шламовых не магнитных частиц с 4,0% (в условиях перемешивания с воздухом) до 1,26% (в условиях перемешивания с использованием газообразного азота).

Таким образом, результатами выполненного комплекса исследований были установлены преимущества применения инертного газа азота для использования вместо воздуха в цикле приготовления, перемешивания и хранения ферросилициевой суспензии, обусловленные снижением скорости коррозии при максимальном сохранении магнитных свойств ферросилициевых гранул (рисунок 1). Однако, разработанный способ может быть использован только локально - в переделе приготовления и хранения ферросилициевой суспензии, и не исключает процессов окисления и разрушения ферросилиция в технологическом процессе. Вышеизложенные факты делают актуальной задачу повышения технологических свойств ферросилиция за счет разработки нового инновационного направления стабилизации и упрочнения антикоррозионных свойств поверхности ферросилициевых гранул методом их азотирования, что позволит создать новый вид ферросилиция, обладающего устойчивыми свойствами к окислению и более стабильными качественными характеристиками.

Выполнен комплекс экспериментальных работ с целью определения возможности применения технологии азотирования и выбора оптимального состава ферросилиция. Эксперименты проведены с соблюдением соотношения (5 - 25%) массовых долей кремния в ферросилиции.

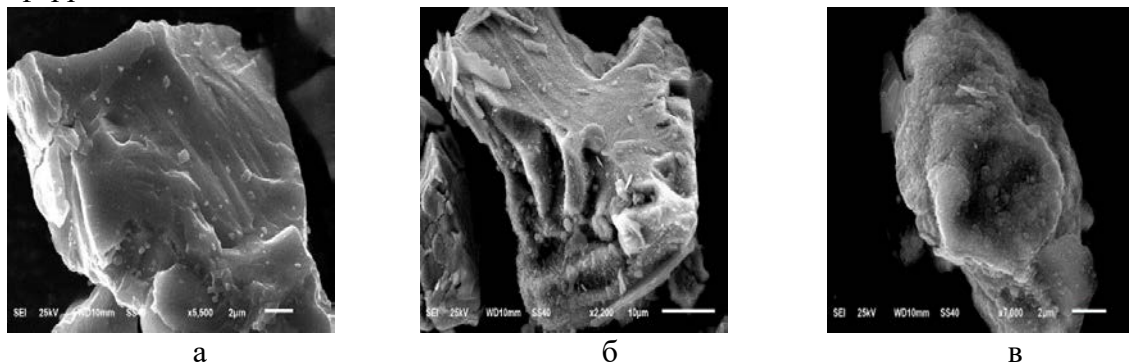


Рисунок 1 – Изображения зерен ферросилиция в исследуемых условиях:
а - исходный образец, б, в – зерна, извлеченные из ферросилициевых суспензий, полученных при перемешивании воздухом (б) и азотом (в) в течение 7 суток

Схема исследования сплавов ферросилиция с различным содержанием основных компонентов включала выплавку проб, их размерную обработку, насыщение азотом (азотирование) и серию физических и физико-химических исследований (Эксперименты выполнены с участием Морозова В.В., Ковальчука О.Е. и Подкаменного Ю.А.).

Для исследований были использованы 14 образцов с различным содержанием кремния, в качестве коррозионной среды была использована технологическая вода обогатительных фабрик №3 МГОКа. Измерения проводились двумя электрохимическими методами: анодных кривых в бескислородной среде и Тафелевских прямых в обычных условиях при равновесной концентрации кислорода с использованием потенциостата-гальваностат Р40-Х с трехэлектродной ячейкой.

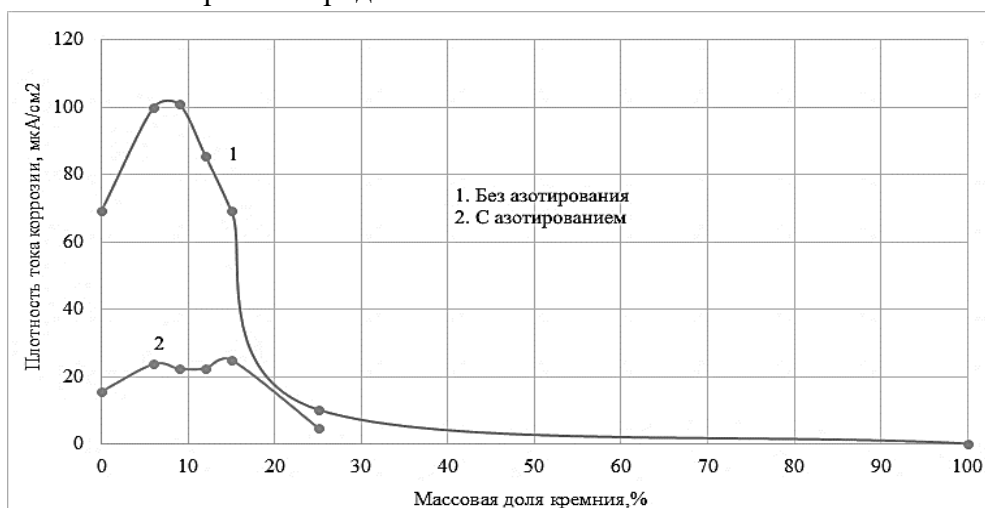


Рисунок 2 – Зависимости плотности тока коррозии от массовой доли кремния в гранулах ферросилиция

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 2).

Таким образом, в результате проведенных исследований показано, что в результате азотирования ферросилиций различного состава улучшает механические и коррозионные свойства, что позволяет рекомендовать данный метод как основной к дальнейшим исследованиям и промышленному освоению.

ТЕРМОАДГЕЗИОННАЯ СЕПАРАЦИЯ – РЕЗУЛЬТАТЫ ИССЛЕДОВАНИЙ И ПЕРСПЕКТИВЫ ПРИМЕНЕНИЯ

Головизина А.А.¹, Имангулов С.В.¹, Баландина Т.Ю.¹, Шарин П.П.²

¹ *Институт «Якутнипроалмаз» АК «АЛРОСА» (ПАО), г. Мирный, Россия,*

² *Институт Физико-Технических Проблем Севера имени В.П. Ларионова СО РАН,
г. Якутск, Россия, e-mail: GolovizinaAA@alrosa.ru*

Abstract. Principle of the method: contact heat transfer from the heater through grains of mixture of the sorted minerals to a layer of thermal adhesive substance, on which diamond grains having high thermal conductivity are attached to.

Термоадгезионная сепарация – это разделение минеральных зерен по признаку различной теплопроводности. Суть метода: контактная передача тепла от нагревателя через зерна смеси сортируемых минералов, к слою термоадгезионного вещества, на котором происходит закрепление зерен алмаза, обладающих высокой теплопроводностью.

Работа по направлению термоадгезионной сепарации была начата в 2016 году.

Специалистами института Физико-Технических Проблем Севера имени В.П. Ларионова СО РАН был создан макет термоадгезионного сепаратора. Испытания макета сепаратора проводились в лабораторных условиях специалистами института «Якутнипроалмаз».

В ходе испытаний максимально достигнутое извлечение алмазов составило 94,4 % при производительности макета 0,14 кг/ч и селективности разделения 100 %. Столь высокие достигнутые показатели послужили предпосылкой для продолжения работ в данном направлении и создании опытно-промышленного образца сепаратора.

При испытаниях опытно-промышленного образца сепаратора, проведенных в марте-апреле текущего года на обогатительной фабрике №3 Мирнинского ГОКа АК «АЛРОСА» (ПАО), с целью оценки технологических характеристик сепаратора при доводке концентратов пенной сепарации крупностью -2+1 мм, заявленные в техническом задании требования не были достигнуты.

Получены следующие результаты: извлечение алмазов 99 % при производительности сепаратора 0,14 кг/ч и кондиции концентрата 56,0 %.

В настоящее время разработчиком намечен план конкретных мероприятий, которые позволяют с уверенностью говорить о возможности достижения более высокой производительности и значительному продвижению по повышению показателей кондиции и извлечения алмазов.

ПОВЫШЕНИЕ ИЗВЛЕЧЕНИЯ АНОМАЛЬНО ЛЮМИНЕСЦИРУЮЩИХ АЛМАЗОВ МЕТОДОМ МОДИФИЦИРОВАНИЯ СВОЙСТВ ИХ ПОВЕРХНОСТИ

Ковальчук О.Е.¹, Двойченкова Г.П., Яковлев В.Н.

¹ Научно-исследовательское геологоразведочное предприятие АК «АЛРОСА»,
г. Мирный, Россия

² Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем
комплексного освоения недр им. академика Н.В.Мельникова РАН, Москва, Россия

³ Политехнический институт (филиал) СВФУ, г. Мирный, Россия

⁴ Научно-исследовательский и проектный институт "Якутнупроалмаз" АК "АЛРОСА"
(ПАО), г. Мирный, Россия, e-mail: oleg.kovalchuk@mail.ru

Abstract. The spectral-kinetic characteristics of luminescent radiation of luminophors and their mixtures in different ratios to the surface of diamond and minerals of kimberlites are Determined. The possibility of achieving the necessary ratios of the luminescent signal components for synthetic diamonds by processing with a mixture of K-35 and anthracene phosphors is shown.

В месторождениях кимберлитовых руд присутствуют группы алмазов, не извлекающихся в при стандартных параметрах настройки сепараторов в действующих схемах рентгенолюминесцентной сепарации.

Основные потери алмазов связаны с различием в природной интенсивности их люминесцентного свечения. Многие кристаллы характеризуется аномально низкими или высокими природными значениями быстрой и медленной компонент сигнала люминесценции, что приводит к снижению их извлечения в соответствующие концентраты.

По данным НИГП АК «АЛРОСА», алмазы, практически полностью извлекающиеся методом РЛС, представлены кристаллами со средним содержанием азота от 50 до 800 ppm. При этом у алмазов с низким (менее 50 ppm) содержанием азота или высоким (более 800 ppm), длина волны люминесцентного излучения, или его интенсивность, не позволяют селективно отделить алмазы от сопутствующих минералов.

Для уверенного детектирования алмазных кристаллов в рентгенолюминесцентных сепараторах, работающих по заданной программе, фиксируются комплексные спектрально – кинетические параметры люминесценции алмаза, характеризующиеся присутствием двух компонент: быстрой, возникающей в момент облучения кристалла рентгеновским излучением, и медленной, характеризующей процесс затухания люминесценции алмаза при окончании импульса рентгеновского облучения. Соотношение значений этих параметров, контрольные значения которых приведены в таблице, заложено в основе программы автоматической регистрации алмазного кристалла и обеспечивает окончательное решение программы о его отсечке в сборник концентрата. Таблица – Параметры регистрации алмазов, принятые в действующих схемах РЛС

Параметр регистрации	Допустимый интервал значений
Свертка сигнала люминесценции	от 0.1 до 1.0
Постоянная времени затухания люминесценции	от 0.8 до 12.0 мс
Отношение компонент люминесценции	от 0.5 до 12.0

Применение люминофоров для корректировки параметров сигнала люминесценции обладает большим потенциалом вследствие широкого выбора химических соединений, обладающих свойствами рентгено- или фотолюминесценции.

Изучение спектральных и спектрально - кинетических параметров исследуемых объектов выполнено в лаборатории института «Якутнипроалмаз» АК «АЛРОСА»* на портативном сепараторе ПОЛЮС-М, принцип работы которого основан на использовании свойства алмазов люминесцировать при воздействии рентгеновского излучения и различии интенсивности люминесценции между минералами кимберлита и алмазным кристаллом. В аппарате реализован «люминесцентно-абсорбционный» режим анализа, с расположением рентгеновской трубки и приемника люминесценции по разные стороны потока материала (рисунок).

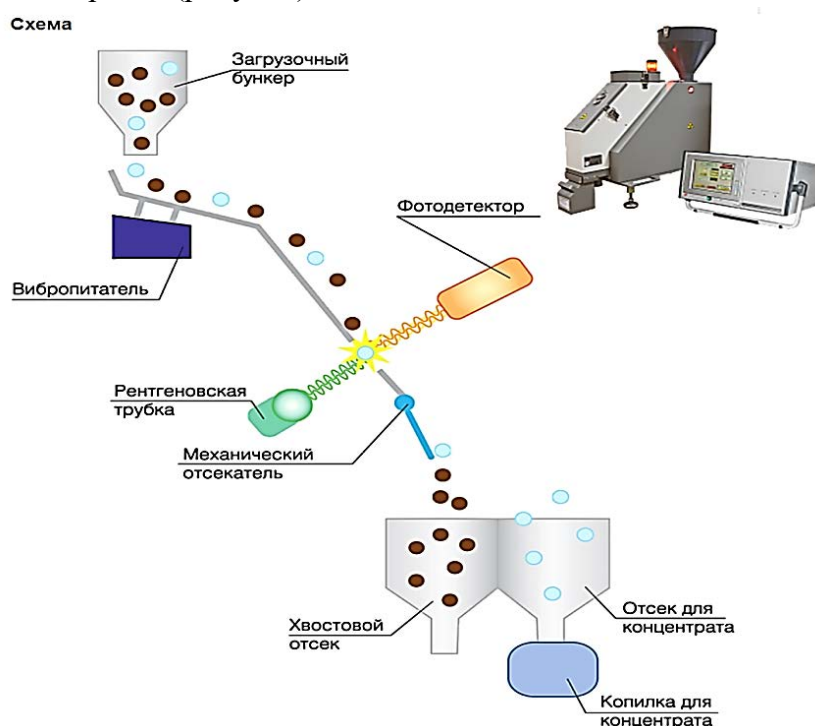


Рисунок – Изображение и схема работы портативного сепаратора ПОЛЮС-М

На первом этапе исследований изучены спектрально - кинетические параметры люминофорсодержащих эмульсий. В экспериментальных исследованиях использованы индикаторы, полученные на основе смеси органического растворителя с люминофорами в разных концентрациях.

На втором этапе исследований выполнены исследования исходных и обработанных несветящихся синтетических алмазов.

В качестве критерия оценки соответствия исследуемого объекта алмазному кристаллу использовано отношение компонент, рассчитываемое по формуле:

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

где BK и MK быстрая и медленная компоненты сигнала.

* при участии Подкаменного Ю.А.

Результатами экспериментальных исследований установлено, что в исследованных диапазонах соотношений концентраций выбранных люминофоров в органическом растворителе полученные композиции обладают необходимыми для модифицирования алмазов спектрально - кинетическими характеристиками. Выполнены аналогичные исследования на минералах кимберлита.

С учетом поставленной задачи проанализирована зависимость соотношения БК и МК от соотношений расходов люминофоров в смеси их с органическим основанием в исследуемых условиях. Для более точного определения оптимальных параметров люминофорсодержащей среды выполнена математическая обработка полученных результатов. Обработка проводилась с помощью сервиса Matlab стандартным методом регрессионного анализа с использованием линейных моделей.

В результате математической обработки были получены двухпараметрические модели зависимостей спектральных характеристик алмаза и сопутствующих минералов от концентраций люминофоров. Достоверность модели множественной линейной регрессии интенсивности сигналов по 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 возможность достижения требуемого соотношения БК и МК, позволяющего извлекать алмазы (менее 12), при определенных концентрациях исследуемых компонентов.

Таким образом, установлена эффективность применения композиций органических и неорганических люминофоров для модифицирования спектрально-кинетических характеристик слабосветящихся алмазов. Для индикации алмазных кристаллов рекомендованы композиции органического люминофора (антрацена), обладающего максимальными значениями быстрой компоненты, и неорганического (К-35), обладающего максимальными параметрами медленной компоненты, обеспечивающие устойчивое извлечение алмазов в процессе рентгенолюминесцентной сепарации.

РЕЗУЛЬТАТЫ ПОЛУПРОМЫШЛЕННЫХ ИСПЫТАНИЙ ПО ПОЛУЧЕНИЮ ЧЕРНОВОГО ГРАВИОКОНЦЕНТРАТА ИЗ ТЕКУЩИХ ХВОСТОВ ОДНОЙ ИЗ ЗИФ ВОСТОЧНОЙ СИБИРИ С ПРИМЕНЕНИЕМ ВИНТОВОЙ СЕПАРАЦИИ

**Самсоненко Т.Е.¹, Прокопьев С.А.^{1,2}, Прокопьев Е.С.^{2,3}, Харчистов В.А.¹,
Чикишева Т.А.^{1,2,3}**

¹Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Иркутский государственный университет», г. Иркутск, Россия

²Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт земной коры СО РАН, г. Иркутск, Россия

³ООО ПК «Спирит», г. Иркутск, Россия, e-mail: ste@spirit-irk.ru

Abstract. Methods of processing gold-bearing tailings using known as spiral chute slime separators are examined. The article contains data on the mineralogical research and hydrometallurgical studies of the enrichment products. The data obtained can be used to improve the processing of minerals.

Тенденция увеличения производства золота в мире за последние 10 лет, говорит о высоком спросе на драгметалл. По данным аналитической компании S&P Global Market

Intelligence в период с 2008 по 2018 гг. производство золота увеличилось на 40 % и достигло отметки в 107,3 млн. унций. Россия входит в двадцатку стран лидеров золотодобычи, в 2018 году объем добычи золота составил 314 т, что на 4,2 % больше чем в 2017 году [1].

Однако, за последние годы наблюдается увеличение себестоимости добычи золота, связанное со снижением содержания драгоценного металла в исходной руде. А также, в связи с вовлечением в переработку руд с тонковкрапленным золотом, наблюдается увеличение потерь ценного компонента с хвостами золотоизвлекательных фабрик. Для сохранения тенденции роста производства драгметалла необходимо проведение исследований по оптимизации процессов извлечения золота.

Одним из резервов по повышению уровня извлечения ценного компонента является снижение потерь золота с отвальными хвостами производства.

Целью работы являлось определение принципиальной возможности доизвлечения золота из отвальных хвостов одной из ЗИФ Восточной Сибири.

Для достижения поставленной цели было проведено изучение вещественного состава исходной пробы, выбор технологической схемы получения золотосодержащего концентрата, пригодного для дальнейшей гидрометаллургической переработки (ГМ).

Объектом исследований являлась технологическая проба хвостов центробежного концентратора Knelson CVD-42 (ЦК), которые являются отвальными.

Данная работа выполнялась в три этапа:

- 1) проведение лабораторных работ;
- 2) проведение полупромышленных испытаний по выбранной схеме обогащения с накоплением первичного золотосодержащего концентрата;
- 3) ГМ переработка концентрата.

Изучение вещественного состава включало в себя проведение гранулометрического анализа (таблица 1) и минералогического анализа.

Таблица 1 – Гранулометрический состав хвостов ЦК Knelson

Классы крупности, мм	Выход, %	Массовая доля Au, г/т	Распределение, Au, %
–0,5+0,25	17,36	0,14	3,73
–0,25+0,125	34,90	0,42	22,47
–0,125+0,071	10,30	1,28	20,21
–0,071+0,04	8,14	2,10	26,21
–0,04+0,02	7,78	1,41	16,82
–0,02+0,0	21,52	0,32	10,56
Итого:	100,00	0,61	100,00

Данные таблицы 1 показывают, что около 63 % массы пробы представляет собой материал крупностью более 0,071 мм.

На шламистый материал, классом крупности меньше 0,02 мм, приходится около 22% от общей массы. Золото в подавляющей массе мелкое и равномерно рассредоточено в диапазоне крупности от 0,25 до 0,02 мм при распределении в него 86 % золота, и общем содержании золота в нем 0,91 г/т. В классе крупности менее 0,02 мм сосредоточено 10,5% золота от общей массы.

В результате минералогического анализа было выявлено, что выход тяжелой фракции составляет 6,87%. Изученная проба на 96,26% состоит из обломков породы кварц-карбонат-слюдистого состава. Суммарное содержание сульфидов составило 3,67%.

Сульфидные минералы представлены пирротинном, пиритом и халькопиритом, на их долю приходится 3,51%; 0,13%; 0,03 % соответственно. В единичных зёрнах отмечены сростки пирротина с карбонатами. В одинаковом количестве в пробе установлены карбонаты в свободном виде и турмалин, содержание каждого составило 0,03 %. Необходимо отметить, что кварц-карбонат-слюдистые агрегаты присутствуют как в легкой, так и в тяжелой фракции.

В настоящее время существует множество различных методов получения черного концентрата пригодного для гидрометаллургии.

Одними из самых распространенных являются флотационные и гравитационные методы. По своему вещественному составу исходный продукт благоприятен для применения гравитационного метода обогащения.

Учитывая тот факт, что исходное питание уже является хвостами ЦК, для проведения тестовых испытаний по получению первичного концентрата был выбран промышленный шламовый винтовой сепаратор (СВШ) диаметром 750 мм в одножелобном исполнении.

Схема проведения тестовых испытаний с целью подбора оптимального выхода концентрата (таблица 2) включала в себя одну стадию винтовой сепарации, со следующими технологическими параметрами: производительность – 600–700 кг/ч; процент твердого в питании 35–40 %; расход смывной воды – 0,1 м³/ч [2].

Таблица 2 – Результаты тестовых испытаний винтовой сепарации на хвостах ЦК Knelson

Продукты обогащения	Опыт № 1			Опыт № 2		
	Выход, %	Массовая доля Au, г/т	Извлечение, %	Выход, %	Массовая доля Au, г/т	Извлечение, %
Концентрат	5,60	6,85	66,13	4,08	5,05	54,22
Промпродукт	36,98	0,33	21,00	34,91	0,22	20,10
Хвосты	57,42	0,13	12,87	61,01	0,16	25,68
Исходный материал	100,00	0,82	100,00	100,00	0,39	100,00

Из полученных результатов проведения тестовых испытаний в лаборатории можно сделать выводы о принципиальной возможности применения винтовой сепарации для получения черного гравиконоцентрата из хвостов ЦК с высоким извлечением, более 60 %, и содержанием золота в концентрате от 5 до 6,85 г/т.

С целью испытания технологической схемы по извлечению золота из хвостов ЗИФ, включающей в себя винтовую сепарацию и гидрометаллургическую переработку, были проведены полупромышленные испытания в потоковом режиме с накоплением концентрата винтовой сепарации.

Данные испытания проводились на промышленном винтовом сепараторе марки СВШ-750.

Технологические параметры работы оборудования: производительность – 600–700 кг/ч; процент твердого в питании 35–40 %; расход смывной воды – 0,1 м³/ч. Всего испытания длились в течении 48 часов.

В результате опробования было выявлено что винтовая сепарация позволяет получить черновой гравиконоцентрат, выход которого в среднем составляет 7,33 % от питания винтового сепаратора, с содержанием золота от 5,9 г/т до 47 г/т (в среднем 15,87 г/т), при среднем извлечении от операции в концентрат 78,5 %, и отвальные хвосты со средним содержанием золота 0,23 г/т, при среднем содержании золота в питании 1,18 г/т. На накопленном гравиконоцентрате были проведены рациональный анализ (таблица 3) и проведены исследования по ГМ переработке.

При исследовании по ГМ переработке отмечено, что концентрат содержит значительное количество магнитной фракции, выход равняется 63,63 %, но данная фракция обеднена по содержанию золота, которое составило 2,09 г/т. В тоже время содержание золота в немагнитной фракции составило 26,0 г/т с распределением в данную фракцию 87,7 % золота.

Вывод магнитной фракции уменьшит количество продукта, поступающего на ГМ в 2,7 раза, что позволит сократить расход реагентов.

Таблица 3 – Результаты рационального анализа гравиконоцентрата на золото

Формы нахождения золота и характер его связи с рудными и породообразующими компонентами	Распределение золота	
	г/т	%
Свободное, извлекаемое амальгамацией	0,25	2,6
В сростках (цианируемое)	9,15	95,31
Всего в цианируемой форме	9,4	97,92
Цианируемое после обработки щелочью NaOH (золота в пленках, ассоциированное с аморфным кремнеземом)	0,09	0,94
Извлекаемое цианированием после обработки соляной кислотой (оксиды, гидроксиды, карбонаты железа и др.)	0,002	0,03
Извлекаемое цианированием после обработки в азотной кислоте (ассоциированное с сульфидами)	0,10	0,99
Тонко вкрапленное в породообразующие минералы	0,01	0,13
Всего в исходной пробе (по балансу)	9,6	100,00

Проведены тесты по цианированию немагнитной фракции, выделенной из гравиконоцентрата. Немагнитная фракция была доизмельчена до крупности 90 % класса менее 0,071 мм. Цианирование продукта осуществляли с предварительной известковой обработкой пульпы в течение 29 ч с продувкой воздуха до достижения рН=10,5–11,0.

Условия цианирования: отношение Ж:Т=1,5:1, продолжительность 24 ч, концентрация NaCN 3 г/л с подкреплением пульпы по концентрации реагента до исходной концентрации. Результаты опыта приведены в таблице 4/

Таблица 4 – Результаты цианирования немагнитной фракции концентрата

Цианирование без угля				Цианирование с углем	
Концентрация Au в растворе, мг/л	Массовая доля Au в кеке, г/т	Массовая доля Au по балансу, г/т	Извлечение Au от исходного по анализу, %	Массовая доля Au в кеке, г/т	Извлечение Au от исходного, %
17,0	0,49	26,0	98,1	0,32	98,8

Из данных таблицы 4 можно предположить, что ожидаемое сквозное извлечение золота из немагнитной фракции, выделенной из концентрата, составит 86,6 % (без учёта технологических потерь). При гидрометаллургической переработке концентрата по технологии «уголь в пульпе» извлечение золота от операции составит на уровне 85 %.

В ходе проведения лабораторных и полупромышленных испытаний выявлено, что винтовая сепарация позволяет получить качественный черновой гравиконоцентрат с текущих хвостов концентратора Knelson с извлечением золота от операции в среднем 78,5 % и содержанием золота 15,87 г/т, который пригоден для дальнейшей переработки методом цианирования с извлечением золота от операции 86,6 %.

Список использованных источников

1. <http://gold.ru/news/dobycha-zolota-i-serebra-v-rossii-po-itogam-2018.html>
2. Иванов В.Д., Прокопьев С.А. Винтовые аппараты для обогащения руд и россыпей в России. – М.: Дакси, 2000. – 239 с.
3. Зеленев В.И. Методика исследования золото- и серебросодержащих руд. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1989. – 302 с.

**РЕЗУЛЬТАТЫ ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫХ ИССЛЕДОВАНИЙ ПРИЧИН ПОТЕРЬ
ФЕРРОСИЛИЦИЯ В СХЕМАХ ТЯЖЕЛОСРЕДНОЙ СЕПАРАЦИИ
АЛМАЗОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ**

Савицкий Л.В.¹, Тимофеев А.С.², Чернышева Е.Н.³

¹ *Научно-исследовательский и проектный институт "Якутнiproалмаз" АК "АЛРОСА" (ПАО), г. Мирный, Россия*

² *Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В.Мельникова РАН, Москва, Россия*

³ *ООО «Коралайна Инжиниринг» (СЕТСО), Москва, Россия,
e-mail: SavitskiyLV@alrosa.ru*

Abstract. Experimental studies and results of testing determined the main cause of the loss of ferrosilicon in the TSS scheme of the concentrating plant №3 of the Mirninskiy GOK. It has been established that the oxidation rate of ferrosilicon is most dependent on the concentration of chloride ions in circulating water systems.

В АК «АЛРОСА» для первичного гравитационного обогащения используется процесс тяжелосредного обогащения, в котором в качестве утяжелителя применяется гранулированный ферросилиций (FeSi).

Современные секции тяжелосредного обогащения на алмазодобывающих предприятиях комплектуются модульными установками, для которых ферросилиций закупается за рубежом по достаточно высокой цене. В связи с этим потери вследствие окисления и разрушения применяемого дорогостоящего утяжелителя, возникающие в технологическом процессе обогащения, приводят к удорожанию себестоимости извлекаемых алмазов.

По данным ряда исследований технологические потери ферросилиция составляют от 100 до 750 г/т, в том числе с продуктами обогащения 30-600 г/т, с хвостами регенерации 40-80 г/т; механические - 30-40 г/т. При этом установлено, что основными факторами, обуславливающими потери ферросилиция, являются:

- качество оборотной воды (примеси, температура, кислотнo-основные свойства (рН), окислительно-восстановительный потенциал водной фазы (ОВП), ионный состав воды и концентрация растворенного в ней кислорода;

- вещественный состав перерабатываемого алмазосодержащего сырья;
- механические воздействия на утяжелитель при контакте частиц ферросилиция с насосным оборудованием при перемешивании;
- контакт ферросилиция с воздухом в процессах грохочения продуктов ТСС и перемешивания суспензии на время остановки оборудования ТСС;
- потери в цикле отмывки ферросилициевой суспензии от продуктов тяжелосредного гидроциклона;
- потери с немагнитной фракцией магнитного сепаратора в цикле регенерации ферросилициевой суспензии.

Так как ферросилиций применяется в виде суспензии на водной основе, то на первой стадии исследований выполнен анализ водных систем основных обогатительных фабрик, перерабатывающих кимберлитовые руды Западной Якутии.

Результатами капельного электрофореза установлена величина минерализации исследуемых водных систем, значения которой составляют от 22-33 г/л (высокая минерализация) до 2,0-4,5 г/л (низкая минерализация).

Результатами полученных данных также установлено, что в анионном составе оборотных вод преобладают хлорид-ионы, активирующие коррозионный процесс разрушения поверхностных защитных пленок на основе оксида железа и кремния. В катионном составе исследуемых водных проб преимущественно диагностированы ионы кальция, натрия магния.

На второй стадии исследований методом рентгеноспектрального микроанализа (РСМА) с использованием сканирующего электронного микроскопа TESCAN MIRA 3 LMU в лаборатории НИГП АК «АЛРОСА» с целью выявления причин окисления гранулированного ферросилиция в технологическом процессе изучена поверхность исходных и окисленных зерен проб, отобранных из процесса тяжелосредной сепарации ОФ №3 Мирнинского ГОКа.

По данным элементного состава исследуемых образцов установлено, что поверхность зерен исходного ферросилиция до поступления в процесс ТСС характеризуется в основном содержанием оксида железа и кремния. Результаты спектральных исследований показали, что исходный ферросилиций (рисунок 1) имеет однородную текстуру от центра к его периферии, что указывает на отсутствие структур распада твердых растворов.

Окисленный ферросилиций из хвостов магнитной сепарации (рисунок 2) в приповерхностной части имеет повышенное содержание кислорода и пониженное кремния. Данный факт указывает на первоочередное разрушение защитной пленки кремния, с обнажением пористой структуры железа, что ускоряет последующие процессы коррозии. Глубина наблюдаемых явлений в исследуемых условиях составляла до 1 мкм.

На основе анализа полученных данных о скорости окисления исследуемых проб ферросилиция в оборотных водах обогатительных фабрик АК «АЛРОСА», отличающихся составом и величиной минерализации, были определены типы ионов, концентрация которых оказывает наиболее существенное влияние на интенсивность процессов окисления ферросилиция. Критерием оценки выбран парный коэффициент корреляции.

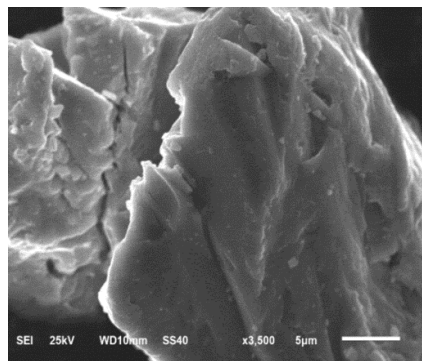
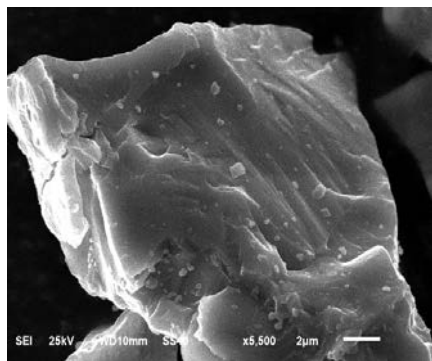


Рисунок 1 – Электронные изображения частиц исходного ферросилиция

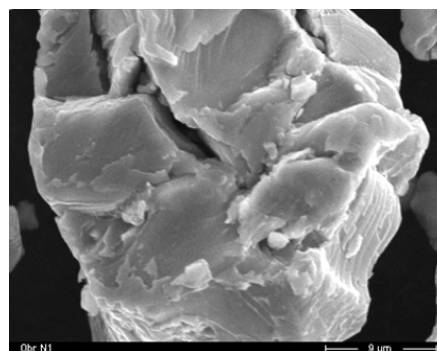
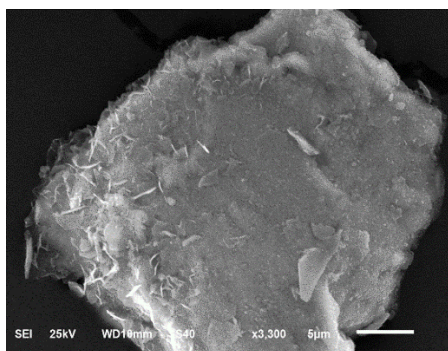


Рисунок 2 – Электронные изображения частиц окисленного ферросилиция

Таким образом, анализом совокупности полученных данных установлено, что скорость окисления ферросилиция в наибольшей степени зависит от концентрации хлорид-ионов в исследуемых водных системах, увеличение концентрации которых в оборотных водах приводит к ухудшению сохранности и технологических свойств ферросилициевой суспензии в процессах тяжелосредной сепарации.

С целью выявления технологических циклов, характеризующихся максимальными потерями ферросилиция, проведено опробование схемы ТСС обогатительной фабрики №3 МГОКа (рисунок 3), выполненное специалистами институтов «Якутнипроалмаз» АК «АЛРОСА», ИПКОН РАН и ОТК ОФ №3 Мирнинского ГОКа.

Экспериментальными исследованиями и результатами опробования, подтвержденными соответствующим актом, установлена основная причина потерь ферросилиция за счет процесса окисления, обуславливающего снижение не только магнитных но и прочностных свойств ферросилициевых гранул, что в свою очередь интенсифицирует процессы истирания, разрушения, снижения крупности ферросилициевых частиц менее 10 мкм и соответственно, увеличивает процент их выноса как с жидкой фазой продуктов ТСС, так и с хвостами магнитной сепарации.

Приведенные данные показывают, что скорость окисления и, соответственно, разрушения ферросилициевых гранул зависит от состава ферросилиция, ионного состава и физико-химических параметров водных систем, используемых для приготовления ферросилициевых суспензий.

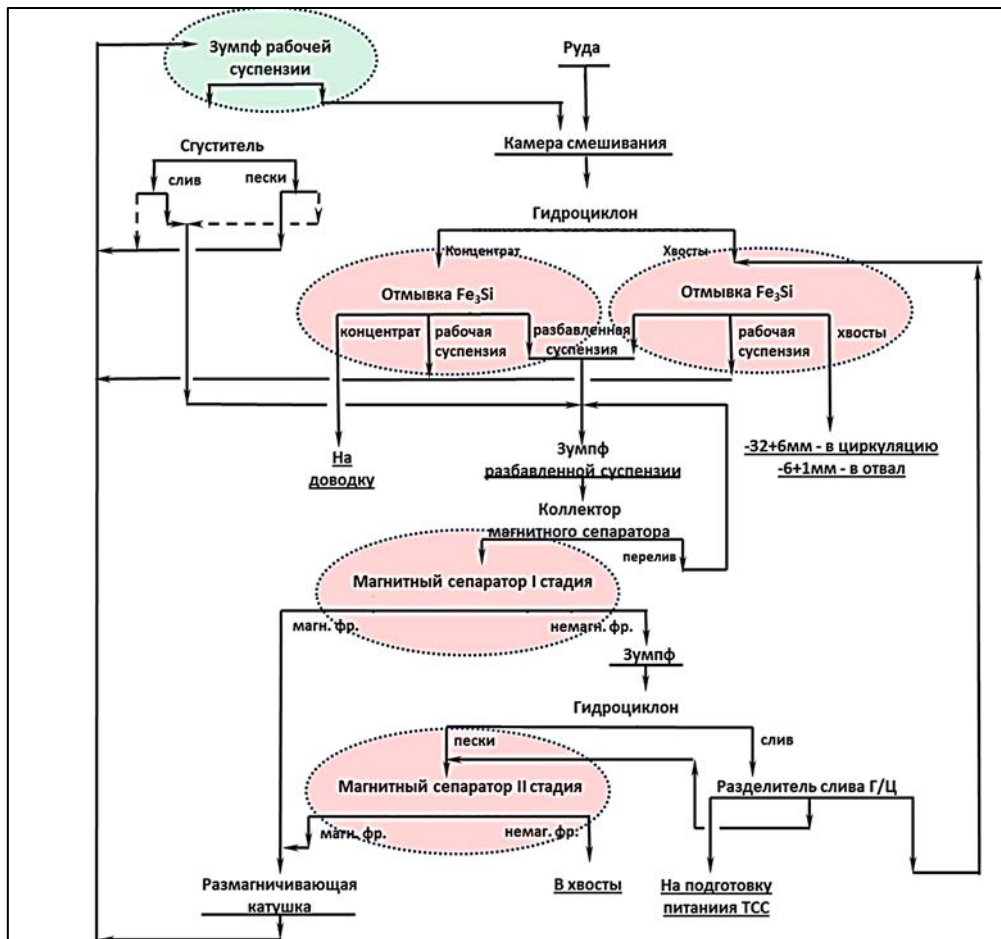


Рисунок 3 – Исследуемые точки потерь ферросилиция в схеме ТСС ОФ№3 МГОКа

В соответствии с изложенным перспективным путем решения поставленной задачи является разработка методов снижения интенсивности процессов окисления ферросилициевых суспензий с целью уменьшения потерь ферросилиция в технологии ТСС.

ФОРМИРОВАНИЕ АДсорбЦИОННОГО СЛОЯ РЕАГЕНТОВ-СОБИРАТЕЛЕЙ ИМ-50 И ЖКТМ НА КАССИТЕРИТЕ ПРИ ФЛОТАЦИИ ЛЕЖАЛЫХ ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ ОЛОВЯННОЙ РУДЫ*

Матвеева Т.Н., Громова Н.К.

Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН,
г. Москва, Россия, e-mail: tmatveyeva@mail.ru

Abstract. The results of a quantitative assessment of the adsorption layer of the IM-50 and TOFA reagents on cassiterite using UV spectrophotometry, scanning analytical electron and laser microscopy are presented. It was established that both reagents form a stable adsorption layer on the surface of the mineral, the coating area of reagents was 38.5 - 42.6%.

Лежалые хвосты обогащения сульфидно-оловянной руды Солнечного ГОКа, переработка которых возобновляется в настоящее время, содержат олово в виде

* Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда (проект №17-17-01292)

касситерита, станнина и сульфостаннатов, а также сульфиды цветных металлов — медь, цинк, свинец, серебро, редкие и рассеянные элементы (индий, скандий и др.). Содержание олова составляет 0,22–0,40 % [1, 2]. Возобновление переработки труднообогатимых оловянных полиметаллических руд и отвальных продуктов их переработки является актуальной задачей, а при значительном росте биржевых цен на олово и благородные металлы — весьма перспективной и экономически обоснованной.

Обогащение минеральных фракций мельче 0,074 мм проводится как гравитационными, так и флотационными методами с получением концентратов с содержанием 5–8 % олова при извлечении 5–7 % [3]. Флотацию проводят на обесшламленном материале (–74 +10 мкм) в кислой среде при pH 3,5–5,5. В качестве собирателей применяют жирные кислоты, «Аспарал-Ф», ИМ-50, «Флотол-7,9» и др. [4-5].

Формирование адсорбционного слоя реагента-собирателя на поверхности минерала играет важную роль при флотации. В данной работе исследована адсорбция реагентов ИМ-50 и ЖКТМ на касситерите, отобранном из сульфидно-оловянной руды, с целью прогноза его флотируемости данными реагентами. Параметры рельефа поверхности аншлифа касситерита изучены методом сканирующей лазерной микроскопией KEYENCE VK-9700 с помощью программного обеспечения VK-Analyzer. Выполнена качественная и количественная оценка адсорбции реагентов-собирателей класса гидроксамовых кислот и жирных кислот таллового масла на касситерите методами УФ-спектрофотометрии, сканирующей аналитической электронной и лазерной микроскопии с применением оригинальной авторской методики [6-7].

Реагент ИМ-50 - это смесь алкилгидроксамовых кислот (фракции С7-С9), он является селективным собирателем минералов редких металлов (тантал, ниобий, редкоземельные и др.), а также олова. Технология получения реагента разработана в институте “Механобр”. Реагент содержит 75–78 % гидроксамовых кислот, 10–12 % карбоновых кислот, 10–12 % влаги и до 4.5 % неорганических примесей. Гидроксамовые кислоты более слабые, чем жирные, и, вследствие этого они образуют значительно более прочные комплексы с катионами редких металлов и олова, чем жирные кислоты.

ЖКТМ — маслянистая жидкость светло-желтого цвета, состоящая из смеси высокомолекулярных ненасыщенных органических кислот С18–С20, получаемая при ректификации сырого таллового масла. В состав смеси входят олеиновая $\text{CH}_3(\text{CH}_2)_7\text{CH}=\text{CH}(\text{CH}_2)_7\text{COOH}$, линолевая $\text{CH}_3(\text{CH}_2)_3-(\text{CH}_2\text{CH}=\text{CH})_2(\text{CH}_2)_7\text{COOH}$, линоленовая $\text{C}_{18}\text{H}_{30}\text{O}_2$ кислоты и их изомеры.

На спектрофотометре SHIMADZU UV 1800 получены УФ-спектры водных растворов реагентов ИМ-50 и омыленного ЖКТМ различной концентрации (рисунок 1). На спектрах ИМ-50 не наблюдается характеристических максимумов поглощения. На спектрах ЖКТМ имеется слабовыраженный максимум поглощения в интервале 233–244 нм.

В связи с отсутствием характеристических максимумов не представляется возможным достоверно оценить адсорбцию реагентов на поверхности минералов спектрофотометрическим методом. Количественная оценка адсорбционного слоя реагентов-собирателей ИМ-50 и ЖКТМ на касситерите проводилась с применением комплекса современных микроскопических методов — оптической, растровой

электронной и сканирующей лазерной микроскопии и оригинальной методики, разработанной в ИПКОН РАН, путем измерения параметров рельефа поверхности минерала. Анализ состояния поверхности касситерита до и после контакта с растворами реагентов оценивался на аншлифах, изготовленных в виде отполированных пластин $10 \times 10 \times 2$ мм.

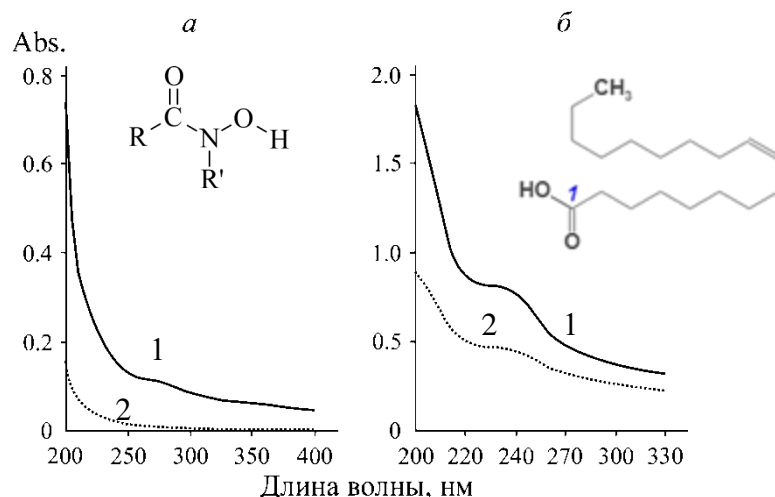


Рисунок 1 — УФ-спектры водных растворов реагентов различной концентрации:
а — ИМ-50 (1 — 100; 2 — 20 мг/л) (а); б — ЖКТМ (1 — 40; 2 — 20 мг/л)

Аншлифы касситерита исследовались на растровом электронном микроскопе LEO 1420VP с энергодисперсионным анализатором INCA OXFORD ENERGY 350. Микрофотографии аншлифов и рентгеновские спектры касситерита после обработки реагентами ИМ-50 и ЖКТМ показаны на рис. 2. На них обнаруживаются характерные темные округлые пятна, рентгеновские спектры которых характеризуются повышенным содержанием углерода, что свидетельствует об адсорбции на поверхности касситерита углеродсодержащего органического реагента.

Методом лазерной микроскопии KEYENCEVK-9700 установлено, что обработка аншлифа касситерита ИМ-50 приводит к появлению на поверхности минерала новообразований в виде пленок и округлых островков диаметром 9–29 мкм, высотой 1,0–1,5 мкм, достигая максимальной высоты 2 мкм (рис. 3а). После отмывки аншлифа водой размеры новообразованных фаз фактически не изменились. На касситерите ЖКТМ закрепляется в виде пленок и округлых капель диаметром ~10 мкм, высотой 1–2 мкм (рис. 3б). Таким образом, в результате взаимодействия касситерита с реагентами ИМ-50 и ЖКТМ происходит модифицирование поверхности минерала устойчивыми комплексами $(RR_1CNOO)_nSn$, $(C_{17}H_{31}COO)_nSn$, что способствует эффективному извлечению олова из сульфидно-оловянных руд.

Замер площади поверхности аншлифа минерала, покрытой новообразованной фазой реагента, выполнялся на основе цветного снимка путем заливки области объекта подобранным градиентом. Определялась площадь общей поверхности участка минерала S_m и площадь поверхности S_p , покрытой реагентом. Степень покрытия поверхности минерала реагентом рассчитывалась по формуле $g = (S_p \cdot 100) / S_m$.

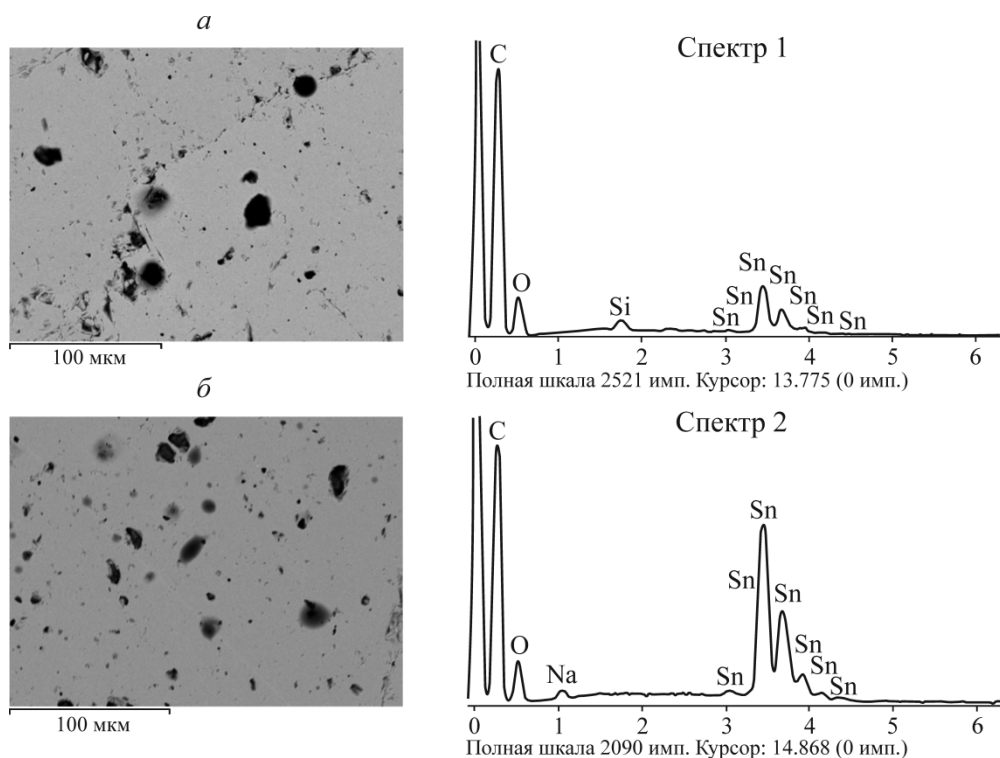


Рисунок 2 — Микрофотографии анилифов и рентгеновские спектры касситерита после взаимодействия с реагентами ИМ-50 (а) и ЖКТМ (б)

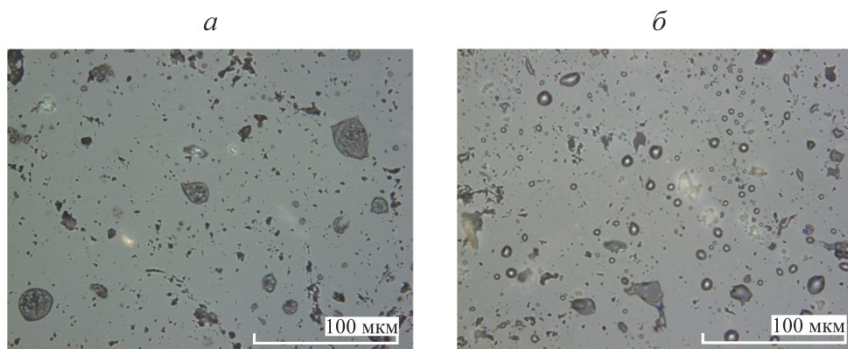


Рисунок 3 — Поверхность анилифа касситерита после взаимодействия с реагентами ИМ-50 (а) и ЖКТМ (б). Лазерный микроскоп KEYENCE VK-9700. Увеличение 50×

Адсорбция реагента по данной методике оценивалась по степени покрытия поверхности минерала реагентом. Результаты представлены в таблице.

Таблица - Количественная оценка адсорбционного слоя реагентов-собирателей ИМ-50 и ЖКТМ на поверхности касситерита (с отмывкой водой)

Реагент	Увеличение	Площадь поверхности, мкм ²		Степень покрытия реагентом, %
		участка минерала	покрытой реагентом	
ИМ50	10×	2 907 542	1 208 357	41,5
ЖКТМ	10×	3 683 390	1 418 055	38,5

Проведенные замеры адсорбционного слоя реагентов на поверхности касситерита на нескольких участках поля зрения показали, что степень покрытия реагентом ИМ-50 поверхности касситерита при увеличении 10 и 20× составляет 40,5 – 42,6%, отмывка водой

практически не десорбирует реагент, степень покрытия — 41,5 %, т. е. ИМ-50 прочно закрепился на поверхности минерала. Степень покрытия реагентом ЖКТМ поверхности касситерита — 38,5 % (при 10×).

Количественная оценка площади покрытия касситерита реагентами-собираателями ИМ-50 и ЖКТМ показала, что оба реагента образуют устойчивый адсорбционный слой на поверхности минерала с близкой степенью покрытия 38,5–42,6 %.

Список использованных источников

1. Газалеева Г.И., Назаренко Л.Н., Шихов Н.В. и др. Разработка технологии обогащения оловосодержащих хвостов Солнечного ГОКа // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: материалы XIII Междунар. науч.-техн. конф. — Екатеринбург: Форт Диалог-Исеть, 2018. — С. 11 – 16.
2. Матвеева Т.Н., Чантурия В.А., Громова Н.К. и др. Изучение влияния химического и фазового состава на сорбционные и флотационные свойства хвостов обогащения сульфидно-оловянных руд при использовании дибутилдитиокарбамата // ФТПРПИ. 2018. № 6. С. 150-160.
3. Юсупов Т.С., Кондратьев С.А., Бакшеева И.И. Структурно-химические и технологические свойства минералов касситерит-сульфидного техногенного сырья // Обогащение руд — 2016. — № 5. — С. 26 – 31.
4. Курков А.В. Новые возможности регулирования селективности флотации несulfидных минералов // ГИАБ. — 2000. — № 5.
5. Leistner T., et al. A study of the reprocessing of fine and ultrafine cassiterite from gravity tailing residues by using various flotation techniques, Minerals Engineering, 2016, Vol. 96–97. P. 94 – 98.
6. Матвеева Т.Н., Громова Н.К., Минаев В.А., Ланцова Л.Б. Модифицирование поверхности сульфидных минералов и касситерита устойчивыми комплексами металл-дибутилдитиокарбамат // Обогащение руд. 2017. — № 5. — С. 15 – 20.
7. Матвеева Т.Н., Чантурия В.А., Громова Н.К., Гетман В.В., Каркешкина А.Ю. Экспериментальное обоснование механизма модифицирования поверхности касситерита устойчивыми комплексами металл – адсорбент в результате селективного взаимодействия с реагентами ИМ-50 и ЖКТМ // ФТПРПИ. — 2019. — № 2. — С. 131 – 138.

ПЕРЕРАБОТКА ИЛЬМЕНИТА ВОВЧАНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ С ПОМОЩЬЮ ГИДРОДИФТОРИДА АММОНИЯ

Ворошилов Ф.А., Кантаев А.С.

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Национальный исследовательский Томский политехнический университет», г. Томск, Россия, e-mail: k43@mail.ru

Abstract. It studied stage of chemical interaction concentrate Volchansk ilmenite with ammonium hydrogen difluoride and subsequent separation of the titanium-containing fraction by sublimation

Диоксид титана является важнейшим сырьем в производстве лакокрасочных материалов. На производство пигментного диоксида титана приходится примерно до 90% всех титансодержащих минералов, треть из которых составляют ильменитовые концентраты. Для вскрытия рудных материалов и последующего выделения из них титана и его соединений используются две технологии: хлорная и серноокислотная. Каждый способ обладает своими достоинствами и недостатками. Но оба варианта переработки являются

многостадийными, дорогостоящими и экологически небезопасными. Фторидная технология вскрытия минерального сырья с применением фторида или гидрофторида аммония позволяет значительно сократить количество операций и создать технологию замкнутого цикла, практически избежать накопления вредных отходов.

В результате взаимодействия ильменита с NH_4HF_2 образуются различные фторметаллаты аммония, которые в последующем можно разделить с помощью двух простых процессов: сублимации и десублимации.

Основы процесса изложены в работе [1].

В работе [2] приведены результаты переработки ильменитового концентрата Туганского месторождения Томской области.

Нами исследовалась возможность применения данного метода для переработки ильменитового концентрата Вовчанского месторождения коренных титан-циркониевых руд со следующим химическим составом: TiO_2 - 64%, FeO -32,8%, SiO_2 -1,4%, Al_2O_3 -1,16%, Cr_2O_3 -0,6%, другие примеси 0,04%. Отличительная особенность минералов данной группы - отсутствие железа в трехвалентном состоянии.

Для проведения исследований по изучению степени реагирования минерала готовили смеси ильменитового концентрата и гидрофторида аммония с различным соотношением. В этой серии экспериментов брали постоянную навеску концентрата 10 г и к ней добавляли массу фторирующего агента в интервале от 40 до 150% от стехиометрии.

По нашим расчетам стехиометрическое количество NH_4HF_2 составляло 22,32 г. После тщательного перемешивания смеси реакцию взаимодействия осуществляли в тефлоновых стаканчиках при температуре 180 °С и времени реагирования 4 часа.

Для получения достоверных результатов делали три параллельных опыта. Далее смесь охлаждали и определяли степень реагирования. Для этого часть пробы (5 г) растворяли в воде и отделяли затем нерастворенный осадок.

Отношение растворенной части пробы к начальной массе принимали за степень реагирования. Оставшуюся часть (10 г) прокаливали при температуре 700 °С в течение 3 часов для выяснения степени сублимации образовавшихся гексафторметаллатов титана и кремния, и разложения фтораммиакатов железа и алюминия. Твердый остаток проверяли на содержание титана с помощью химического и рентгенофлуоресцентного методов анализа. Полученные результаты этой серии экспериментов представлены в таблице 1.

Во второй серии экспериментов исследовали влияние времени и температуры процесса на степень реагирования и последующего выделения титана из реакционной смеси. Для этого готовили смесь концентрата с гидрофторидом аммония в соотношении 1:1,1 от стехиометрии. Далее смесь в тефлоновом стаканчике нагревали в предварительно нагретой печи при заданной температуре. Время реагирования изменяли в диапазоне от 1 до 3 часов.

Анализ на степень реагирования и степень сублимации определяли так же, как и в первой серии. Полученные результаты представлены в таблице 2.

**«Проблемы и перспективы эффективной переработки
минерального сырья в 21 веке»**

Таблица 1 - Зависимость степени извлечения фторида титана от количества бифторида аммония

Количество вводимого в шихту NH_4HF_2 , в %	Потеря веса после прокаливании	Степень растворения в воде	Степень сублимации фторида титана
40	24,6	38,1	42,0
50	31,5	51,2	51,5
60	41,1	60,9	59,8
70	46,5	68,9	69,0
80	48,2	79,3	80,3
90	55,2	91,0	89,8
100	62,2	97,2	96,7
110	62,6	97,4	96,7
120	62,5	98,0	97,0
130	62,4	96,8	96,5
140	62,6	97,5	98,0
150	62,5	98,0	98,1

Таблица 2. Зависимость степени реагирования и степени сублимации от времени и температуры фторирования концентрата

T процесса, °C	Время, час	Степень фторирования, %	Степень сублимации фторида титана, %
160	1	29,7	96,0
	2	63,6	95,2
	3	72,4	95,1
170	1	64,0	95,3
	2	85,0	96,2
	3	89,7	96,8
180	1	69,4	95,9
	2	86,5	97,7
	3	94,6	96,2
190	1	68,1	95,4
	2	87,7	98,0
	3	92,8	96,3
200	1	74,6	95,5
	2	85,4	96,1
	3	97,6	95,2
220	1	75,2	95,8
	2	89,6	96,6
	3	96,2	96,8

Из полученных результатов можно сделать следующие выводы:

1. Применение гидрофторида аммония для разложения концентрата Вовчанского месторождения и последующим использованием процессов сублимации-десублимации позволяет выделить титановую составляющую из руды на 95% и более.
2. Проведение процесса в непрерывном режиме необходимо осуществлять при температуре в реакторе в диапазоне 180-210 °C и времени реагирования не меньше двух часов.
3. Для интенсивного реагирования компонентов необходимо применять перемешивание и применять меры, препятствующие образованию комков.

4. При сублимации титановой фракции использовать закрытую атмосферу, не связанную с окружающим воздухом, из-за возможности образования оксифторидов титана.

Список использованных источников

1. Дьяченко А.Н, Фтораммонийный метод получения диоксида титана// Известия ТПУ, 2006, №2, том.307, с. 98-101
2. Андреев А.А., Дьяченко А.Н. Технология получения пигментного диоксида титана из ильменита с помощью фторида аммония //Химическая технология .2009, №1, с.28-32

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ СХЕМ И РЕЖИМОВ ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКОЙ ХЛОРИНАЦИИ ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ ТРУДНООБОГАТИМОГО СЫРЬЯ

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

¹ Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Россия,

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

Abstract. The electrochemical treatment of ores and tailings was investigated. The high efficiency of the process is shown. Removing the solution of copper, zinc, gold and silver indicates the need to develop this direction.

Электрохимическая хлоринация (ЭХХ) является перспективным методом извлечения ценных компонентов из руд, хвостов обогащения и других техногенных продуктов. Проведены исследования переработки методом ЭХХ на золотосодержащих рудах Березовского месторождения, золото-мышьяковистой руде месторождения Акжал, вольфрамо-оловянном концентрате обогатительной фабрики Жамбыл, медно-золотой руде месторождения Мезек, некондиционном молибденовом концентрате обогатительной фабрики КОО «Предприятие Эрдэнэт».

На основании полученных результатов доказана возможность извлечения в раствор золота, серебра, меди, цинка, олова, железа с последующим последовательным осаждением железа, меди, цинка и олова и сорбцией золота и серебра на уголь.

Метод ЭХХ основан на получении активных хлорсодержащих растворителей путем электролиза раствора хлорида натрия непосредственно в зоне обработки материала.

Метод является экологически безопасным, так как в нем используется неагрессивный реагент – хлористый натрий.

Интенсивность процесса электрохлоринации зависит от площади электродов, электрохимических параметров и продолжительности процесса. Напряжение на электродах и ток, площадь контакта обрабатываемого материала и электродов, продолжительность процесса, ряд других параметров существенно влияют на интенсивность, эффективность и экономическую целесообразность ЭХХ.

Лабораторными стендовыми испытаниями показана высокая эффективность метода ЭХХ применительно к упорным золотосодержащим рудам в сравнении с классическими методами извлечения, в том числе метода цианирования. Метод показал свою эффективность на вольфрамо-оловянном концентрате как перспективный метод разделения олова и вольфрама. Доказана состоятельность ЭХХ при получении кондиционного молибденового концентрата за счет растворения меди и перевода в раствор на предприятии «Эрдэнэт». Экспериментально показано, что из золотосодержащих пиритных руд Березовского месторождения извлечение золота в раствор методом ЭХХ достигает 91,6 %, ЭХХ хвостов Красноуральской обогатительной фабрики позволяет извлекать в раствор 69 % золота, 43 % серебра, 80 % меди и 73 % цинка.

В настоящее время проводится исследование электрохимической хлоринации текущих хвостов Карагайлинской обогатительной фабрики*. Исследования выполнены на пробе хвостов Карагайлинской обогатительной фабрики, содержащей золота 0,97 г/т, серебра 12,52 г/т, меди 0,34 %, цинка 0,49 %. Исследования выполнены на пробе хвостов Карагайлинской обогатительной фабрики, содержащей золота 1,7 г/т, серебра 16,0 г/т, меди 0,34 %, цинка 0,49 %.

Хвосты характеризуются следующими физико-механическими свойствами:

- твердость – 1-3;
- влажность – до 60 %;
- объемный вес – 3000 кг/м³;
- плотность – 2720 кг/м³;

Гранулометрический состав характеризуется массовой долей класса минус 0,1 мм – 98,8 %. Рудные минералы представлены пиритом, халькопиритом, сфалеритом, галенитом, теннантитом, смешанной блеклой рудой, золотом, электрумом, гесситом, актаитом. Нерудные минералы представлены кварцем, серицитом, хлоритом, плагиоклазом, кальцитом, альбитом, калишпатом, эпидотом, баритом, соссюритом, баститом, рутилом.

Установлено, что удельная проницаемость хвостов Карагайлинской ОФ для воды составляет около 0,02 м³/(м²·час) площади перколяции. Процесс электрохимической хлоринации повышает удельную проницаемость хвостов до 0,08 м³/(м²·час).

В лабораторных условиях проведены эксперименты по перколяционной электрохимической хлоринации хвостов. Испытания выполнены на установке, приведенной на рисунке 1. Установка состоит из корпуса диаметром 100 мм и высотой 180 мм, в котором установлен один катод и три анода, выполненных из железных стержней. Для удаления перколирующих растворов в днище корпуса выполнено отверстие диаметром 3 мм.

При постоянном расходе раствора NaCl 0,08 м³/ч переменными факторами в экспериментах являлись масса навески хвостов и продолжительность электрохлоринации. Электрический ток через установку поддерживали равным 2 А.

* *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»)*

Результаты экспериментов приведены в таблице 1.

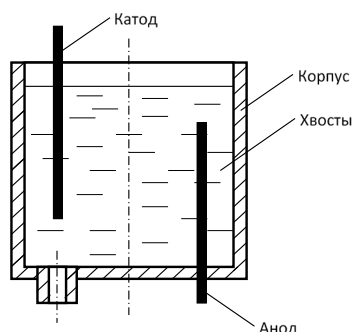


Рисунок 1 - Установка для перколяционной электрохимической хлоринации

Таблица 1 – Результаты перколяционного выщелачивания хвостов Карагайлинской ОФ

Показатели	Значения показателей				
	Опыт 1	Опыт 2	Опыт 3	Опыт 4	
Масса исходной навески, г	1300	1400	1500	700	
Масса сухого, г	1224	1330	1490	564	
Продолжительность выщелачивания, час	5,0	5,0	5,0	5,0	
Объём раствора, л	1,0	1,0	1,0	1,0	
Массовая доля в кеке после хлоринации	меди, %	0,24	0,23	0,22	0,28
	цинка, %	0,49	0,46	0,40	0,45
	золота, г/т	1,01	0,99	1,00	1,30
	серебра, г/т	15,00	14,99	15,02	15,10

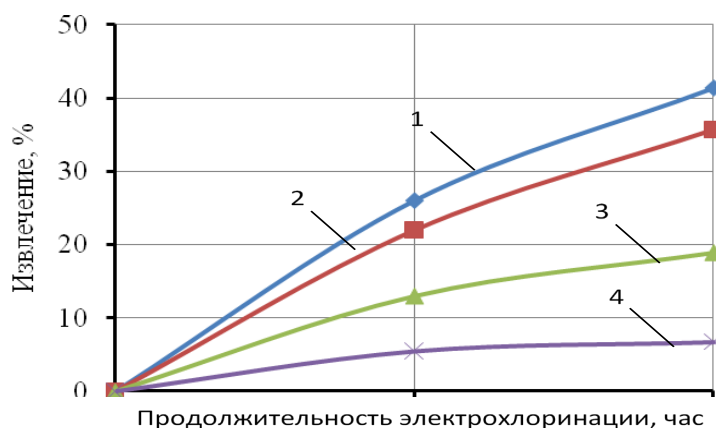


Рисунок.2 - Зависимость извлечения в раствор золота (1), меди (2), цинка (3), серебра (4) от продолжительности перколяционной электрохлоринации

По результатам экспериментов рассчитаны извлечения ценных компонентов в раствор. Зависимости извлечения компонентов в раствор от продолжительности процесса перколяции приведены на рисунке 2.

Установлено, что перколяционная электрохимическая хлоринация позволяет за 5 часов извлекать в раствор 41 % золота, 35 % меди, 18 % цинка и 6 % серебра. Характер зависимостей на рисунке 2.4 свидетельствует о возможности существенного повышения извлечения в раствор золота и меди. при увеличении продолжительности процесса перколяционного выщелачивания. Требуется продолжение исследований по определению оптимальных режимов процесса и проведение укрупнённых испытаний для определения экономичности процесса.

Разработаны варианты лабораторных и опытно-промышленных установок, позволяющих реализовать ЭХХ в различных режимах. Разработано компоновочное решение и технологический регламент на переработку хвостов Карагайлинской обогатительной фабрики производительностью 10 тыс. тонн в год.

Извлечение ценных компонентов в раствор методом электрохимической хлоринации из труднообогатимого сырья делает процесс экономически оправданным.

МОДЕЛИРОВАНИЕ ДВИЖЕНИЯ ЧАСТИЦЫ В НАКЛОННОЙ ПЛОСКОСТИ ПОД ДЕЙСТВИЕМ ПОТОКА ВОДЫ

Матвеев И.А.¹, Яковлев Б.В.², Еремеева Н.Г.¹

¹ *Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Федеральный исследовательский центр Якутский научный центр СО Российской академии науки, Институт горного дела Севера им. Н.В.Черского СО РАН, г. Якутск, Россия*

² *Северо-восточный федеральный университет им. М.К. Аммосова, г. Якутск, Россия
e-mail: danng1@mail.ru*

Abstract. Developed and experimentally confirmed physical-mathematical model of particle motion in upward water flow that will optimize and improve developed in the IGDS SO RAN steeply inclined concentrator. The use of simulation results will allow to control the separation processes of particles in the working area of the steeply inclined concentrator

Гравитационное обогащение остается одним из наиболее важных способов разделения минералов, во многих случаях наименее затратным из всех существующих. Принципы гравитационного разделения широко используют не только при непосредственном обогащении различных руд и материалов, но и в рудоподготовительных переделах при классификации и обезвоживании продуктов.

В лаборатории обогащения полезных ископаемых ИГДС СО РАН разработан способ разделения минералов в восходящем потоке гидросмеси и принципиальная конструкция крутонаклонного концентратора [1].

В концентрате разделение материалов в объеме пульпы происходит по принципу равнопадаемости или гидравлической классификации, а на осадительной поверхности пакета пластин (рабочий орган концентратора) по принципу гравитационного разделения минералов по наклонной плоскости. Благодаря сочетанию двух видов разделения в аппарате одновременно происходит гидравлическая классификация исходного материала на фракции по равнопадаемости и последующее фракционное обогащение частиц разной гидравлической крупности по плотности [2,3].

Для определения рациональных конструктивных и режимных параметров процессов гравитационного разделения минеральных частиц в крутонаклонном концентрате, как многофакторного процесса, необходимо использование физико-математических моделей перемещения частиц в рабочей зоне разделения.

При разработке физических моделей коллективного движения частиц появляются дополнительные математические задачи определения вероятности положения одной

частицы в устройстве. Конечным результатом моделирования выступает определение вероятности положения частицы на наклонной плоскости по времени перемещения при заданных начальных условиях.

При определении вероятности положения частицы используется изложенный в работах [4,5] метод ансамблей Гиббса.

Согласно этого метода определяются все возможные положения частицы в произвольный момент времени при различных начальных значениях положений и скорости частицы. При этом начальные параметры зависят от начального значения распределения вероятностей. Множество возможных положений представляет собой пространство состояний.

Таким образом, функция распределения будет величиной пропорциональной плотности распределения возможных положений частицы в заданной области. Возможные положения частицы на рабочей поверхности устройства определяются законом движения, который получается интегрированием уравнения движения.

На основании уравнения движения в потоке невзаимодействующих частиц, учитывающих изменения импульса частиц и сил, действующих на них:

$$m\ddot{R} = F_v + mg + F_f + N$$

(где R – радиус вектор тела, m – его масса, $F_v = a(u - v)$ – сила действия потока воды, a – коэффициент сопротивления при движении тела в среде, зависящая от характеристики среды, формы и свойств тела, u – скорость потока воды, v – скорость движения тела, $g = ge_z$ – ускорение свободного падения, $F_f = Nf \frac{v}{v}$ – сила трения о поверхность, $N = -mg \sin \beta \cos \beta e_y + mg \cos^2 \beta e_z$ – сила реакции поверхности), используя метод ансамблей Гиббса разработана физико-математическая модель вероятности положения частиц, движущихся в восходящем водном потоке над наклонной поверхностью.

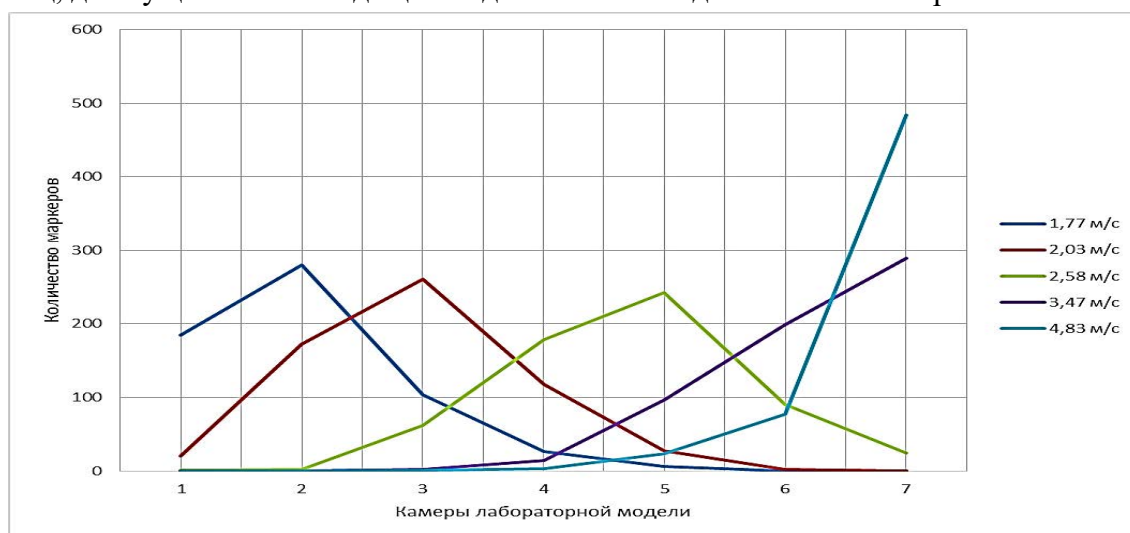


Рисунок 1 – Экспериментальное распределение маркеров в зависимости от скорости при угле наклона модели 60 градусов

Модель подтверждается множественными экспериментами в лабораторной установке крутонаклонного концентратора для материалов разного фракционного состава в области углов наклона рабочей поверхности.

Для сравнения экспериментальных и теоретических данных построены графики распределения маркеров по камерам лабораторной модели с углом наклона 60 градусов при разных скоростях потока воды (рисунки 1-2).

При построении теоретических графиков, пик распределения частиц в камеры рассчитан как среднее значение диапазона распределения вероятности конечной области падения частиц. кроме скорости потока 2,58 м/с, это возможно связано с неучтенными факторами в физико-математической модели.

Таким образом, разработана и экспериментально подтверждена математическая модель движения частиц в восходящем потоке воды, что позволит оптимизировать и усовершенствовать разработанный в ИГДС СО РАН крутонаклонный концентратор.

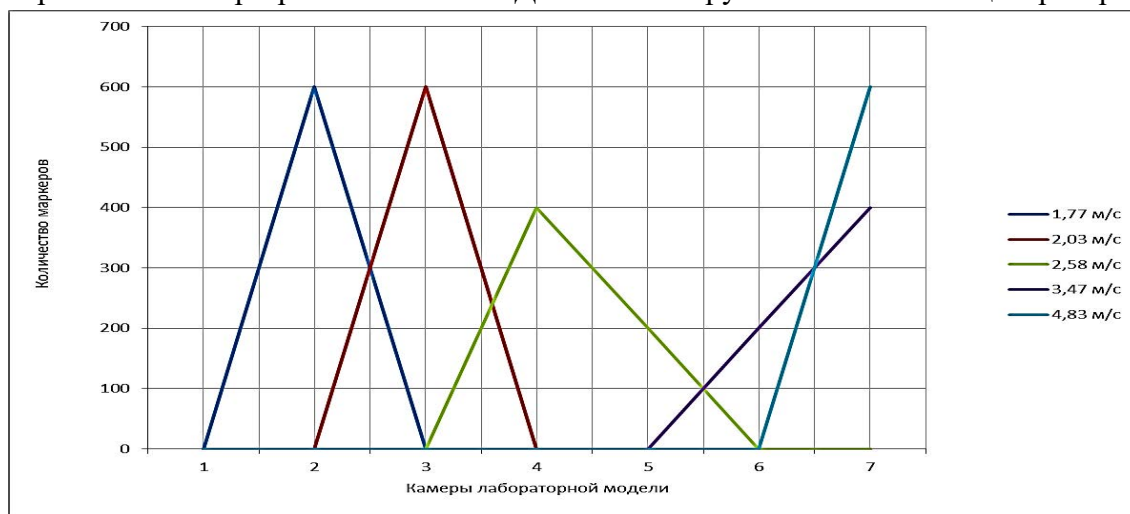


Рисунок 2 - Теоретическое распределение маркеров в зависимости от скорости при угле наклона модели 60 градусов

Использование результатов моделирования позволит управлять разделительными процессами частиц в рабочей зоне крутонаклонного концентратора (разработка ИГДС СО РАН), оптимизировать его параметры и совершенствовать конструкцию.

Список использованных источников

1. Пат. №2196005 РФ, ВОЗВ5/62, В01D21/00 Крутонаклонный концентратор / Филиппов В.Е., Еремеева Н.Г., Слепцова Е.С., Саломатова С.И.; заявитель и патентообладатель Учреждение Рос. акад. наук Ин-т горн. дела Севера им. Н.В.Черского Сиб. отд-ния Рос. акад. наук. – № 2001101048/03; заявл. 11.01.2001; опубл. 10.01.2003, Бюл. №1.
2. Еремеева Н.Г., Матвеев А.И., Монастырев А.М. Исследование процессов гравитационного разделения минералов на крутонаклонном концентраторе // ГИАБ.– 2010.– №2.– С.36–37.
3. Матвеев, И.А., Еремеева Н.Г. Предварительные исследования извлечения золота из хвостов обогащения алмазосодержащих песков //ГИАБ. 2015 № 7. – Спец. вып. 30. – С. 251–259.
4. Ландау Л.Д., Лифшиц Е.М. Теоретическая физика - М.: Физматлит, 1976. Т.5: Статистическая физика. – 584 с.
5. Крылатова С.Р., Матвеев А.И., Лебедев И.Ф., Яковлев Б.В. Моделирование движения частицы в винтовом сепараторе статистическими методами // Математические заметки СВФУ. – 2018. – Т. – 25, № 1. – С. 90–97.

КОМПЛЕКСНАЯ ПЕРЕРАБОТКА МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ, ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ

СЫРЬЕВАЯ БАЗА, СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ ПЕРЕРАБОТКИ МЕДНО-ПОРФИРОВЫХ РУД ЗА РУБЕЖОМ И В РОССИИ

Седелникова Г.В., Романчук А.И., Богомолов В.А.,
Ибрагимова Н.В., Владыкин А.Ю.

ОП «ГеоТЦ» АО «Росгео», Москва, Россия, e-mail: GVSedelnikova@rusgeology.ru

Abstract. Data on reserves, copper production, content in ores and technology of copper and other useful components extraction from porphyry copper ore deposits abroad and in Russia are given. Shows the prospects of the domestic mineral resource base and the development of porphyry-type copper deposits.

Медь является одним из основных металлов, используемых в народном хозяйстве. По объему производства и потребления в мире медь занимает второе место после алюминия. Мировая база запасов меди оценивается специалистами примерно в 610 млн.т (Славский, 2011). Базовыми для медной промышленности являются месторождения следующих 6 геолого-промышленных типов:

- медно-порфировый (с 3 подтипами: собственно, медно-порфировый, молибден-медно-порфировый и золото-медно-порфировый);
- стратиформный (в медистых песчаниках и сланцах);
- колчеданный (с 3 подтипами: медно-колчеданный, медно-цинковый-колчеданный и колчеданно- полиметаллический);
- сульфидный медно-никелевый (и близкий к нему малосульфидный медь- и никельсодержащий платиноидный);
- гидротермально-метасоматический;
- скарновый.

Месторождения медно-порфирового типа занимают ведущее положение в минерально-сырьевой базе мировой медной промышленности благодаря следующим характеристикам:

- крупным и гигантским масштабам (от нескольких млн.т меди до нескольких млрд. т);
- часто комплексному многометальному составу (медь, золото, серебро, молибден, рений и др.);
- возможности отработки открытым способом.

По данным государственного доклада Министерства природных ресурсов и экологии РФ за 2016 и 2017 гг., основные запасы меди сосредоточены, млн. т: в Чили 206,4; Перу 81,6; России 60,6; США 51,6; Китай 27,2; Австралия 23,7; ДРК 22. По объему производства первые три места занимают Чили, Перу и Китай, Россия находится на 7 месте и на нее приходится 4% в мировом производстве меди. Доля медно-порфировых

месторождений в мировых запасах и добыче меди оценивается в объеме около 70% (Мигачев и др., 2015).

Медно-порфиновые руды характеризуются низким содержанием меди и попутных компонентов (Славский, 2011). Ниже приводятся данные по содержанию металлов месторождений медно-порфиновых подтипов основных стран производителей меди. *Собственно медно-порфиновые месторождения*: Gaby, El Salvador, Escondida и др. (Чили) имеют среднее содержание меди 0,29-0,92%, Morenci (США, 0,25 меди %) La Graja (Перу, 0,51% меди; *молибден-медно-порфиновые*: Rio Blanco, Chuquicamata, Teniente и др. (Чили) содержат 0,36-0,8 меди %, 0,01-0,03% молибдена и нередко в них присутствуют золото и серебро, в крупнейшем месторождении Sierrita (США) содержание металлов достигает 0,25% меди, 0,029% молибдена, 1,4 г/т серебра и *золото-медно-порфиновые месторождения* содержат: Andocollo, Cerro Casale, El Morro и др. (Чили) 0,2-0,5% меди, 0,46-0,6г/т золота). Bingham Canyon (США, 0,47 % меди, 0,044% молибдена, 0,27 г/т золота, 2,16 г/т серебра, Pebble (США, 0,43 % меди, 0,37 г/т золота, 0,027% молибдена), Conga (Перу, 0,26% меди и 0,6 г/т золота).

Относительно низкие содержания меди в рудах обуславливают создание мощных горно-обогачительных предприятий и применения относительно простых технологий переработки руд для обеспечения рентабельной отработки медно-порфиновых месторождений. Анализ мировой практики показывает, что все вновь вводимые в эксплуатацию объекты имеют мощность более 20 млн.т в год (Алтушкин и др., 2017). Так, например, производительность рудника Escondida в Чили равна 45 млн. т руды в год с производством 350 тыс. меди в год, рудника Grasberg в Индонезии - 30 млн. т руды с производством 600 тыс. т меди, 55 т золота и 175 т серебра в год. Добыча руд производится на 2/3 открытым способом.

Основным методом обогащения медно-порфиновых руд является флотация с получением медного или коллективного медно-молибденного концентрата, который с помощью селективной флотации разделяют на медный и молибденовый. Присутствующее в рудах золото частично переходит в медный концентрат и извлекается в процессе его пирометаллургической подготовки. При наличии свободного золота применяется гравитационное обогащение на отсадочных машинах. Для извлечения золота, находящего в сростках с минералами, хвосты флотации подвергают цианированию с последующим получением товарной продукции в виде сплава Доре.

Для переработки окисленных руд применяется гидрометаллургические методы: сернокислотное выщелачивание меди в условиях чанового (при перемешивании измельченной руды), кучного и перколяционного (дробленого материала) растворения.

С целью повышения извлечения меди используют предварительное микробиологическое окисление сульфидов. Извлечение меди из растворов выщелачивания осуществляют по технологии SX-EW, включающей экстракцию меди с последующей реэкстракцией и электролизом.

Российская сырьевая база меди базируется на объектах сульфидного медно-никелевого, медно-колчеданного и стратиформного (в медистых песчаниках и сланцах) геолого-промышленных типов. Однако благодаря планомерному увеличению в последние годы запасов медно-порфиновых месторождений, уже превысившей долю медно-

колчеданных объектов, ее структура изменилась и стала в большей степени соответствовать мировой. Поиск и разведка медно-порфировых месторождений, создание на их базе долгосрочных крупных горных предприятий является одной из самых перспективных и приоритетных задач для добывающей промышленности России (Десяткин, Гайсин, 2018). Особенно остро эта задача стоит перед медными предприятиями Урала в связи с истощением запасов медно-колчеданных руд.

По данным государственного доклада о состоянии и использовании минерально-сырьевых ресурсов Российской Федерации в 2016 и 2017 годах основными медно-порфировыми месторождениями являются следующие: Малмыжское, Песчанка, Ак-Сугское, Томинское, и Михеевское. В таблице приведены данные о запасах руд по категориям (А+В+С₁) и С₂, доли в запасах РФ, содержании меди в рудах и объеме добычи в 2016 г. Общие запасы руд 5 месторождениям составляют 9 259,2 тыс. т по категории (А+В+С₁) и 7236,8 тыс. т. по категории С₂.

Наиболее крупным по запасам меди является месторождение Малмыжское (5,3 % в общих запасах меди РФ), далее в убывающем порядке следуют месторождения Песчанка (3,8%), Ак-Сугское (3,7%), Томинское (2,7%) и Михеевское (1,4%). Наиболее богатыми по содержанию меди являются руды месторождения Песчанка (0,83%) и Ак-Сугское (0,67%), в остальных содержание меди находится на уровне 0,41-0,46%. Практически все перечисленные руды в качестве попутных компонентов содержат золото и серебро, в рудах месторождения Ак-Сугское дополнительно присутствуют молибден и рений. Для извлечения ценных и попутных компонентов из медно-порфировых руд разработана флотационная технология с получением медного концентрата, в который попутно извлекаются золото и серебро и молибденового концентрата (для Ак-Сугского месторождения). В проектах Ак-Сумского и Томинского ГОКов была предусмотрена гидromеталлургическая переработка окисленных медных руд. Последняя компания, выполняя рекомендации экологического аудита (в связи с протестами местного населения Челябинской области) отказалась от переработки окисленных руд.

Первый практический опыт по освоению месторождений медно-порфировых руд в России успешно продемонстрировала в 2013 г. ЗАО «Русская медная компания» при освоении Михеевского месторождения на Урале. Проектная мощность Михеевского ГОКа составляет 27 млн.т, первой работающей очереди -18 млн.т. В соответствии с проектом, добыча ведется открытым способом. При создании ГОКа были использованы передовые технологии, технические средства и инновационные технологические решения: дробление в карьере, в обогащательном цикле – гирационные и конусные дробилки, мельницы самоизмельчения диаметром 11 м, в цикле флотации – крупнообъемные флотомашины объемом 300 м³ сгустители Superflo -17 и фильтр-прессы для сгущения и фильтрации медного концентрата (Алтушкин и др., 2017).

За период 2013-2016 гг. на предприятии произведено 1083 т меди, 3,7 т золота и 40,2 т серебра. Извлечение меди из довольно бедной руды (0,43% меди, 0, 14г/т золота, 1,28 г/т серебра и 0,003% молибдена) составляет 85%. Попутные металлы извлекаются в медный концентрат.

В проекте освоения месторождения Малмыж предусмотрена технология флотационного обогащения руды с содержанием 0,41% меди, извлечением меди в медный

концентрат на уровне 90% и отправкой его на пирометаллургическую переработку. Для наиболее полного извлечения золота рекомендовано цианирование хвостов первой флотационной перемычки медного концентрата методом цианирования с извлечением золота около 70%.

Для переработки медно-порфировых руд месторождения Песчанка рекомендована флотационная технология с получением медного и молибденового концентратов довольно высокого качества при высоком извлечении металлов из тонко вкрапленных руд.

В процессе проведения геологоразведочных работ выявлены новые перспективные объекты медно-порфирового типа, нами выполнены исследования состава руд и технологии комплексного извлечения полезных и попутных компонентов. Показана перспективность дальнейшей разведки объектов и высокие показатели по извлечению полезных компонентов и медно-порфировых руд с применением относительно простых технологических схем.

РАСШИРЕНИЕ МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД ЗА СЧЕТ ВОВЛЕЧЕНИЯ В ПЕРЕРАБОТКУ ОКИСЛЕННЫХ ЖЕЛЕЗИСТЫХ КВАРЦИТОВ

Голеньков Д.Н.¹, Чантурия А.В.¹, Шелепов Э.В.², Игнатова Т.В.²

¹ ООО УК «Металлоинвест», Москва, Россия

² ПАО «Михайловский ГОК», г. Железногорск, Россия

Abstract. The report is devoted to the development of a new technological scheme for the beneficiation of oxidized ferruginous quartzites. Introduction of technology will significantly increase the complexity of the use of raw materials and improve the economy of the enterprise.

В течение многих лет различными научными институтами изучалась возможность переработки окисленных железистых кварцитов Михайловского месторождения. В настоящее время снова активно прорабатываются решения для получения железорудной продукции из окисленных железистых кварцитов, что в перспективе может позволить значительно расширить сырьевую базу черной металлургии.

Окисленные железистые кварциты Михайловского месторождения характеризуются сложным вещественным составом, очень тонкой вкрапленностью минералов, близостью технологических свойств слагающих их минералов, слабыми магнитными свойствами минералов железа и низкой их раскрываемостью.

Окисленные кварциты Михайловского месторождения представлены железно-слюдково-мартитовыми и мартито-железо-слюдковыми разновидностями с примесью гидроокислов железа, остаточного магнетита, силикатов и карбонатов.

Главные рудные минералы – гематит и магнетит, наблюдается заметное развитие гидроксидов железа.

Нерудные минералы представлены преимущественно кварцем, имеется заметное количество железосодержащей зеленой слюды и железистого карбоната, близкого по составу к сидериту.

Неблагоприятными факторами для обогащения окисленной руды являются:

- большое разнообразие текстурно-структурных особенностей руды, вплоть до рыхлого, дезинтегрированного материала;
- широкое развитие сложных сростаний магнетита и гематита, затрудняющих разделение этих минералов;
- развитие заметной доли распыленного гематита и тонкого магнетита в кварце, сидерите и зеленой слюде;
- наличие множества очень тонких остаточных, реликтовых включений магнетита в гематите, а также множество зарождающихся (на ранней стадии окисления магнетита) сложных нитевидно-петельчатых включений гематита в магнетите.
- присутствие в заметных количествах в руде высокожелезистой зеленой гидрослюды – селадонита и железистого карбоната группы сидерита, снижающих показатели обогащения руды.

Указанные особенности обуславливают трудную обогатимость окисленных железистых кварцитов, в связи с чем получение кондиционного концентрата из окисленных железистых кварцитов до настоящего времени является сложной задачей. В то же время, запасы окисленных железистых кварцитов весьма велики и вовлечение их в переработку позволит расширить производство кондиционного железорудного концентрата, получить дополнительную продукцию. Учитывая данный фактор, в ООО УК «Металлоинвест» было принято решение изучить возможность переработки окисленных железистых кварцитов Михайловского месторождения.

Целью работ являлась разработка рациональной технологии переработки окисленных железистых кварцитов Михайловского месторождения с учетом решения вопросов комплексного использования минерального сырья и охраны окружающей природной среды, выдача рекомендаций и разработка технологического регламента для проектирования обогатительной фабрики.

С этой целью был проведен целый комплекс исследований:

- работы по геолого-технологическому картированию, которые позволили выделить три основных типа руды: легкообогатимые (ЛЮ)-содержание железа общего 40,01%, обогатимые (О)-содержание железа общего 39,74% и необогащаемые (НО)-содержание железа общего 39,34%
- изучен вещественный состав руды Михайловского месторождения на выделенных трех технологических пробах (легкообогатимая, среднеобогатимая и труднообогатимая)
- выполнены гранулометрический, химический, петрографический, минераграфический, минералогический анализы, включающие в себя такие методы как оптикоэмиссионный, атомно-абсорбционный, ИК-спектроскопический, гравиметрический, титриметрический, дифрактометрический и другие.
- изучены и определены минералого-технологические параметры, такие как крупность минеральных зерен, степень раскрытия, комплексное распределение гематита и магнетита по крупности и степени раскрытия

Все исследования проводились с использованием самого современного оборудования.

Лабораторией МГОК была разработана новая принципиальная технологическая схема переработки окисленных железистых кварцитов, основанная на магнитно-флотационном обогащении. На материале проб, направленных ПАО «Михайловский ГОК» в Институт ТОМС, были проведены заверочные исследования по расширенной схеме.

Целью исследований была проверка эффективности, предложенной ПАО «Михайловский ГОК» схемы обогащения ОЖК и при необходимости ее оптимизации для получения концентратов заданного качества.

В результате исследований, технологическая схема МГОК была оптимизирована с точки зрения количества операций, времени флотации и дозировки реагентов.

В итоге, был сделан вывод, что руды ЛО и СО могут быть успешно переработаны по предложенной схеме с получением концентрата требуемого качества. При этом руды ТО являются упорным сырьем для обогащения, и переработка их по выбранной схеме не позволит получить кондиционный концентрат требуемого качества.

Таким образом, руды ТО являются неперспективным сырьем для промышленной переработки и их рекомендуется исключить из состава шихты труд, направляемой на обогащение.

По результатам проведенных технологических исследований в Институте ТОМС по выбору оптимальной схемы и режимов переработки руды месторождения «Михайловское» на пробе обогатимой руды были выполнены полупромышленные испытания по оптимизированной схеме.

В период проведения испытаний было переработано 1050 кг руды, были уточнены показатели обогащения и реагентный режим.

На основании результатов выполненных исследований проб окисленных кварцитов и опыта работы аналогичных предприятий для переработки была рекомендована комбинированная магнитно-флотационная технологическая схема с тремя альтернативными схемами рудоподготовки:

Вариант 1 – Классическая схема стадийного дробления и измельчения дробленой руды в шаровых мельницах.

Вариант 2 – Схема стадийного дробления, предусматривающая на последней стадии тонкое дробление руды в валковой дробилке высокого давления или роллер-прессе (технология HPGR). Дробленую руду направляют на измельчение в шаровые мельницы.

Вариант 3 – Схема самоизмельчения с последующим доизмельчением материала в шаровых мельницах.

Был выполнен расчет качественно-количественных и водно-шламовых показателей выполнен для двух шихт руд: обогатимая/легкообогатимая – 80 : 20 и 90 : 10 с исходным содержанием общего железа в первой шихте – 40,22% и во второй – 40,21%. Производительность предприятия по сухой руде – 3113 т/ч (22,05 млн. т/год). В результате по данной магнитно-флотационной технологической схеме была показана возможность извлечения железа из окисленных железистых кварцитов из шихты руд (СО : ЛО – 80 : 20) в товарный концентрат 75,85% с его содержанием в концентрате 67,04%, для шихты (СО : ЛО – 90 : 10) – извлечение – 76,03% с содержанием железа общего 66,64%.

К ВОПРОСУ ИЗЫСКАНИЯ АЛЬТЕРНАТИВНЫХ ИСТОЧНИКОВ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО СЫРЬЯ

Мишурина О.А., Медяник Н.Л., Муллина Э.Р., Турлина А.А.

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», Магнитогорск, Россия, e-mail: olegro74@mail.ru

Abstract. The paper proposes technological recommendations for the extraction of manganese from acid mine waters, which allow selective extraction of manganese in the form of a flotation concentrate, with a manganese content of up to 50,1%. The resulting manganese concentrate, can be used as feedstock in the implementation of various metallurgical operations.

Марганец и его соединения находят широкое применение в черной и цветной металлургии, а также в электрической и химической отраслях промышленности, растениеводстве и медицине. На сегодняшний день в марганец относится к стратегическим материалам, т.к. многие государства с развитой металлургической промышленностью не имеют месторождениями высококачественных марганцевых руд. Месторождения марганца выявлены в 55 странах. Общие запасы марганцевых руд оцениваются в 15 млрд. т. Лидирующее положение в мире по общим запасам занимают ЮАР, Украина, Казахстан. На сегодняшний день марганец и в России является востребованным компонентом сталеплавильного производства. Увеличение объемов производства стали, и дефицит запасов марганца как следствие приводят к росту цен на его товарные руды и сплавы. Следовательно, замещение импорта марганца и его сплавов реально только при условии широкого использования высоких технологий при добыче и обогащении марганцевых руд, а также в возможности изыскания альтернативных источников соединений марганца [1,2].

В связи с этим, как одним из вариантов альтернативных источников соединений марганца для металлургического комплекса могут рассматриваться гидротехногенные образования, формирующиеся на территории предприятий, занимающихся разработкой и переработкой медноколчеданных руд. Как показали исследования, содержание ионов марганца в кислых подотвальных водах горных предприятий Южного Урала достаточно велико и варьируется в пределах от 124 до 278 мг/дм³, что позволяет, учитывая их объемы, рассматривать данные воды техногенное марганецсодержащее сырье, переработка которого позволит частично восполнить дефицит соединений марганца, а так повысить ресурсосбережение и снизить экологическую нагрузку в регионе [2].

В работе представлена технология селективной переработки кислых рудничных горных предприятий медно-колчеданного комплекса, характеризующихся высоким содержанием ионов меди (более 432 мг/дм³), железа (более 600 мг/дм³) и марганца (более 154 мг/дм³).

Разработанная технология включает в себя комплекс последовательно выполняемых процессов:

на 1 стадии – извлечение ионов Cu^{2+} методом цементации;

на 2 стадии – извлечение ионов Fe^{2+} и Fe^{3+} в виде дисперсной фазы методом кислотно-основного осаждения;

на 3 стадии – извлечение ионов Mn^{2+} путем перевода ионов Mn^{2+} под действием окислителя в нерастворимые формы марганца и последующего извлечения дисперсной фазы. Для выделения образующейся дисперсной фазы марганца из растворов, наиболее перспективно использовать метод электрофлотации. Основные его преимущества, в сравнении с другими методами, связаны с физико-химическими особенностями образующихся осадков (хрупкостью, способностью к передиспергированию при интенсивном перемешивании, необходимостью проведения флотации при низкой скорости газового потока, и др.), с малым размером, образующихся электролитических пузырьков, а так же с наличием у них поверхностного электростатического заряда [3-5].

По результатам проведенных исследований разработаны рациональные параметры осуществления процессов цементации, осаждения и электрофлотации (таблица).

Таблица - Технологические параметры переработки кислых подотвальных вод

Основные стадии технологии	Технологические параметры			
	рН	время	расход реагента	электрообработка
Цементация	2 – 3	15 мин.	железный скрап в соотношении: $(Cu^{2+}) 1 : 2 (Fe)$	–
Кислотно-основное осаждение	4,1	15 мин.	вода после электрообработки	–
Электрофлотация				
1 камера:	4,5-7,5	1 мин.	–	$I_{SA} 300 A/m^2$
2 камера:	5,5-8,0	10 мин.		$I_{SK} 100 A/m^2$

Полученный в результате реализации технологии комплексной переработки кислых подотвальных вод марганцевый флотоконцентрат согласно ТУ-14-9-10-5-73 является кондиционным марганцевым концентратом I сорта и может быть пригодным для выплавки ферромарганца (ГОСТ 4755-70) и силикомарганца (ГОСТ 4756-70).

Полученный марганцевый флотоконцентрат, имеет следующий компонентный состав: Mn - 50,7 %, Fe - 2,2 %, Cu - 0,02 %, Zn - 0,015 %. Согласно ТУ-14-9-10-5-73 полученный в результате реализации разработанной технологии марганцевый флотоконцентрат является кондиционным марганцевым концентратом I сорта и может быть пригодным для выплавки ферромарганца (ГОСТ 4755-70) и силикомарганца (ГОСТ 4756-70) [1,6].

Разработанная технология была апробирована на кислых подотвальных водах горного предприятия Уральского региона. Полученные практические результаты реализации разработанной технологии показали, что внедрение технологии позволит получать медь, железо и марганец, в виде товарных продуктов с одновременным снижением их концентраций в прилегающих водоемах до норм ПДК.

Выводы. Разработанные технологические рекомендации по извлечению марганца из кислых рудничных вод позволяют селективно извлекать марганец в виде флотоконцентрата, с содержанием марганца до 50,1%. Образующийся марганцевый концентрат, может быть использован как исходное сырье при осуществлении различных металлургических операций. Технология проста, не требует сложного дорогостоящего оборудования и может использоваться как самостоятельно, так и в системе существующих очистных сооружений. Внедрение ресурсосберегающей технологии переработки и очистки

кислых рудничных вод медноколчеданных месторождений позволит: рассматривать кислые рудничные воды не как отходы предприятия, а как дополнительный источник для получения цветных металлов в виде кондиционного сырья. А также уменьшить безвозвратные потери марганца, меди и железа в сбросных водах, что существенно повысит эффективность использования природных ресурсов и работу горнорудных предприятий

Список использованных источников

1. Мишурина О.А. Технология электрофлотационного извлечения марганца в комплексной переработке гидротехногенных георесурсов медноколчеданных месторождений: дис.... канд. техн. наук. - Магнитогорск, 2010. — С. 153.
2. Чантурия В.А., Шадрунова И.В., Медяник Н.Л и др. Технология электрофлотационного извлечения марганца из техногенного гидроминерального сырья медноколчеданных месторождений Южного Урала // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2010. – № 3. – С. 92 – 99.
3. Назарова Г.Н., Костина Л.В. Применение электрохимической технологии для очистки отработанных промышленных растворов и сточных вод обогатительных и металлургических предприятий с одновременным доизвлечением ценных компонентов // Сб. «Физико-химические методы повышения эффективности процессов переработки минерального сырья». – Москва, 1974. – С. 211 – 225.
4. Рогов В.М. Применение электрокоагуляции-флотации для очистки сточных вод, содержащих высокодисперсные загрязнения // Автореф. дис... канд. техн. наук. Новочеркасск, 1973. – 19 с.
5. Ильин В.И. Электрофлотационная технология очистки сточных вод // Экология производства, 2004, № 3.– С.53 – 57.
6. Мишурина О.А., Муллина Э.Р. Химические закономерности процесса селективного извлечения марганца из техногенных вод. // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2012. № 3. С. 58-62.

ОПТИМИЗАЦИЯ ПЕРЕРАБОТКИ УПОРНЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ КАМЕНСКОЕ

Мусаев В.В., Ключников А.М., Галимов Р.Р.

ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия, e-mail:musaev_vv@umbr.ru

Abstract. The flotation and hydrometallurgical methods of ore processing at the Kamenskoe deposit with various contents of organic carbon are investigated. It is shown that carbon in various ore samples exhibits different sorption activity in relation to the cyanide gold extraction process.

Золотосодержащие руды месторождения Каменское можно отнести к рудам с «двойной упорностью» по отношению к цианидному процессу. Это связано с ассоциированием большей части золота с пиритом, содержание которого в рудах составляет около 5%, а также наличием в руде значительного количества глинистых минералов и углистого вещества, содержание которого в различных рудных залежах колеблется в интервале 1-2 %. Последние проявляют высокую сорбционную активность к цианидному процессу по извлечению золота. Поэтому переработка такого типа руды методом прямого цианидного выщелачивания неэффективна из-за низкого извлечения золота в раствор [1].

Наиболее перспективными считаются технологии, основанные на получении флотационного концентрата. В частности, по результатам работ института «Уралмеханобр» методом коллективной сульфидной флотации получен флотоконцентрат, содержащий до 17-25 г/т золота. Извлечение при этом составило 75,0-78,8 %, соответственно [2].

Институтом «Иргиредмет» по флотационной схеме достигнуто содержание в концентрате 25-29 г/т при извлечении 79,3-87,8 %, величина которого зависит от качества воды [1]. Исследованию подвергались руды с содержанием золота и углистого вещества на уровне 1,9 г/т и 1,8 %, соответственно. С понижением горизонта залежи рудных тел на месторождении Каменское качество руды по содержанию золота снижается до 1,3-1,6 г/т, что сказывается на технологических показателях флотационного обогащения руды. Так для руды с содержанием золота 1,3 г/т, углистого вещества - 1,1 %, пирита - 5 % получены флотоконцентраты значительно худшего качества, чем для проб руды, исследованных в работах [1-3].

Для определения технологических свойств руды и моделирования производственных показателей провели замкнутый опыт на пяти навесках. Опыт проводили с одной перечисткой. Результаты экспериментов представлены в таблице 1, технологический и реагентный режимы приведены в таблице 2.

Таблица 1– Технологические показатели обогащения в замкнутом цикле

Продукты обогащения	Выход, %	Содержание золота, г/т	Извлечение золота, %
Золотосодержащий концентрат	10,26	9,1	77,61
Отвальные хвосты	89,74	0,3	22,39
Исходная руда	100,00	1,203	100,00

Таблица 2 – Технологический и реагентный режимы обогащения углисто-глинистых сланцев месторождения Каменское

Технологические операции	Масс. доля класса -0,071 мм, %	Плотность, % твердого в пульпе	Расход реагентов, г/т руды				Время операции, мин
			Syquest-4000	CuSO ₄	БКК	МИБК	
Измельчение	85		100		-	-	
Основная коллективная флотация		28-32		200	150	30	10
I перечистная флотация		23-28			-	-	4
Контрольная флотация					150	30	15
Итого					300	60	

По минеральному составу проба представляла собой кварц-полевошпатовую глинистую породу. Руда относится к малосульфидному типу (содержание сульфидов – менее 5%). Содержание золота – 1,9 г/т. Массовая доля вредных примесей-потребителей цианида: мышьяка – 0,076%, меди и сурьмы – менее 0,01 %, углерода общего – 1,9 %, который в основном представлен рудным углистым веществом (РУВ).

Принято, что углистое вещество активно взаимодействует с рабочими растворами, являясь активным потребителем цианида, а также сорбирует цианистые комплексы золота [1-3]. Очевидно, что при условии нейтрализации вредного влияния РУВ выщелачивание может протекать с достижением сравнительно высокого извлечения.

Установлено, что извлечение золота коррелирует с величиной избыточной концентрацией цианида натрия в растворе. В процессе выщелачивания концентрация цианида натрия асимптотически убывает, стремясь к 0,05-0,07 г/л. Удельный расход NaCN (определяемый по убыли свободного цианида в растворе) достигает во всех опытах 2,9 кг/т. Удельный расход NaOH составляет около 3,8 кг/т (определен по количеству щелочи, введенной в систему для поддержания pH 10,0-10,5). Содержание металлов-потребителей цианида в руде крайне незначительно, что не соответствует его большой убыли. Максимальное извлечение (45%) достигнуто за небольшое время (0,5 ч) и соответствует максимуму концентрации цианида в растворе. Это свидетельствует о том, что цианируемое золото представлено частицами небольших размеров, обладающими высокой реакционной способностью. Для выщелачивания не требуется большого времени, оптимальным является 0,5-1,0 ч. Максимальное извлечение достигнуто при наиболее тонком помоле -95% класса -0,071 мм.

Для проверки влияния повышенных рабочих концентраций цианида на извлечение проведены тестовые исследования по трехстадиальному выщелачиванию. Выщелачивание проводили при Ж:Т=1,5 раствором NaCN 2 г/л в три стадии, с промежуточной фильтрацией. Продолжительность выщелачивания на каждой стадии – 0,5 ч. Фильтрацию проводили на вакуум фильтре с использованием фильтрополотна «Бельтинг». Влажность кека составляла 29,8 %. По окончании цианирования кек был промыт водой от цианидов. Промывные воды и отмытый кек анализировали на золото. По результатам рассчитывали извлечение золота (содержание золота в исходной руде принято 1,9 г/т). Результаты цианирования представлены в таблице 3.

Таблица 3 – Результаты эксперимента по трехстадиальному выщелачиванию сланцев (продолжительность выщелачивания на каждой стадии – 0,5 ч)

№ стадии	Выход фильтрата, м ³ /т	Концентрация		Извлечение золота в фильтрат (нарастающим итогом), %	Удельный расход NaCN (нарастающим итогом), кг/т
		золота в фильтрате, мг/л	NaCN в фильтрате, г/л		
<i>Тонина помола 75 % -0,071 мм</i>					
1	1,075	0,14	0,17	7,92	2,82
2	1,55	0,34	1,40	35,66	2,98
3	1,50	0,24	1,55	54,61	3,12
Итого, с дополнительной промывкой водой				59,97	2,99
<i>Тонина помола 85 % -0,071 мм</i>					
1	1,075	0,20	0,17	11,32	2,82
2	1,525	0,36	1,30	40,21	3,02
3	1,50	0,23	1,48	58,37	3,18
Итого, с дополнительной промывкой водой				63,51	3,05

Как следует из таблицы 3, повышенного извлечения при цианировании (50-60 %) можно добиться поддержанием избыточной концентрации цианида натрия в растворе – 1,4-1,5 г/л.

Требуемая продолжительность выщелачивания составляет не более 1,5 ч. При этом повышение избыточной концентрации цианида не сопровождается значительным приростом его удельного расхода. Так, расход цианида составляет около 3,0 кг/т, что

определяет предельную сорбционную емкость углистого вещества по NaCN для данных условий. Полученные цианистые растворы могут быть переработаны на действующем производстве ПАО «Гайский ГОК» совместно с растворами кучного выщелачивания.

Таким образом, схема прямого цианирования может составить конкуренцию схемам, основанным на получении флотоконцентрата.

Список использованных источников

1. Изучение технологических свойств пробы руды месторождения «Южно-Кировское» и разработка технологического регламента для переработки сырья методом кучного выщелачивания». ООО НИИПИ «ТОМС», отчет. Том 1. Иркутск. 2013 г. – 72с.
2. Выполнение НИР по совершенствованию эффективной технологии переработки золотосодержащих руд с повышенным содержанием углистых сланцев. Договор 1490/15. ОАО «Уралмеханобр», отчет. Екатеринбург. 2015 г. – 142 с.
3. Разработка технологии флотационного обогащения углисто-глинистых золотосодержащих сланцев месторождения «Каменское» Кировско-Крыклинской рудоносной зоны в условиях обогатительной фабрики Сибайского филиала ОАО «УГОК». ОАО «Иргиредмет», отчет. Иркутск. 2013 г. – 149 с.

ОПЫТ ПРОМЫШЛЕННОГО ОСВОЕНИЯ ТЕХНОЛОГИИ ИНТЕНСИВНОГО ЦИАНИРОВАНИЯ ГРАВИОКОНЦЕНТРАТОВ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ УСТАНОВОК «АВГУСТ»

Комлев М.Ю., Муллов В.М., Евдокимов А.В., Богородский Е.В.
АО «Иргиредмет», г. Иркутск, Россия, e-mail: komlev@irgiredmet.ru

Abstract. A series of hydrometallurgical plants of modular type “AUGUST” for intensive cyanidation of gravity concentrates with 3-10 t cone type reactors was developed and introduced at Irgiredmet JSC.

Технологические схемы извлечения золота из руд отличаются большим разнообразием. Довольно часто в рудах встречается крупное свободное золото (+0,071 мм), предварительное выделение которого гравитационным обогащением в начале технологического процесса позволяет снизить потери золота с отвальными хвостами.

Однако, в «золотую головку» обычно извлекают не более 20÷50% золота. «Золотая головка» представляет собой визуально богатый золотосодержащий концентрат, обеспечение сохранности которого является сложной и трудноосуществимой задачей.

Альтернативой стала технология интенсивного цианирования (ИЦ) гравииоконцентратов с содержанием драгоценных металлов от 100 до 2000 г/т.

В АО «Иргиредмет» разработан и промышленно освоен ряд автономных гидрометаллургических установок «АВГУСТ» модульного типа для интенсивного цианирования гравииоконцентратов с реакторами конусного типа вместимостью 3÷10 т, рассчитанных, в том числе, на возможность работы без привязки к другому гидрометаллургическому производству.

Для примера показан гравииоконцентрат из руды одного из золоторудных месторождений России, который состоял из породообразующих минералов - 53,6 %, в

основном полевых шпатов и кварца. Рудная часть составляет 42,3 %, представлена преимущественно железом, мышьяком и серой в сульфидной форме. Золото в гравеоконцентрате мелкое и тонкодисперсное, на долю крупного самородного золота приходится 22 %.

Проведены лабораторные (на бутылочном агитаторе) и укрупнённые (на модельной конусной установке интенсивного цианирования) испытания технологии.

Расчётная степень отмывки золота составила 97,9 %. После отмывки получена твёрдая фаза хвостов с содержанием золота 20,8 г/т. Рассчитанное по балансу исходное содержание золота составило 360,8 г/т и его извлечение в раствор - 94,2 %.

Промышленные автономные гидрометаллургические установки «АВГУСТ КШ-3» (рисунок 1) прошли испытания и успешно эксплуатируются с получением стабильных показателей на золотоизвлекательных фабриках России.

Цианирование и отмывку загруженного материала осуществляют импульсной подачей растворов в конусный аппарат. Промытую твёрдую фазу возвращают в цикл измельчения либо на спецскладирование.

Обезметалливание продуктивных растворов после интенсивного цианирования гравеоконцентратов проводили в проточном многокамерном электролизере конструкции АО «Иргиредмет», который обеспечивал извлечение 98,9% золота в катодный осадок.



Рисунок 1 – Модульная установка интенсивного цианирования Август КШ-3

Маточные растворы электролиза и кеки интенсивного цианирования после доизмельчения направляли совместно с флотационным концентратом на сорбционное выщелачивание.

Основными преимуществами разработанной в АО «Иргиредмет» установки «АВГУСТ КШ-3» являются:

- особый режим подачи растворов, который позволяет интенсифицировать процесс выщелачивания, получать чистый (светлый) слив конуса и исключает операцию предварительного обесшламливания концентрата;
- особая конструкция конуса выщелачивания позволяет аккумулировать частицы крупного золота, что исключает их вынос с хвостами выщелачивания и

- обеспечивает их полное растворение в последующих циклах выщелачивания;
- простая конструкция модульной установки и полная автоматизация процесса позволяют минимизировать количество обслуживающего персонала.

Модуль интенсивного цианирования «АВГУСТ КШ-3» может функционировать совместно с модулем обезметалливания, в состав которого могут быть включены ёмкости для растворов, электролизёр с источником тока и / или цементатор.

Установка может работать в составе ЗИФ при соединении технологических потоков ЗИФ и «АВГУСТ КШ-3», а также автономно, например, на переработке давальческих концентратов со спецскладированием отмытых кеков ИЦ и обезметалленных и обезвреженных растворов.

Список использованных источников

Оборудование компании Gekko Systems. Федеральный информационный фонд отечественных и иностранных каталогов на промышленную продукцию. 2010.

Барченков В.В. «Основные технологические процессы переработки золотосодержащих руд», ИЦ Интермедиа, г. Санкт-Петербург, 2013 г.

ВЛИЯНИЕ РАЗЛИЧНЫХ КИСЛОТ НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЭВДИАЛИТОВОГО КОНЦЕНТРАТА*

Миненко В.Г., Рязанцева М.В., Новикова Н.Г.

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова Российской академии наук, Москва, Россия, e-mail: vladi200@mail.ru

Abstract. The study represents the results of the investigation of the of nitric, sulfuric, and hydrochloric acids effect on the efficiency of the eudialyte concentrate leaching and the transformation of the main minerals during the leaching process. It was determined that the use of sulfuric acid provides the most intensive dissolution of the concentrate and, as a consequence, the maximum recovery of Zr (91.5%) and Σ RZE (82.4%) into a productive solution in comparison with nitric and hydrochloric acids. The use of the nitric and hydrochloric acid give the recovery of Zr 76.9 and 83.91%, Σ РЗЭ - 79.4 and 83.6%, respectively. It was revealed that the usage of sulfuric acid a provides the formation significant amount of gypsum, insoluble Zr and REE sulfates, as well as the maximum amount of silica gel, that leads to losses with silica gel up to 27% Zr and up to 70.5% Σ RZE.

Перспективным источником для производства циркония и редкоземельных металлов (РЗМ) в России являются эвдиалитовые руды Ловозерского месторождения (Мурманская область).

Эвдиалит представляет собой сложный силикат натрия, кальция, циркония.

В литературе предложены различные пиро - и гидрометаллургические методы переработки эвдиалитовых концентратов, основанные на многостадийном

* Работа выполнена при финансовой поддержке гранта Российского научного фонда (проект № 16-17-10061-П).

разложении концентрированными кислотами и щелочами.

Известно, что основная проблема гидрометаллургической переработки эвдиалита обусловлена присутствием в составе значительного (40-60 %) количества кремния, который переходя в раствор в виде кремниевой кислоты, подвергается дальнейшей поликонденсации и образует различные по составу и строению силикатные гели, формирование которых обуславливает уменьшение степени извлечения ценных компонентов, снижение производительности фильтрации затрудняет дальнейшую переработку продуктивных растворов методами экстракции и сорбции.

В данной работе рассмотрено влияние азотной, серной и соляной кислот на эффективность выщелачивания эвдиалитового концентрата с содержанием ZrO_2 11,5 %, $\Sigma P_3Э$ 2,5 %, включая образование силикагеля и адсорбцию им ценных компонентов из продуктивных растворов, а также на трансформацию основных минералов эвдиалитового концентрата.

С использованием методов РФА, РЭМ и ИСП - МС в работе детально исследован элементный состав эвдиалитового концентрата (до и после выщелачивания), силикагелей, определены концентрации ценных компонентов в продуктивных растворах в процессе выщелачивания концентрата в азотной, серной и соляной кислотах.

Условия выщелачивания: температура – 80°C, продолжительность выщелачивания – 1 час, соотношение Т:Ж – 1:20, интенсивность перемешивания – 550 мин⁻¹, концентрация серной и азотной кислот – 450 г/дм³.

Отделение силикагеля проводили центрифугированием при относительном центробежном ускорении (RCF) лабораторной центрифуги не менее 500×g в течение 10 минут.

Установлено, что использование серной кислоты обеспечивает наиболее интенсивное растворение концентрата (76% от исходной массы) и, как следствие, максимальное извлечение Zr (91,5%) и $\Sigma P_3Э$ (82,4%) в продуктивный раствор в сравнении с азотной и соляной кислотами, использование которых обеспечивает растворение 56 % и 46% концентрата при извлечении Zr 76,9% и 83,91%, $\Sigma P_3Э$ – 79,4% и 83,6%, соответственно.

В то же время, показано, что использование серной кислоты обуславливает формирование в продуктивном растворе значительного количества гипса, нерастворимых сульфатов Zr и P_{3Э}, а также максимальное количество силикагеля: после 5 суток отстаивания продуктивного раствора объемный процент силикагеля составил 63 %, в случае азотной ~ 47%, соляной ~ 26%.

Центрифугирование продуктивных растворов обеспечивает уплотнение геля в среднем в 1,8 раза для всех исследованных кислот.

Кроме этого, выявлено, что при сернокислотном выщелачивании потери Zr и $\Sigma P_3Э$ с осаждающимися в продуктивном растворе фазами сульфатов и силикагеля составляют около 27% и 70,5%, а при использовании азотной и соляной кислот 13,5 % и 19% соответственно.

Таким образом, показано, что серная кислота с одной стороны способствует наиболее интенсивному (76% массовых) растворению эвдиалита, с другой, при ее

использовании идентифицированы максимальные потери ценных компонентов с осаждающимися в продуктивном растворе фазами сульфатов и силикагеля.

Азотная и соляная кислоты, менее эффективно переводят эвдиалит в продуктивный раствор (56% и 46% массовых соответственно), при этом, их применение позволяет значительно сократить потери Zr и $\Sigma PZ\Xi$ в 2 – 5 раз.

На основании этого можно заключить, что наиболее перспективными для выщелачивания эвдиалитового концентрата являются азотная и соляная кислоты, использование которых обеспечивает сопоставимые качественно-количественные показатели процесса.

При этом ввиду того, что соляная кислота характеризуется повышенной агрессивностью к титану, нержавеющей стали, алюминию, никелю и другим металлам с выделением хлористого водорода, а также склонностью к испарению для промышленной реализации процесса выщелачивания эвдиалитового концентрата можно рекомендовать азотную кислоту.

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ ВОЗДЕЙСТВИЙ ДЛЯ ИНТЕНСИФИКАЦИИ КИСЛОТНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЭВДИАЛИТОВОГО КОНЦЕНТРАТА*

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

*Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН,
Москва, Россия, e-mail: elenachan@mail.ru*

Abstract. The results of experimental evaluation of the most significant factors affecting the extraction of zirconium in the process of acid leaching of eudialyte concentrate which had been identified using mathematical models of screening experiment was presented. Combination of ultrasonic and thermal effects in comparison with the standard scheme of acid leaching provides the possibility of reducing the temperature and duration of the leaching process of eudialyte concentrate at higher rates of extraction of Zr and ΣRZM into a productive solution was experimentally confirmed.

Обеспечение экономики РФ редкими и редкоземельными металлами имеет важное значение для национальной безопасности, являясь одним из определяющих условий развития и модернизации высокотехнологичных отраслей промышленности. Перспективным источником сырья (с практически не ограниченными запасами) для получения циркония, ниобия и редкоземельных металлов является эвдиалит. Однако, используемые в настоящее время технологии не позволяют эффективно извлекать из него цирконий и редкоземельные металлы.

Одним из перспективных направлений интенсификации процессов переработки труднообогатимого минерального сырья является использование энергетических воздействий на минеральные суспензии (ультразвук, высоковольтные импульсы,

* Работа выполнена при финансовой поддержке гранта Российского научного фонда (проект № 16-17-10061-П)

плазменная и электрохимическая обработки и др.), повышающих эффективность вскрытия, дезинтеграции тонкодисперсных минеральных комплексов и извлечение микро- и наночастиц цветных и благородных металлов в последующих процессах переработки рудного сырья.

В связи с актуальностью проблемы комплексного освоения недр и извлечения ценных компонентов, необходимостью обеспечения экономики страны редкими и редкоземельными металлами, целью работы являлось достоверное выделение существенных факторов и экспериментальное определение рациональных параметров энергетических воздействий, обеспечивающих интенсификацию процесса кислотного выщелачивания эвдиалитового концентрата.

Для отсеивания факторов, несущественно влияющих на извлечение ценных компонентов при минимальном количестве экспериментов, при обеспечении достоверности полученных результатов, в работе использовалась математическая модель отсеивающего эксперимента с составлением плана Плакетта–Бермана.

В работе решались следующие задачи:

- выбор наиболее приемлемого способа отсеивания факторов;
- построение плана эксперимента и его проведение;
- расчет коэффициентов регрессии и их доверительного интервала;
- экспериментальное определение зависимости извлечения Zr в процессе выщелачивания эвдиалитового концентрата от параметров выбранных значимых факторов;
- определение оптимального режима выщелачивания эвдиалитового концентрата, обеспечивающего максимальное извлечение Zr и РЗМ в продуктивный раствор при минимальных энергетических затратах.

Исследования проводили на материале проб опытной партии эвдиалитового концентрата Ловозерского ГОКа крупностью – 630 + 63 мкм (97.7 %), характеризующихся содержанием оксида циркония – 8.34 %, суммы оксидов редкоземельных металлов – 2.5 %. Основной посторонней примесью в концентрате являются отдельные зерна полевых шпатов, нефелина, лопарита, эгирина и их сростки (до 10%). Существенно меньше содержание (~3%) сдвойникованных кристаллов лопарита, их обломков и золотисто-коричневых кристаллов лампрофиллита. В акцессорных количествах присутствуют землистые массы вторичных цеолитов (натролита, гоннардита).

Выщелачивание эвдиалитового концентрата проводили в реакторе, являющемся основным узлом разработанной в ИПКОН РАН лабораторной установки для вскрытия концентратов цветных, редких и редкоземельных металлов, обеспечивающей термическое, электрохимическое и ультразвуковое воздействие на минеральную суспензию. В качестве растворителя эвдиалитового концентрата использовали водный раствор азотной кислоты (350–550 г/дм³). Кислотное выщелачивание концентрата проводили при следующих параметрах: соотношение Т:Ж – 1:20, продолжительность выщелачивания от 1 до 3 часов, температура суспензии от 40 до 80 °С. Параметры ультразвуковой обработки минеральной суспензии: рабочая частота, кГц – 22±1,65, амплитуда механических колебаний, мкм, max – 25±5. Параметры электрохимической обработки (ЭХО): анодная плотность тока – 200 А/м²; объемная плотность тока – 1.5 А/дм³.

Предварительную обработку проб высоковольтными наносекундными электромагнитными импульсами (МЭМИ) [18] проводили на воздухе при следующих электрофизических параметрах импульсного воздействия: $t \sim 1 - 5$ нс – фронт импульса, $t \sim 50$ нс – длительность импульса, $U \sim 25$ кВ – амплитуда импульса, $E \sim 10^7$ В/м – напряженность поля, частота повторения импульсов 100 Гц, энергия в импульсе ~ 0.1 Дж, продолжительность обработки проб концентрата составила 3 мин. Перед электромагнитным импульсным воздействием образцы концентрата увлажняли дистиллированной водой до достижения Т:Ж = 5:1.

Образцы эвдиалитового концентрата измельчали в лабораторной барабанной (барабанно-валковой) шаровой мельнице МШЛ-1 при соотношении массы шаров (алубит) к массе концентрата $M_{ш}:M_k$ 6:1 и продолжительности помола 15 минут.

Предварительную «сухую» механоактивацию (МА) образцов эвдиалитового концентрата проводили в планетарной центробежной мельнице (ПЦМ) марки ЛАИР-0.015 («МИСиС») при соотношении массы шаров к массе концентрата $M_{ш}:M_k$ 40:1, продолжительности МА 3 минуты, ускорении ПЦМ - 25 g. Выбор данного режима обоснован результатами ранее проведенных авторами исследований [8, 9].

Суспензию после выщелачивания фильтровали, осадок промывали дистиллированной водой и высушивали. Состав осадка анализировали масс-спектральным с индуктивно-связанной плазмой методом (ICPE-9000, Shimadzu), растворов – атомно-эмиссионным с индуктивно-связанной плазмой методом (Elan-6100, PerkinElmer). Особенности микроморфологии и фазового состава поверхности зерен эвдиалита исследовали методом аналитической сканирующей электронной микроскопии (АСЭМ) (LEO 1420VP, Carl Zeiss). Рентгенофазовый анализ (РФА) концентрата проводился на дифрактометре АДП-2. Фазы идентифицировали путем сравнения экспериментальных и расчетных спектров минералов с использованием кристаллографической базы данных неорганических соединений ICSD.

Специальные методы выделения доминирующих факторов называются отсеивающими экспериментами. Главной задачей составления математической модели отсеивающего эксперимента является выделение значимых факторов и отсеивание факторов, несущественно влияющих на выходной параметр при минимальном количестве экспериментов, но с обеспечением достоверности полученных результатов.

Планы, число опытов которых в точности равно числу оцениваемых эффектов, называются насыщенными. Известно, что оптимальными с точки зрения условия минимизации наибольшей дисперсии среди всех дисперсий оценок коэффициентов регрессии являются планы двух групп, первая из которых – насыщенные планы дробного факторного эксперимента и так называемые планы Плакетта – Бермана; вторая – симплекс планы первого порядка.

Характерной особенностью планов Плакетта–Бермана является то, что их результаты легко поддаются обработке, а линейные эффекты рассчитываются независимо друг от друга. Данные планы являются оптимальными с точки зрения минимизации наибольшей дисперсии среди всех дисперсий оценок коэффициентов регрессии, а также являются ортогональными и нормированными, благодаря чему их результаты легко обрабатываются, а также характеризуются достаточно низкой трудоемкостью и высокой

точностью наряду с небольшим количеством необходимых опытов. В связи с этим, в данной работе для выявления значимых факторов при кислотном выщелачивании эвдиалита применен план Плакетта–Бермана.

На основе составленного плана Плакетта–Бермана были проведены 12 контрольных экспериментов по выщелачиванию эвдиалитового концентрата и определены основные коэффициенты: $S_y^2 - 29.91$, $S_{b_i}^2 - 2.8612$, $\Delta b_i - 4.702$, где S_y^2 - дисперсии опыта, $S_{b_i}^2$ - дисперсии коэффициентов регрессии, b_i – коэффициент регрессии.

Анализ экспериментальных данных показал, что наиболее существенными факторами, для которых выполняется условие $|b_i| \geq \Delta b_i$, оказывающими влияние на извлечение циркония в процессе кислотного выщелачивания эвдиалитового концентрата являются ультразвуковое воздействие; температура минеральной суспензии; продолжительность выщелачивания; предварительное измельчение.

Экспериментальными исследованиями подтверждено значительное влияние установленных четырех существенных факторов на эффективность кислотного выщелачивания эвдиалитового концентрата и определены его рациональные режимы, обеспечивающие интенсификацию процесса при минимальных энергозатратах:

- концентрация азотной кислоты – 450 г/дм³;
- температура минеральной суспензии – 80°C;
- постоянное воздействие ультразвуком на минеральную суспензию;
- число стадий кислотного выщелачивания концентрата – 3.

В процессе контрольных испытаний по интенсификации процесса кислотного выщелачивания эвдиалитового концентрата на основе энергетических воздействий в рациональном режиме, было достигнуто извлечение Zr в продуктивный раствор – 91%, Σ РЗМ – 81%.

Дальнейшее повышение извлечения Zr и Σ РЗМ в продуктивный раствор в процессе кислотного выщелачивания не представляется целесообразным из-за присутствия в эвдиалитовом концентрате минеральных примесей (лопарит, эгирин), практически нерастворимых в азотной кислоте, но при этом содержащих значимое количество РЗМ, для извлечения которых необходима разработка новых эффективных экономически целесообразных процессов.

Массовая доля элементов в исходном эвдиалитовом концентрате и после третьей стадии его кислотного выщелачивания в разработанных рациональных условиях представлена в таблице.

Таблица – Массовая доля элементов в исходном эвдиалитовом концентрате и после третьей стадии его кислотного выщелачивания в разработанных рациональных условиях

Проба	Массовая доля элементов, %									
	Si	ZrO ₂	TiO ₂	Σ SrO BaO Ca	Mn	Ta ₂ O ₅	Nb ₂ O ₅	Σ РЗМ	H ₂ O	Про- чее
Исходный	22.7	8.34	3.99	5.43	1.42	0.074	0.94	2.50	0.38	47.79
После третьей стадии кислотного выщелачивания	27.0	3.15	4.83	2.56	0.53	0.13	1.45	3.13	2.71	48.36

Таким образом, с использованием математической модели отсеивающего эксперимента с составлением плана Плакетта–Бермана были выбраны значимые факторы, оказывающие наиболее существенное влияние на извлечение циркония в процессе кислотного выщелачивания эвдиалитового концентрата и экспериментально подтверждено, что использование комбинирования ультразвуковых и термических воздействий в сравнении со стандартной схемой кислотного выщелачивания обеспечивает возможность снижения температуры и продолжительности процесса выщелачивания эвдиалитового концентрата при более высоких показателях извлечения Zr и СРЗМ в продуктивный раствор.

При проведении дальнейших исследований необходимо изучить влияние различной комбинации кислот (серная, соляная, азотная и их смеси) и возможность использования различных катализаторов процесса растворения указанных выше минералов (например, солей железа) для повышения эффективности кислотного выщелачивания эвдиалитового концентрата в найденных рациональных условиях.

УГОЛЬНО-СОРБЦИОННАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА ИЗ РАСТВОРОВ СЕРНОКИСЛОТНОГО АТМОСФЕРНОГО ОКИСЛЕНИЯ ЗОЛОТОМЕДНОГО ФЛОТОКОНЦЕНТРАТА

Козлов А.А, Епифоров А.В., Немчинова Н.В.

*Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов (АО «Иргиредмет»), г. Иркутск, Россия,
e-mail: Zaxfer@mail.ru; epiforov@irgiredmet.ru*

Abstract. The gold sorption process from gold-copper float concentrate sulfuric acid oxidative leaching solution was carried out. The flow sheet for 93% of copper, 98% of gold, 50-55% of calcium and 40-45% of iron elution from loaded carbon was proposed.

При проведении промышленных испытания технологии сернокислотного атмосферного окисления сульфидных золотомедных флотоконцентратов одного из месторождений РФ был выявлен факт растворения золота в процессе окисления. Причиной тому являлось, использование в технологии воды из хвостохранилища, содержавшей тиоцианаты и цианиды, способные растворять золото в условиях данного процесса.

Для извлечения золота из сернокислых растворов атмосферного окисления золотомедного флотоконцентрата была предложена угольно-сорбционная технология. Предварительно был проведен комплекс исследований по сорбции золота из реальных технологических растворов следующего состава: Au- 0,63 мг/л, Cu-2500 мг/л, Fe³⁺ - 2100 мг/л, Fe²⁺ – 1500 мг/л, H₂SO₄ – 5400 мг/л. На рисунке 1 представлена изотерма сорбции золота на уголь из исследуемого раствора.

Согласно лабораторным исследованиям максимальная емкость угля по золоту составляла 4,9 кг/т. Однако промышленные испытания угольно-сорбционной технологии показали, что кроме золота на уголь сорбируется большое количество меди и железа, в связи с чем емкость угля по золоту не превышала 0,5 кг/т.

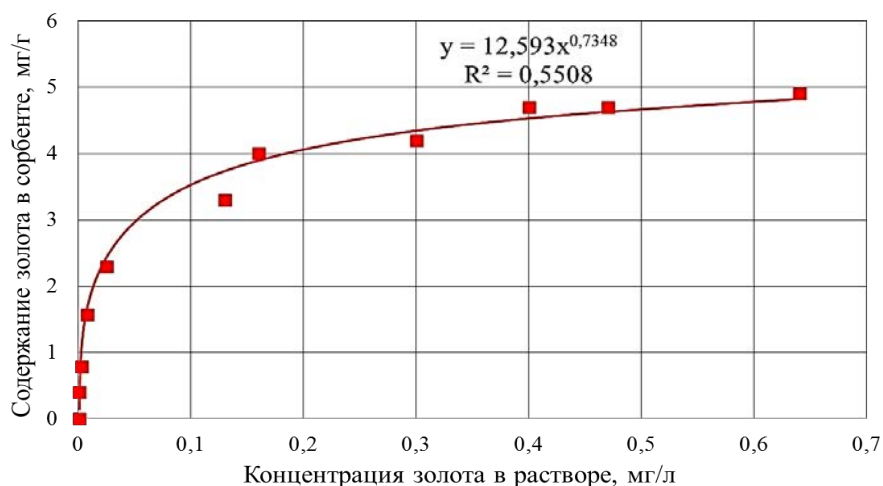


Рисунок 1 - Изотерма сорбции золота на уголь марки «Haycarb Gold 2000»

Полученный при промышленных испытаниях уголь содержал: Au – 0,5 кг/т, Cu – 35 кг/т, Fe – 5 кг/т, Са – 1,2 кг/т. На данном угле проведена серия опытов по десорбции золота, очистке угля от примесей и регенерации сорбционных свойств. Десорбцию золота из насыщенного угля проводили с предварительной цианистой обработкой (холодной десорбцией меди) и без нее.

Показано, что при цианистой обработке угля извлечение меди составляет около 95 %, при остаточном содержании меди на угле 1,76 кг/т.

При высокотемпературной десорбции золота в автоклаве-десорбере (175-180 °С) щелочными растворами и при удельной нагрузке (УН) на уголь равной 12 ч⁻¹ извлечение золота из угля после холодной десорбции меди составило 98%. При десорбции золота без предварительной цианистой обработки извлечение золота составило 17 %.

Для извлечения железа и кальция из обеззолоченного угля изучена технология, включающая термическую реактивацию с последующей кислотной обработкой раствором соляной кислоты.

При термической реактивации кальций, содержащийся в порах угля в форме нерастворимого в соляной кислоте гипса, переходил в форму ангидрита и оксида кальция. Данные соединения частично растворяются солянокислыми растворами.

Отмытый влажный уголь после десорбции золота загружали в олуновыи тигель с крышкой и подвергали термической обработке при температуре 600-650 °С в муфельной печи в течение часа без доступа воздуха. Далее уголь обрабатывали солянокислым раствором (4 % HCl) при УН равной 3 ч⁻¹.

Опыты показали, что при солянокислой обработке угля, извлечение кальция и железа составляет 50-55 и 40-45 % соответственно.

Исследования показали, что для переработки угля и восстановления его сорбционных свойств необходимо использовать схему «холодная десорбция меди – высокотемпературная десорбция золота – термическая реактивация – кислотная обработка». Данная схема позволяет извлечь до 93 % меди, 98 % золота, 50-55 % кальция и 40-45 % железа.

Для определения эффективности предложенной схемы проведены опыты по определению сорбционной емкости угля до и после регенерации. Были сняты изотермы

сорбции с использованием свежего, насыщенного и регенерированного углей. Изотермы снимали в технологическом растворе, содержащем, мг/л: Au - 0,51; Cu – 2140; Ca – 602,7; Fe³⁺ – 1680; Fe²⁺ – 1680, CN⁻ – 0,28; SCN⁻ – 39,6; SO₄²⁻ – 31900.

Изотермы сорбции золота представлены на рисунке 2.

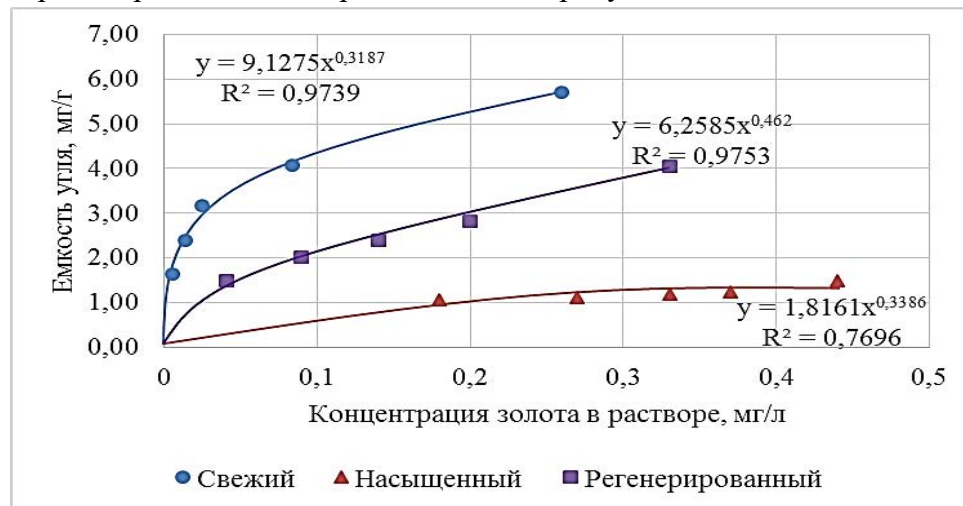


Рисунок 2 – Изотермы сорбции золота на угле

Показано, что максимальная емкость свежего угля по золоту составляет 5,7 кг/т при равновесной концентрации золота в растворе 0,26 мг/л. Емкость угля после регенерации по схеме: «холодная десорбция меди – высокотемпературная десорбция золота – термическая реактивация – солянокислая обработка» составила 4 кг/т, при равновесной концентрации золота 0,33 мг/л. Емкость насыщенного угля составила 1,7 кг/т.

В результате проведенных исследований была предложена угольно-сорбционная технология извлечения золота из растворов серноокислотного атмосферного окисления золотомедных концентратов с последующим комплексом обработок насыщенного угля для извлечения золота, примесей и восстановления его сорбционных свойств.

АВТОКЛАВНОЕ ОКИСЛЕНИЕ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ СУЛЬФИДНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ ДВОЙНОЙ УПОРНОСТИ

Болдырев А.В., Баликов С.В., Емельянов Ю.Е.

Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов, г. Иркутск, Россия, e-mail: durazell@yandex.ru

Abstract. Gold-bearing ores are classified as non-refractory (readily amenable to cyanidation) and refractory (not readily amenable to cyanidation). Pressure oxidation (POX) is widely used hydrometallurgical method. The results of POX double refractory gold-bearing concentrates are given.

Мировая золотодобывающая промышленность располагает большим количеством комбинированных схем с применением цианистого процесса.

В зависимости от степени окисления все золотосодержащие руды можно разделить на 3 типа:

1. Окисленные (легкоцианируемые). Степень окисления от 80 % и выше.
2. Смешанные. Степень окисления 25–80 %.
3. Сульфидные (упорные). Степень окисления ниже 25 %.

Характерной особенностью упорных руд является тонкодисперсный характер включений золота в пирите, арсенопирите и халькопирите. Извлечение золота из таких руд и концентратов цианированием невысокое и требует введения дополнительных технологических операций.

Для подготовки упорных золотосодержащих руд и концентратов к цианированию применяют следующие методы: обжиг, тонкое измельчение, бактериальное и автоклавное окисление, Albion, Leachox, Nitrox, Arseno и др.

Существуют сульфидные руды и концентраты, которые содержат в своем составе вещество способное адсорбировать драгоценные металлы при выщелачивании. Руды и концентраты, совмещающие подобные признаки относят к минеральному сырью двойной упорности.

В данной работе представлены результаты по автоклавному окислению смеси промпродукта гравитации и флотационного концентрата, полученной при обогащении сульфидной руды одного из месторождений Республики Саха (Якутия). Крупность гравифлотоконцентрата составила 95 % класса минус 71 мкм.

Для изучения химического состава продуктов обогащения выполнены количественный рентгенофлуоресцентный, фазовый, атомно-абсорбционный, гравиметрический и ICP-AES анализы. Массовая доля углерода определена на приборе Лесо RC-612. Содержание золота и серебра в объединенном гравифлотоконцентрате составило 21,8 и 7,2 г/т, соответственно.

Дополнительная упорность гравифлото-концентрата обусловлена наличием органического углерода – 0,98 %. При сорбционном цианировании исходного гравифлотоконцентрата извлекается 45,6 % золота. По результатам прямого и сорбционного цианирования кеков автоклавного окисления уставлено, что объединенный гравифлотоконцентрат обладает двойной упорностью (эффект «прег-роббинга»).

В работе представлены исследования по снижению эффекта «прег-роббинга».

Исследования по автоклавному окислению смеси проведены в аппаратах объемом 2 и 12 дм³ при разной температуре процесса 200÷230 °С и разном парциальном давлении кислорода 0,5÷1,5 МПа. Изучено влияние продолжительности окисления на последующее извлечение золота при цианировании.

Установлено, что операция предварительной кислотной обработки гравифлотоконцентрата, поступающего на окисление, не оказывает существенного эффекта на автоклавный процесс и последующее сорбционное цианирование.

Результаты по цианированию кеков автоклавного окисления показали, что извлечение золота повышается с 45,6 до 82,2–95,2 %. Неполное окисление сульфидов (до 94,3 %) снижает извлечение золота при последующем сорбционном цианировании до 82,2 %. Переокисление увеличивает извлечение золота до 95,5 % и, по всей вероятности, связано с окислением «органического углерода», либо с его пассивацией. Использование дистиллированной воды при автоклавном окислении позволило повысить извлечение золота на 4 %.

Установлено, что введение операции кондиционирования окисленного продукта не ухудшает показатели по извлечению золота, при этом сокращается расход NaCN и CaO с 12,0 до 1,6 и с 80,0 до 40,4 кг/т, соответственно, а выход кека уменьшается в 1,8 раза. Горячая щелочная обработка кеков сорбционного цианирования гравифлотоконцентрата позволила дополнительно извлечь 45 % золота из хвостов.

Результаты технологических решений, снижающих эффект «прег-роббинга», могут быть использованы для переработки других сульфидных месторождений с учетом минералогических особенностей.

ТИОЦИАНАТНОЕ (РОДАНИДНОЕ) ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ ЗОЛОТА ИЗ КЕКОВ АВТОКЛАВНОГО ОКИСЛЕНИЯ УПОРНЫХ СУЛЬФИДНЫХ ФЛОТОКОНЦЕНТРАТОРОВ

Епифоров А.В., Лукьянов А.А., Набулин Р.Н., Баликов С.В.

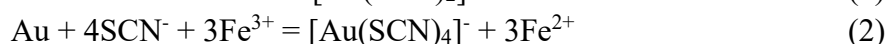
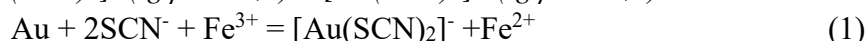
АО «Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов» (АО «Иргиредмет»), Иркутск, Россия, e-mail: epiforov@irgiredmet.ru

Abstract. The thiocyanate gold leaching from POX cakes of refractory sulfide concentrates was carried out. It was showed, that the gold recovery from POX cakes during thiocyanate leaching can be about 98%. The potassium thiocyanate concentration by leaching process must be 1.5-2 g/l. Activated carbon for gold recovery from leaching solution can be used.

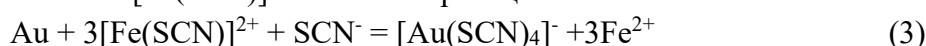
Стандартный способ переработки упорных сульфидных золотосодержащих концентратов по автоклавно-цианистой технологии включает стадии автоклавного окисления (POX – Pressure Oxidation) концентратов, противоточную отмывку окисленного продукта в сгустителях до pH = 5-6 и/или его нейтрализацию известковым молоком до pH = 10,5-11,5 с последующим извлечением золота по технологии CIL, CIP, RIL или RIP в цианистой среде. Данную схему используют около 18 автоклавных заводов для переработки золотосодержащих руд и концентратов по всему миру. Данная технология является достаточно эффективной для переработки упорных сульфидных концентратов и позволяет извлекать золото, тонковкрапленное в пирит, арсенопирит и другие минералы.

Однако существующая автоклавно-цианистая технология имеет ряд недостатков, связанных с использованием цианида в качестве растворителя золота. Во-первых, применяемый, в основном, цианид натрия, является высокотоксичным соединением; во-вторых, окисленная пульпа POX содержит большое количество серной кислоты и растворенных сульфатов металлов, что, как было сказано выше, вызывает необходимость в операциях противоточной отмывки и/или нейтрализации для достижения pH пульпы на уровне 10,5-11,5, что также увеличивает конечную стоимость получаемого золота; в-третьих, цианирование кеков POX позволяет извлекать до 99 % золота, однако при переработке руд «двойной упорности», содержащих сорбционноактивное углеродистое вещество, значительная часть золота может теряться с хвостами цианирования в связи с «прег-роббингом» (Preg-Robbing).

В настоящее время в мире проводятся многочисленные исследовательские работы по поиску альтернативных цианированию способов извлечения золота. Одним из перспективных направлений нецианистого извлечения золота является тиоцианатное выщелачивание в кислой среде ($\text{pH} \leq 2,5-3,0$). В качестве окислителя здесь выступают ионы Fe^{3+} . Растворение золота протекает при $E_h \geq 420-450$ мВ, золото может находиться в форме комплексов $[\text{Au}(\text{SCN})_2]^-$ ($\lg \beta = 17,1$) и $[\text{Au}(\text{SCN})_4]^-$ ($\lg \beta = 43,9$).



В присутствии ионов $[\text{Fe}(\text{SCN})]^{2+}$ возможна реакция:



Для определения эффективности данного метода проведены сопоставительные исследования по цианистому и тиоцианатному извлечению золота из кеков РОХ.

Исследования проведены на золотосульфидных концентратах из трех различных месторождений РФ.

Концентрат 1 являлся золотомедным пирит-теннантитовым концентратом, концентрат 2 был золото-пиритным концентратом, концентрат 3 золотосодержащим пирит-арсенопиритным концентратом двойной упорности, содержащим сорбционноактивное углеродистое вещество. Все исследуемые концентраты являлись упорными к цианистому процессу.

В первой серии опытов исследовали автоклавно-цианистую технологию. Автоклавное окисление проводили в лабораторном автоклаве при температуре 220 °С и давлении кислорода 3,0 МПа.

После завершения процесса РОХ пульпу в автоклаве охлаждали до 90-95 °С и подвергали операции кондиционирования (Hot curing) при атмосферном давлении для растворения основных сульфатов железа. Полученную пульпу фильтровали, кек отмывали от кислоты, защелачивали известью до $\text{pH} = 10,5-11,0$ и подвергали цианированию в режиме СІЛ (уголь в выщелачивании) при концентрации NaCN 2 г/л. При этом определяли извлечение золота на уголь и расходы цианида и извести. В таблице 1 представлены результаты цианирования кеков РОХ.

Таблица 1 – Результаты цианирования кеков РОХ

№ конц.	Содержание Au, г/т		Извлечение Au, %	Расход реагентов, кг/т	
	Кек РОХ	Кек СІЛ		СаО	NaCN
1	83,4	0,66	99,2	10,5	1,5
2	85,2	1,1	98,4	8,5	1,5
3	67,7	9,5	86,0	8,0	5,1

Исследованиями показано, что извлечение золота из кеков РОХ цианированием может достигать более 99 %, однако при цианировании кек № 3 извлечение золота составило лишь 86 %. Низкое извлечение золота из концентрата № 3 связано с прегроббингом золота в процессе цианирования.

Во второй серии опытов проводили тиоцианатное (роданидное) выщелачивание золота из кеков РОХ. Все концентраты подвергали высокотемпературному автоклавному окислению при температуре 220°С и давлении кислорода 3 МПа, далее окисленную пульпу остужали до температуры 90-95°С, добавляли роданид калия (1-2 г/л) и активированный

уголь - 10% (об.). Выщелачивание проводили в течение 1 ч при атмосферном давлении без подачи кислорода. Результаты опытов представлены в таблице 2.

Таблица 2 – Результаты роданидного выщелачивания кеков РОХ

№ конц.	Содержание Au, г/т		Извлечение Au, %	Eh, мВ	pH	C _{КНС} , г/л
	Кек РОХ	Кек выщ-я				
1	84,3	1,5	98,2	479	0,9	2,0
2	42,0	10,2	75,7	467	0,5	1,0
	46,3	1,1	97,6	495	0,5	1,5
3	44,8	4,4	90,2	550	0,4	1,5

Исследованиями показано, что роданидным выщелачиванием в сернокислой среде возможно извлекать около 98 % золота из кеков РОХ сульфидных концентратов.

При переработке концентрата двойной упорности № 3 извлечение составило 90,2 %, что на 4 % выше чем при цианировании.

Концентрация роданида калия при переработке концентратов должна составлять 1,5-2 г/л. Для извлечения золота из раствора можно использовать активированный уголь.

Данная технология может быть реальной альтернативой цианированию.

Плюсами данной технологии являются: использование реагента менее токсичного чем цианид; отсутствие необходимости в отмывке пульпы от кислоты, и ее нейтрализации; высокая скорость процесса (0,5-1,0 ч); отсутствие необходимости использовать кислород в качестве окислителя.

Минус, как и при цианировании, – низкое извлечение золота при переработке концентратов двойной упорности из-за прег-роббинга.

ИССЛЕДОВАНИЯ И РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ ЗОЛОТОМЕДНОГО ФЛОТОКОНЦЕНТРАТА МЕТОДОМ НИЗКОТЕМПЕРАТУРНОГО АТМОСФЕРНОГО ОКИСЛЕНИЯ

Набиулин Р.Н., Богородский А.В., Баликов С.В.

АО «Иргиредмет», г. Иркутск, Россия, e-mail: R_Nabiulin@irgiredmet.ru

Abstract. The paper describes the results of the study of gold-copper flotation concentrate atmospheric oxidation at different sizes of material, varying oxidation time, with air or oxygen sparging.

Переработка сульфидных золотомедных руд и концентратов по классической цианистой технологии характеризуется высоким расходом реагентов и низким извлечением золота. Для повышения эффективности процесса извлечения драгоценных металлов необходимо разрушить сульфидные минералы и извлечь медь из продукта переработки перед цианированием, что позволит снизить расходы основных реагентов. [1]. Наряду с био- и автоклавным окислением перспективным гидрометаллургическим способом переработки упорных золотомедных концентратов является атмосферное окисление.

Сущность метода заключается в окислении сульфидов при температуре 90-95°C, в кислой или щелочной среде, с барботажем кислорода или воздуха, после предварительного сверхтонкого измельчения. [2, 3]

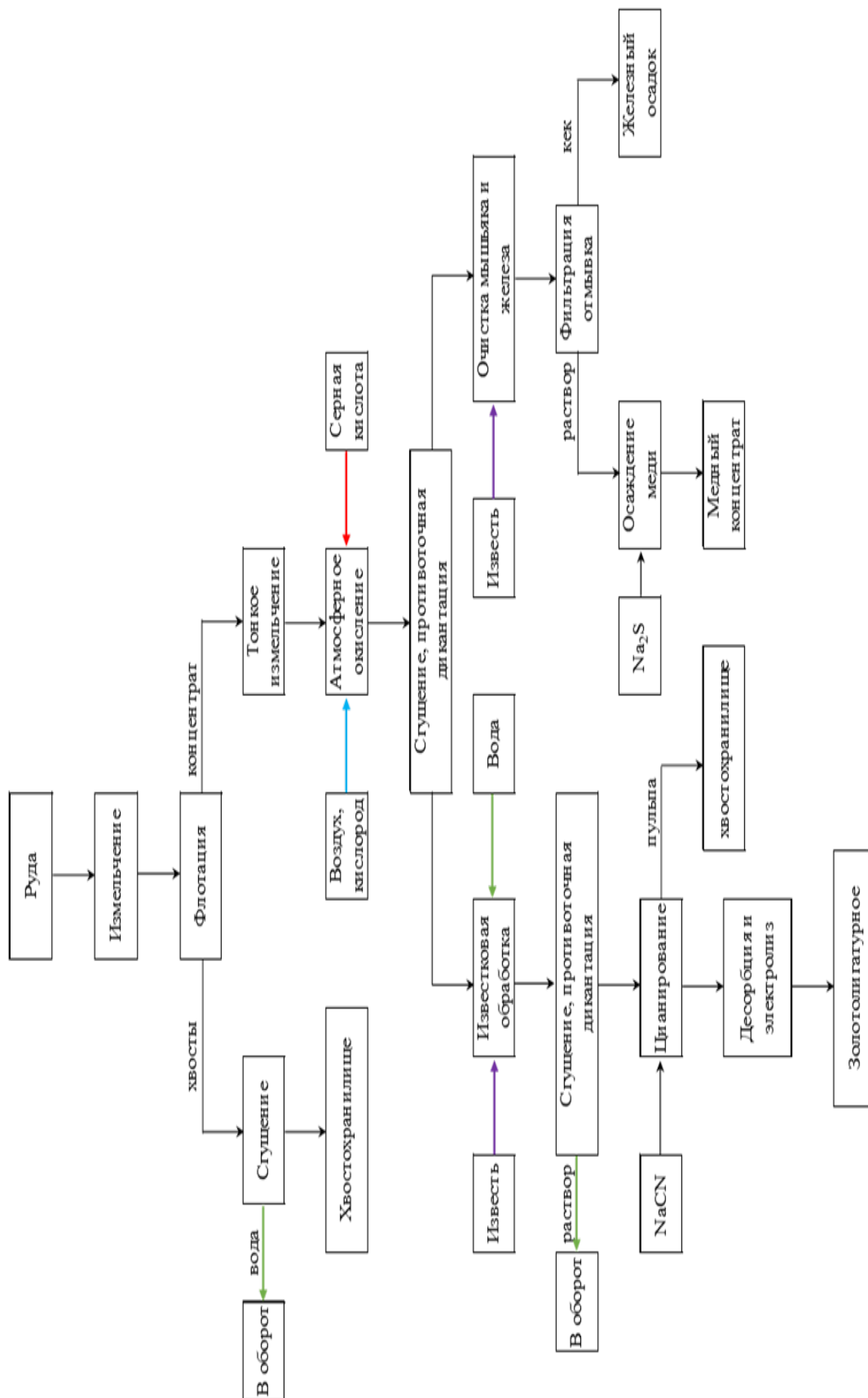


Рисунок 1 – Принципиальная схема переработки золотодобывающей руды с применением низкотемпературного атмосферного окисления флотоконцентрации

Целью исследований по атмосферному окислению золотомедного флотоконцентрата являлось получение твердого золотосодержащего продукта, пригодного для извлечения золота методом цианирования, и перевод меди в серноокислый раствор с последующим выделением в товарный продукт осаждением сульфидом натрия.

На рисунке 1 представлена принципиальная схема переработки золотомедной руды с применением низкотемпературного атмосферного окисления флотоконцентрата.

Представлены результаты исследований атмосферного окисления золотомедного флотоконцентрата при различной крупности материала, продолжительности окисления, продувке пульпы кислородом и воздухом.

Прямое цианирование исследуемого золотомедного флотоконцентрата позволяет извлекать до 50 % золота, при этом расход цианида составляет 30-50 кг/т.

Показано, что при окислении флотоконцентрата исходной крупности ($P_{80} - 74$ мкм) степень окисления сульфидов невысока. Извлечение меди в раствор составляет 48 %, золота при последующем цианировании – 86 %.

Предварительное измельчение флотоконцентрата до крупности $P_{80} - 20$ мкм повышает извлечение меди в раствор при последующем атмосферном окислении. Максимальное извлечение меди – 89-90 % - достигается за 16 часов выщелачивания.

Для достижения оптимального извлечения золота необходимая продолжительность атмосферного окисления составляет менее двух часов при окислении кислородом.

Установлено, что в процессе атмосферного окисления тонкоизмельченного флотоконцентрата происходит окисление медных минералов на 80-90 %, арсенопирита на 60-80 % и пирита не более, чем на 10-15 %.

Для удаления элементной серы, образующейся при атмосферном окислении и связанного с ней эффектом пассивации золотин, проводили горячую известковую обработку. Оптимальная загрузка извести составила 80 кг/т, продолжительность 1 час, отношение Ж:Т=4:1.

Проведены опыты по переработке растворов атмосферного окисления с получением медного концентрата.

Для осаждения меди использовали сульфид натрия. Прямое осаждение проводить нецелесообразно так как совместно с медью в осадок будут переходить железо и мышьяк, что снизит качество осадка. Поэтому исследования проведены с предварительной очисткой растворов от железа и мышьяка путем введения в них известкового молока до рН 3-3,5. После очистки проводилось осаждение меди. В данном случае образуются медные осадки с содержанием меди около 50 %, мышьяка менее 0,1 %.

При цианировании окисленного золотомедного флотоконцентрата, полученного при оптимальных условиях окисления, извлечение золота составляет 90-95 %, расход цианида снижается с 30 до 8 кг/т. Сквозное извлечение золота из руды по предлагаемой схеме составляет 80%. Разработанная технология легла в основу проектирования обогатительной фабрики для переработки золотомедного флотоконцентрата.

Список использованных источников

1. Лодейщиков, В.В. Технология извлечения золота и серебра из упорных руд в 2-х томах – Иркутск: АО «Иргиредмет», 1999, 788 с.
2. Набиулин Р.Н., Минеева Т.С. Автоклавное вскрытие упорных руд и концентратов //

Переработка природного сырья: сборник научных трудов студентов, магистрантов, аспирантов и молодых ученых химико-металлургического факультета. – Иркутск: Изд-во ИрГТУ, 2013. – С. 77 – 80.

3. Набиулин Р.Н., Богородский А.В., Баликов С.В. и др. Атмосферное окисление золотомедного флотоконцентрата // Сборник тезисов докладов восьмого международного конгресса «Цветные металлы и минералы 2016», Красноярск, 2016 г, с. 462-463.

РЕЗУЛЬТАТЫ ЭЛЕКТРОХЛОРИНАЦИИ УПОРНОЙ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ В НЕПРЕРЫВНОМ ЗАМКНУТОМ ЦИКЛЕ НА УКРУПНЕННОЙ ЛАБОРАТОРНОЙ УСТАНОВКЕ

Куимов Д.В., Теут А.О., Фелько М.А., Мезенцева С.В.

*Министерство по инвестициям и развитию республики Казахстан
Филиал РГП «Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья
Республики Казахстан» «Восточный научно-исследовательский горно-
металлургический институт цветных металлов» г. Усть-Каменогорск
Республика Казахстан, e-mail: vctnauka2008@mail.ru*

Abstract. The results of the simplified laboratory research conducted at the electrochlorination plant in the closed circuit in order to get gold recovered from the rebellious ore, are presented in the paper. According to the research results, average gold recovery exceeds the rate of 88%.

Трудность извлечения золота из упорного сырья обусловлена его тесной ассоциацией с сульфидами в виде ультратонких включений в кристаллическую решетку минералов. Одним из способов эффективного вскрытия упорного золотомышьякового сырья является электрохлоринация, обладающий несомненными достоинствами по сравнению с другими:

1) растворенный в рудной пульпе хлор, являющийся активным окислителем сульфидных минералов, способен образовывать с освобожденным при разложении минеральной матрицы золотом устойчивые анионные комплексы типа $[\text{AuCl}_4]^-$, которые легко могут быть высажены из раствора на сорбент.

2) источником образования хлора в растворе является доступная и нетоксичная поваренная соль, диссоциирующая в электролизёре: $\text{NaCl} \rightarrow \text{Na}^+ + \text{Cl}^-$.

Объектом исследования служила упорная руда следующего химического состава г/т, % 1,35 Au; 1,0 Ag; 0,3 As; 4,64 Fe; 0,1 S_{общ.}; 58,52 SiO₂; 1,17 C_{общ.}; 1,84 Ca; 1,77 K; 1,59 Na; Zn, Cu, Pb, Ni, Sb <0,01.

Предварительно для определения оптимальных условий электрохлоринации провели исследования в лабораторной установке периодического действия. Определено, что оптимальными параметрами электрохлоринации являются:

- фракционный состав измельченной руды – 95% класса крупности –0,074 мм;
- состав хлоридного электролита, содержание в растворе NaCl – 200 г/л;
- плотность рудной пульпы – 14% тв. (Т:Ж=1:6);
- катодная плотность тока – 6000 А/м²;
- анодная плотность тока – 2500 А/м²;
- продолжительность процесса – 120 минут.

Извлечение золота в раствор при указанных параметрах на лабораторной установке периодического действия с оборотом электролита составило 77,28%.

Далее исследования процесса электрохлоринации упорной золотосодержащей руды проводили в установке непрерывного действия, представляющей собой каскад электролизеров оригинальной, защищенной патентом, конструкции (рисунок).

Исследования проводили по следующей методике:

- в агитатор (поз.1) непрерывно питателем и дозаторами подавали компоненты пульпы: руда, соляная кислота, обеззолоченный раствор электрохлоринации;
- из агитатора (поз.1) перистальтическим насосом готовая пульпа с заданной скоростью (рассчитанной по времени нахождения пульпы в каскаде) закачивали в первый электролизёр каскада (поз.2); в следующие электролизеры рудная пульпа переливается самотёком через переливные патрубки;
- из последнего электролизера каскада пульпу подавали на нутч-фильтр (поз.3);
- кека выщелачивания собирали в контейнер;
- фильтрат – золотосодержащий раствор после электрохлоринации направляли на сорбционное извлечение золота в колонне (поз.4); в качестве сорбента применили анионит АМ-2Б;
- обеззолоченный раствор возвращали в агитатор приготовления рудной пульпы (поз.1).

Процесс электрохлоринации вели непрерывно в течение 8 часов с отбором проб пульпы каждый час.

Для разделения кека выщелачивания и продуктивного (золотосодержащего) раствора использовали колбу для фильтрования в вакууме (колба Бунзена) объемом 1 дм³, фарфоровую воронку Бюхнера диаметром 110 мм, в качестве фильтровального материала использовали стандартные бумажные фильтры диаметром 110 мм (синяя лента).

Результаты исследований представлены в таблице.

Анализ результатов позволяет сделать вывод: среднее извлечение золота при непрерывной электрохлоринации упорной золотосодержащей руды увеличилось по сравнению с периодическим процессом на 10%.

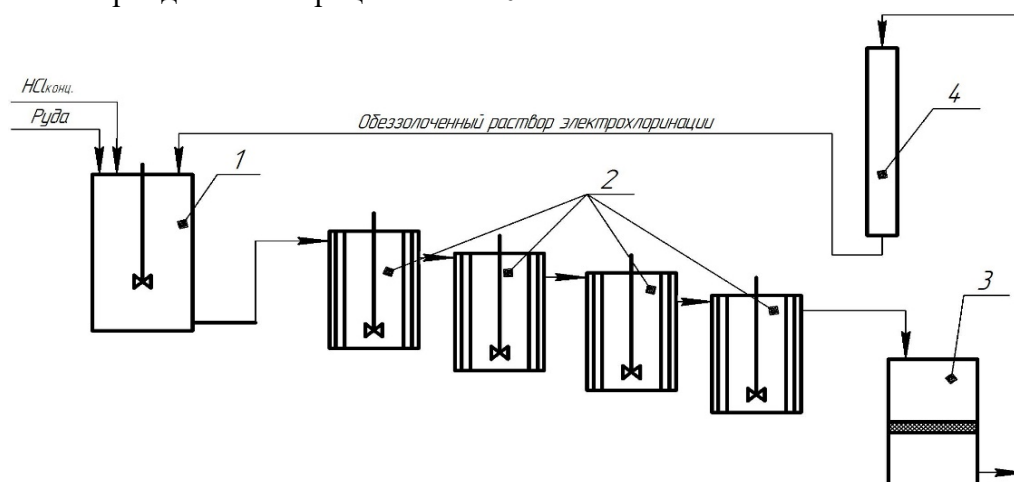


Рисунок – Установка электрохлоринации непрерывного действия

1 – агитатор приготовления рудной пульпы; 2 – каскад электролизеров; 3 – нутч-фильтр; 4 – колонна сорбции

Таблица – Результаты электрохлоринации в непрерывном цикле.

№ п/п	Продолжительность процесса, ч	Содержание золота		Извлечение золота в электролит, %
		в кеке выщелачивания, г/т	в электролите, мг/л	
1	1	0,16	0,032	88,15
2	2	0,14	0,18	89,63
3	3	0,15	0,18	88,89
4	4	0,20	0,18	85,19
5	5	0,17	0,23	87,41
6	6	0,14	0,24	89,63
7	7	0,16	0,27	88,15
8	8	0,17	0,28	87,41
Среднее		0,16	0,22	88,04

Такой рост извлечения золота объясняется использованием в качестве компонента пульпы оборотного активного обеззолоченного раствора, благодаря чему процесс окисления упорной руды хлором начинается ещё в агитаторе приготовления пульпы, тем самым повышая общее извлечение. Присутствующие в руде мышьяк и железо преимущественно остаются в кеке выщелачивания. По результатам анализа химического состава осадка в него распределяется 99,15% мышьяка и 98,88% железа из руды, т.е. $[Fe]/[As] \gg 4$, что свидетельствует о высокой вероятности образования нерастворимых в воде соединений железа и мышьяка (типа арсената железа $FeAsO_4$) в условиях слабокислой среды протекания процесса выщелачивания руды.

ВЛИЯНИЕ ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ ВОЗДЕЙСТВИЙ НА СТРУКТУРНО-ХИМИЧЕСКИЕ ПРЕОБРАЗОВАНИЯ ПОВЕРХНОСТИ ЭВДИАЛИТА ПРИ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ**

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

*Институт проблем комплексного освоения недр имени академика Н.В. Мельникова
Российской академии наук, г. Москва, Россия, e-mail: Andrey63vzm@mail.ru*

Abstract. In the work using the methods of XRD, SEM and ICP-MS, the effect of preliminary energy effects on the transformation of the main minerals of eudialyte concentrate, their micromorphology and the phase composition of the surface in the leaching process was investigated. It was established that the preliminary mechanical activation of the concentrate provides an increase in the extraction of zirconium and ΣREE into the productive solution by 34–45%. The use of eudialyte concentrate in the leaching process of electrochemical processing of a mineral suspension and, to a greater extent, ultrasound effects contributes to an additional increase in the extraction of zirconium and ΣREE by 12–23% into a productive solution, due to the cleaning of the surface of mineral grains from amorphous phases and the formation of structural inhomogeneities.

* Работа выполнена при финансовой поддержке Российского научного фонда (проект № 16-17-10061 - П).

Перспективным источником для производства циркония и редкоземельных металлов (РЗМ) в России являются эвдиалитовые руды Ловозерского месторождения (Мурманская область). Эвдиалит представляет собой сложный силикат натрия, кальция, циркония. В литературе предложены различные пиро- и гидрометаллургические варианты переработки эвдиалитовых концентратов, основанные на многостадийном разложении кислотами и щелочами. Основные проблемы гидрометаллургической переработки эвдиалита связаны с присутствием в составе значительного (40-60 %) количества кремния. При кислотном выщелачивании кремний переходит в раствор в виде кремниевой кислоты, которая подвергается процессу поликонденсации с образованием различных по составу и строению полимеров вплоть до устойчивых гелей, что приводит к уменьшению степени извлечения ценных компонентов, снижению производительности фильтрации и затрудняет дальнейшую переработку растворов методами экстракции и сорбции. Одним из способов решения проблемы переработки высококремниевых руд гидрометаллургическими методами является использование предварительной механоактивации и энергетических воздействий (электрохимической обработки, ультразвука и др.).

С использованием методов РФА, АСЭМ и ИСП-МС в работе детально исследован состав эвдиалитового концентрата и изучено влияние предварительных энергетических воздействий на фазовый состав эвдиалитового концентрата, микроморфологию и структурное состояние составляющих его минералов при азотнокислотном выщелачивании. Установлено, что при выщелачивании на поверхности эвдиалита происходит образование вторичных фаз, которые, по всей вероятности, представлены тонкой смесью из силикатных гелей различной степени гидратированности, с захваченными микронными частицами кислотоупорных минералов (эгирин, лопарит, полевые шпаты), продуктами гидролиза солей алюминия, а также различными сорбированными из раствора ионами редких, щелочных и щелочноземельных элементов и сложными ионными группировками, предположительно такими как $[\text{Nb}(\text{H}_2\text{O})_6](\text{OH})_2^{3+}$, $[\text{Zr}(\text{NO}_3)_6]_2$, $[\text{Zr}(\text{OH})_2]^{2+}$, $[\text{NaSiO}_3]^-$ и др.

Выщелачивание исходного (неизмельченного) концентрата в стандартных условиях приводит к частичному растворению эвдиалита с образованием аморфных фаз (силикатного геля), что обеспечивает извлечение циркония и Σ РЗМ не более 12.5% и 18.2%, соответственно. Ультразвуковая обработка суспензии приводит к деструкции, разрушению и очистке поверхности зерен эвдиалита от силикатного геля, что обеспечивает увеличение извлечения циркония и Σ РЗМ до 56.4% и 47.1%, соответственно.

Предварительное измельчение проб в шаровой мельнице до крупности менее 40 мкм приводит к увеличению уровня извлечения циркония и Σ РЗМ до 53.4% и 52.3 %, соответственно, что сравнимо с использованием ультразвуковой обработки при выщелачивании исходного (неизмельченного) концентрата. Формирование неоднородной, морфологически сложной поверхности зерен за счет растрескивания корки силикатного геля при энергетических воздействиях (ЭХО и ультразвука) дополнительно повышает извлечение циркония – до 75.8% – 76.8 %, Σ РЗМ – до 64.8% – 68.5 %.

Предварительная механоактивация эвдиалитового концентрата, аналогично стандартному измельчению, приводит к резкому увеличению уровня извлечения циркония и Σ РЗМ до 57.4% и 53.2%, соответственно. Однако, значительная часть циркония и РЗМ

концентрируется в силикатном геле, активно сорбирующем из раствора ионы и ионные группировки.

Таким образом, наиболее эффективным методом интенсификации процесса выщелачивания эвдиалитового концентрата является комбинирование процессов предварительного измельчения концентрата до 40 мкм, обеспечивающего резкое увеличение удельной поверхности эвдиалита без рентгеновской аморфизации материала концентрата, с ультразвуковыми воздействиями в процессе выщелачивания. Однако, ввиду значительных капитальных и эксплуатационных затрат на измельчение концентрата целесообразно проведение выщелачивания в две или три стадии, с использованием только ультразвуковых воздействий, которые не только обеспечивают интенсификацию процесса, но и предотвращают образование силикагеля в продуктивном растворе.

МОДИФИКАЦИЯ СТРУКТУРНО – ХИМИЧЕСКИХ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ЭВДИАЛИТА ПРИ ВОЗДЕЙСТВИИ НАНОСЕКУНДНЫХ ИМПУЛЬСОВ ВЫСОКОГО НАПРЯЖЕНИЯ*

Чантурия В.А., Бунин И.Ж., Рязанцева М.В., Миненко В.Г., Самусев А.Л.

*Федеральное государственное бюджетное учреждение науки институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН, Москва, Россия,
e-mail: ryzanceva@mail.ru*

Abstract. The process of the mineral surface softening and directional changing of the eudialite structural and chemical properties as a result of high – power electromagnetic pulses impact and subsequent nitrate leaching was studied with help of XPS and DRIFT. The rational treatment conditions were determined (t=3 min). The increase of the zirconium recovery by 1,7 and Σ REE – 1,4 times as compared to the non - treated sample was achieved during the acid leaching of eudialyte concentrate.

В данной работе исследовано влияние наносекундных импульсов высокого напряжения (МЭМИ) на структурно - химические и технологические свойства эвдиалита при комбинированном (последовательном) воздействии электромагнитной импульсной (МЭМИ) обработки и выщелачивающего агента (HNO_3) с целью установления целесообразности использования энергетических воздействия (МЭМИ) для интенсификации кислотного выщелачивания редкоментального сырья силикатного типа.

Исследования проводили на пробах эвдиалитового концентрата Ловозерского ГОКа (Мурманская область) с классом крупности – 630 + 63 мкм (97,7 %); класс – 315 + 125 мкм — 64,55 %. Химический состав концентрата, %: Si - 22,7; ZrO_2 - 8,34; TiO_2 - 3,99; Fe - 3,24; Ca - 3,33; Al - 3; Σ РЗЭ - 2,5; Mn - 1,42; SrO - 1,95; Nb_2O_5 - 0,94; Mg - 0,2; BaO - 0,15. Суммарное содержание примесных минералов в концентрате (полевого шпата, нефелина, эгирина и их сростков) составляет не более 10 %; лопарита и ломпрофиллита ~3 %.

* Работа выполнена при финансовой поддержке Российского научного фонда (проект № 16-17-10061 - П).

Обработку проб высоковольтными наносекундными импульсами проводили на воздухе при стандартных условиях в соответствии с процедурой, описанной ранее [1]. Методика регистрации РФЭ – и ИК - спектров подробно приведена в [2]. Методика экспериментов по выщелачиванию заключалась в агитации (500 об/мин) проб эвдиалитового концентрата в водном растворе азотной кислоты (450 г/дм³) в течение 1 ч при соотношении Т : Ж = 1 : 20 и температуре суспензии — 80 °С.

В таблице 1 представлены данные РФЭС, полученные для поверхности эвдиалита выделенного из концентрата подвергнутого азотнокислому выщелачиванию в нативном состоянии и после предварительного воздействия МЭМИ (t_{обр} = 3 и 5 мин).

Таблица 1 - Влияние режимов комбинированной обработки эвдиалитового концентрата на химический состав поверхности эвдиалита по данным РФЭС, ат. %.

Режим обработки	O	Si	Na	C	Zr	N	Fe	Ti	Mn	Cl
без обработки	60,0	14,8	12,2	4,7	1,2	0,6	0,7	0,9	0,5	0,1
выщелачивание	66,2	19,2	3,4	4,8	1,2	1,9	0,5	0,6	0,2	0,1
МЭМИ 3 мин, выщелачивание	61,9	23,2	1,6	10,7	1,3	0,7	0,3	<0,1	0,2	0,1
МЭМИ 5 мин, выщелачивание	62,2	22,3	1,7	10,3	1,5	1,3	0,2	<0,1	0,2	0,2

В случае воздействия выщелачивающего раствора на материал концентрата в контрольном опыте наблюдалось снижение содержания (ат. %) натрия в ~3,6 раза, железа и марганца — 1,4 и 2,5 раза соответственно. Предварительная обработка МЭМИ обусловила большее снижение содержания Na, Fe и Ti в поверхностном слое частиц эвдиалита по сравнению с образцом, выщелачивание которого проводили без электромагнитной импульсной обработки, при этом, содержание (ат. %) Na, Fe и Ti снизилось в ~2,1, 1,7–2,5 и 6 раз соответственно. В то же время содержание Si и Zr увеличилось в ~1,2 раза, а Mn — практически не изменилось по сравнению с образцом после кислотного выщелачивания.

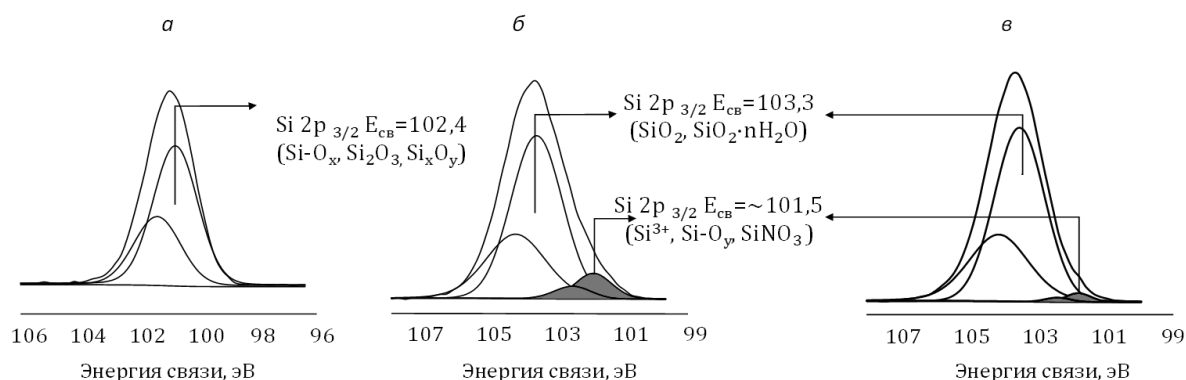


Рисунок 1 - РФЭС-спектры Si 2p - уровня кремния поверхности частиц эвдиалита до (а) и после (б), (в) кислотного выщелачивания; обработка образцов МЭМИ перед выщелачиванием в течение 3 мин (б) и 5 мин (в)

Сравнение Si 2p спектров эвдиалита до и после контакта с выщелачивающим раствором показало сдвиг максимума спектральной кривой в сторону больших энергий связи (E_{св}) приблизительно на ~1,0 эВ: из позиции с E_{св} ≈ 102,3 эВ (рисунок 1 а), отвечающей связи Si–O в структуре кремний–кислородных тетраэдров кольцевых и

цепочечных силикатов природного происхождения [3, 4] в положение с $E_{св} \approx 103,3$ эВ (рисунок 1 б, в), характеризующее связь Si–O в аморфном состоянии или в структуре силикагеле $SiO_2 \cdot nH_2O$ [5, 6].

Анализ тонкой структуры спектров фотоэлектронов, эмитированных с $2p$ - уровня кремния (рисунок 1), показал, что в результате контакта частиц эвдиалита с выщелачивающим раствором, наблюдается формирование слабого плеча в области энергий связи 100,5–103,1 эВ (рисунок 1 б, в). По всей видимости, установленное изменение профиля спектра связано с появлением дополнительной компоненты с $E_{св} = 101,5–101,7$ эВ, отвечающей, предположительно, аморфному оксиду (SiO_y), оксинитриду (SiO_xN_y) и нитриду (Si_3N_4) кремния [7]. Для образца, подвергнутого перед выщелачиванием электромагнитной импульсной обработке в течение 3 мин, доля указанной компоненты в спектре $Si 2p$ составила $\sim 10\%$ (рисунок 1 б), а для всех остальных образцов — не более 2 % (рисунок 1 в).

Инфракрасная спектроскопия. На рисунке 2 представлены ИК - спектры эвдиалитового концентрата в исходном состоянии (1), и после последовательного (комбинированного) воздействия высоковольтных наносекундных импульсов и выщелачивающего агента (2, 3). Спектральная кривая исходного образца в целом соответствует литературным сведениям о колебательных спектрах минералов группы эвдиалита: широкая среднеинтенсивная полоса с максимумом при 3400 см^{-1} и полоса поглощения при 1630 см^{-1} , относятся к колебаниям связи O – H гидроксил – ионов и молекул воды соответственно, доминирующая полоса спектра при 1000 см^{-1} и поглощение при 750 см^{-1} характеризуют ассиметричные валентным колебания связи Si – O – Si [8].

Профили спектральных кривых, описывающих состояние образцов, подвергнутых выщелачиванию как в нативном, так и в активированном МЭМИ состоянии, как это видно из рисунка 2 а, заметно отличаются от исходного. Обращает внимание несколько моментов: появление в спектре полосы при 1380 см^{-1} , заметное увеличение поглощения при 3400 см^{-1} , а также рост интенсивности и изменение положения максимума полосы, лежащей в интервале $850 – 1200\text{ см}^{-1}$ и описывающей колебания связи Si – O – Si.

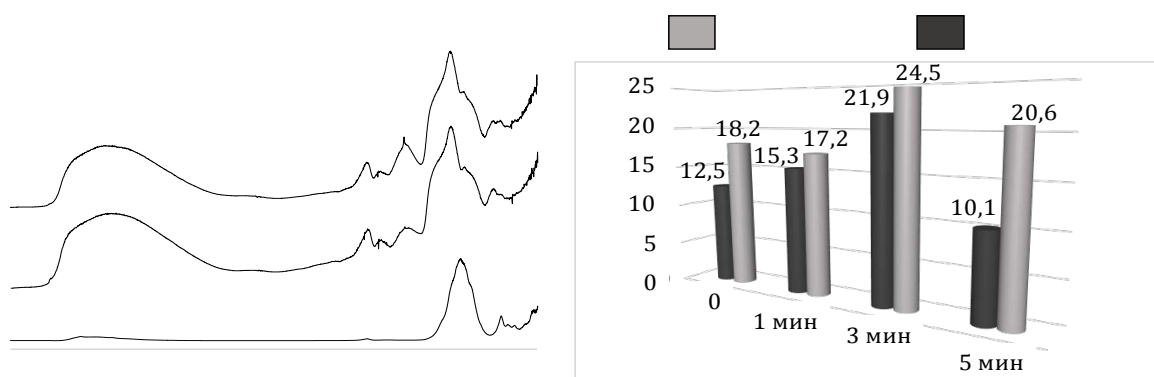


Рисунок 2 – ИК – спектры эвдиалитового концентрата в исходном состоянии (1) и после выщелачивания (2); обработка образцов МЭМИ в течение 3 мин перед выщелачиванием (а); влияние воздействия МЭМИ ($t_{обр} = 1, 3$ и 5 мин) на извлечение циркония и ЗРЗЭ при выщелачивании эвдиалитового концентрата (б)

Происхождение полосы 1380 см^{-1} обусловлено процессом образования азотнокислых солей при выщелачивании концентрата [9], что соответствует данным РФЭС по изменению содержания азота на поверхности эвдиалита в зависимости от режимов обработки (таблица 1).

Сдвиг доминирующего максимума ИК - спектра при 1000 см^{-1} (образец в исходном состоянии) в сторону высоких частот $1050\text{--}1080\text{ см}^{-1}$ (образцы после обработки) является следствием кислотного разложения эвдиалита с переходом в раствор кремния в виде гелеобразных фаз состава $\text{SiO}_2 \cdot n\text{H}_2\text{O}$ [10, 11]. Таким образом, идентифицированные изменения спектральных профилей, по всей видимости, обусловлены разрушением кристаллической решетки и переходом вещества из кристаллического в аморфное состояние.

На рисунке 2 б представлены показатели кислотного выщелачивания эвдиалитового концентрата в условиях предварительной обработки МЭМИ. Установлено, что максимальное извлечение ценных компонентов достигалось в результате воздействия МЭМИ в течение $t_{\text{обр}} = 3$ мин и составило для циркония $\sim 22\%$, для $\Sigma\text{РЗЭ}$ — $24,6\%$; прирост извлечения составил для ZrO_2 $9,4\%$ и для $\Sigma\text{РЗЭ}$ — $6,4\%$. Увеличение времени электроимпульсной обработки минеральных проб до 5 мин привело к “фатальному” снижению технологических свойств концентрата: извлечение ZrO_2 в эксперименте с предварительной импульсной обработкой концентрата составило $10,1\%$, что ниже среднего значения извлечения циркония из проб концентрата в исходном (без обработки МЭМИ) состоянии (рисунок 2 б). На основании этого можно предположить, что поверхность образца, обработанного МЭМИ в течение 5 мин более устойчива к воздействию выщелачивающего агента. Однако, для уточнения механизмов структурно-химических (фазовых) преобразований минералов группы эвдиалита при нетепловом воздействии высоковольтных наносекундных импульсов и изменения в процессе выщелачивания физико - химических свойств минералов с нарушенной структурой необходимо проведение дополнительных исследований.

Выводы. На основании комплекса проведенных исследований установлено, что разупрочнение поверхности эвдиалита при воздействии МЭМИ обусловлено разрушением структурных фрагментов цеолитоподобного каркаса эвдиалита, а именно — трех- и девяти членных кремнекислородных колец из тетраэдров SiO_4 (Si_3O_9 и / или Si_9O_{27}) и переходом кремния в выщелачивающий раствор в виде поликремниевых кислот, образующих гелеобразные фильтрующие фазы типа силикагеля $\text{SiO}_2 \cdot n\text{H}_2\text{O}$. Установлено, что в процессе выщелачивания происходил селективный “вынос” катионов средних по радиусу металлов (Fe, Ti, Mn) из структурных мотивов в виде плоских квадратов, соединяющих кольца из октаэдров каркаса эвдиалита, а также крупных катионов Na из мест обширных полостей каркаса.

Электромагнитная импульсная обработка и последующее выщелачивание концентрата вызывали большее снижение содержания Na, Fe и Ti в нарушенном поверхностном слое частиц эвдиалита по сравнению с образцом, выщелачивание которого проводили без предварительного импульсного воздействия: в зависимости от времени обработки МЭМИ содержание (ат. %) Na, Fe и Ti снизилось в $\sim 2,1$, $1,7\text{--}2,5$ и 6 раз соответственно. Полученные результаты показали принципиальную возможность применения импульсных энергетических воздействий для повышения эффективности

разупрочнения и направленного изменения структурно - химических и технологических свойств породообразующих минералов группы эвдиалита — в результате предварительной электромагнитной импульсной обработки в течение $t_{обр} = 3$ мин и кислотного выщелачивания эвдиалитового концентрата извлечение циркония составило ~22 %, $\Sigma PЗЭ$ — 24,6 %; прирост извлечения ZrO_2 — 9,4 %, $\Sigma PЗЭ$ — 6,4 %.

Список использованных источников

1. Рязанцева М.В., Бунин И.Ж. Модифицирование кислотно – основных свойств поверхности кальцита, флюорита и шеелита в процессе электромагнитной импульсной обработки // Физико – технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2015. - № 5. – С. 140 – 145.
2. Чантурия В.А., Чантурия Е.Л., Бунин И.Ж. и др. Влияние кислотной и электрохимической обработки минеральных суспензий на физико – химические и электрические свойства танталита, колумбита, циркона и полевого шпата. // Физико – технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2016. - № 4. – С. 142 – 157.
3. Герамимов М. В., Диков Ю. П., Яковлев О. И. Кластерный тип испарения силикатов: новые экспериментальные данные // Петрология. — 2012. — Т. 20. — № 5. — С. 439–448.
4. Wagner C. D., Naumkin A. V., Kraut-Vass A., and et al. NIST X-ray photoelectron spectroscopy database, standard reference database 20, Vers. 3.4, Web version, 2000 – 2008, <http://srdata.nist.gov/xps>.
5. Zakaznova-Herzog V. P., Nesbitt H. W., Bancroft G. M., and Tse J. S. Characterization of leached layers on olivine and pyroxenes using high – resolution XPS and density functional calculation, *Geochimica and Cosmochimica Acta*, 2008, Vol. 72. — P. 69–86.
6. Gross Th., Ramm M., Sonntag H., Unger W., Weijers H. M., Adem E. H. An XPS analysis of different SiO_2 modifications employing a C 1s as well as an Au 4 $f_{7/2}$ static charge reference // *Surface and Interface Analysis*. — 1992. — Vol. 18. — № 1. — PP. 59–64.
7. Гриценко В. А. Электронная структура нитрида кремния // УФН. 2012. Т. 182. № 5. С. 531–541.
8. Nikita N. Chukanov *Infrared spectra of mineral species*. – New York, London: Springer Dordrecht Heidelberg, 2013.
9. Вольнец В. Ф., Вольнец М. П. Аналитическая химия азота. — М.: Наука, 1977 — 307 с.
10. Расцветаева Р. К. Структурная минералогия группы эвдиалита. Обзор // *Кристаллография*. — 2007. — Т. 52. — № 1. — С. 50–67.
11. Almenda R. M., Pantano C. G. Structural investigation of silica gel films by infrared spectroscopy // *J. Appl. Phys.* — 1990. — Vol. 68. — № 8. — PP. 4225 – 4232.

ИЗВЛЕЧЕНИЕ РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ ЭКСТРАКЦИОННОЙ ФОСФОРНОЙ КИСЛОТЫ КАТИОНИТАМИ НОВОГО ТИПА

Найманбаев М.А., Кенжалиев Б.К., Лохова Н.Г., Балтабекова Ж.А.
Satbayev University, АО «Институт металлургии и обогащения»
г. Алматы, Казахстан, e-mail: madali_2011@inbox.ru

Abstract. It has been established that Purolite C150 sulfonic cation exchanger is a promising ion exchanger for sorption of rare-earth metals from phosphate-acid solutions. It has high kinetic properties - equilibrium is reached in 40 minutes. It has a satisfactory capacity of 0.7-0.8 mmol/g. The data on the separation coefficients $\alpha_{Ce/Fe} = 10.31$ and $\alpha_{La/Fe} = 11.85$ show the possibility of separating the main part of iron (III) at the stage of sorption.

Введение. Редкоземельные металлы (РЗМ) обладают рядом уникальных свойств, обеспечивших их применение в различных областях промышленности и важную роль в

научно-техническом прогрессе. При переработке фосфоритов Каратау в экстракционную фосфорную кислоту (ЭФК) переходит до 30 % РЗМ. Рациональным способом их извлечения без нарушения основного производства является сорбция.

По способу извлечения редкоземельных металлов из экстракционной фосфорной кислоты, полученной из апатита и содержащей РЗМ и торий [1], кислоту с концентрацией 38,5 мас. % нейтрализуют аммиаком до pH 1,5-1,7, после чего выделяют РЗМ сорбцией в течение 1 ч при температуре 70°C.

Используются сорбенты на основе гидратированного фосфата титанила с последующей их промывкой водой и десорбцией РЗМ. Максимальное извлечение суммы РЗМ составило 53 %. При этом одновременно сорбируются примеси: железо, алюминий и торий.

В работе [2] представлены данные по извлечению РЗМ сорбцией на сульфокатионите КУ-2 из 40,5 мас. % по P₂O₅ неупаренной ЭФК производства ОАО «Балаковские минеральные удобрения» (г. Саратов, РФ), состава, г/дм³: ΣРЗМ 0,189; Al 2,02; Ti 1,81; Fe 0,828; Ca 0,012. Установлено, что железо, алюминий и титан слабо удерживаются сорбентом, а разделение РЗМ и кальция затруднено. Степень сорбции РЗМ не превышает 25 %.

Известные способы сорбционного извлечения РЗМ разработаны применительно к экстракционной фосфорной кислоте, полученной при переработке апатитов Кольского полуострова. На ТОО «Завод минеральных удобрений» (г. Тараз, РК) экстракционную фосфорную кислоту получают при переработке более сложного по составу сырья - высококремнистых фосфоритов Каратау. Как следствие, ЭФК имеет отличающийся и более сложный примесный состав, что требует новых технологических решений [3].

Методика эксперимента. Исследование сорбции редкоземельных металлов из модельных фосфорнокислых растворов. Определенный объем подготовленной к работе ионообменной смолы помещали в коническую колбу объемом 250 мл, заливали раствором и устанавливали в лабораторный встряхиватель. После этого включали перемешивание. При исследовании влияния температуры на процесс сорбции в коническую колбу заливали раствор, нагревали до необходимой температуры. В нагретый раствор вводили ионит и включали перемешивание.

Ионообменные смолы фирмы Purolite и Cybber поставляются потребителям в Na-форме. Для перевода в кислую форму ионит помещали в 1N раствор соляной кислоты и выдерживали в течение 2 сут. Отмывку катионита от кислоты проводили дистиллированной водой, контролируя в промывной воде кислотность с использованием индикатора метилового оранжевого.

Подготовку к работе катионита Ку-2-8 проводили по ГОСТ 10896-78. Выбор катионита с оптимальными параметрами селективности и коэффициента распределения определяли по результатам сорбции редкоземельных металлов из растворов, моделирующих раствор дигидратной экстракционной фосфорной кислоты.

Методы анализа. Химический анализ образцов выполнен на оптическом эмиссионном спектрометре с индуктивно-связанной плазмой Optima 2000 DV.

Рентгенофлуоресцентный анализ осуществляли на спектрометре с волновой дисперсией Venus 200 PANalytical B.V. (PANalytical B.V., Голландия).

Реактивы. В экспериментах использовали нитрат лантана по ТУ 6-09-4676-83, х.ч., нитрат церия по ТУ 6-09-4081-84, ч.д.а., фосфорную кислоту по ГОСТ 6552-80, хлорид железа по ГОСТ 4147-74, ч, хлорид кальция по ГОСТ 450-77, ч.

Приготовление модельных растворов. Исходные растворы нитратов лантана и церия с концентрацией лантана 0,5 и церия 0,5 ммоль/дм³ готовили растворением соли в растворе фосфорной кислоты с заданной концентрацией.

Для приготовления четырехкомпонентного фосфорнокислого раствора к лантану и церию вводили железо и кальций в количестве, соответствующей содержанию в дигидратной экстракционной фосфорной кислоте.

По окончании процесса сорбции раствор отфильтровывали, смолу промывали дистиллированной водой, высушивали при температуре 100-110 °С до постоянного веса и затем прокаливали при температуре 700-750 °С. Содержание редкоземельных металлов, кальция и железа определяли рентгенофлуоресцентным методом, в растворах – химическим методом.

В процессе сорбции использовали сильнокислотные катиониты: Purolite C150; КУ-2-8 и слабокислотные катиониты: Purolite S930; Cybber CRX 210. Для выбора катионита проводили сорбцию лантана и церия из раствора состава, г/дм³: 197,3 Н₃РO₄; 0,48 La; 0,51 Се.

Данные по сравнительной сорбционной емкости ионитов, полученные в результате проведенных экспериментов, приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Значения СОЕ по лантану и церию различных марок катионитов

Марка ионита	Вес сухой смолы, г	Сорбировано, мг				СОЕ, ммоль/г			
		Н ⁺ -форме		Na ⁺ -форме		Н ⁺ -форме		Na ⁺ -форме	
		Се	La	Се	La	Се	La	Се	La
Purolite C150	0,88	42,30	43,05	42,56	42,98	0,34	0,35	0,33	0,36
Purolite S930	0,83	5,15	7,80	5,21	7,78	0,04	0,07	0,04	0,06
Cybber CRX 210	0,82	7,95	7,67	7,64	7,54	0,069	0,067	0,071	0,068
КУ-2-8	0,59	26,25	27,75	26,01	27,81	0,32	0,34	0,32	0,346

Наибольшая емкость по лантану и церию для исследуемого раствора получена на сильнокислотных катионитах Purolite C150 и КУ-2-8. Влияние ионной формы катионитов на сорбцию церия и лантана изучали в натриевой и водородной форме.

Были определены кинетические свойства исследуемых ионитов.

Полученные данные показали высокие кинетические свойства катионитов Purolite C150 и КУ-2-8, после 40 мин контакта в системе наступает равновесие, и их емкость с увеличением продолжительности процесса практически не меняется. Катионит Purolite S930 обладает низкой емкостью по редкоземельным металлам – СОЕ не превышает 0,065 ммоль/г, что в 5 раз меньше, чем у Purolite C150 и КУ-2-8.

Ионит Cybber CRX 210 сорбирует церий и лантан в незначительном количестве, характеризуется низкими кинетическими свойствами, так равновесие в системе не достигнуто даже за 120 мин контакта.

В таблице 2 приведены коэффициенты распределения металлов. Из данных таблицы видно, что наибольшее сродство к ионам церия и лантана, в исследуемых условиях, проявляет катионит Purolite C150, коэффициент которого равен 1,024 для церия и 1,347 для лантана, что превышает значения коэффициентов распределения КУ-2-8 более чем в два раза.

Таблица 2 – Коэффициенты распределения церия и лантана

Ионит	Purolite C150		Purolite S930		Cybber CRX 210		КУ-2-8	
	Ce	La	Ce	La	Ce	La	Ce	La
Kd	1,027	1,347	0,071	0,120	0,102	0,106	0,480	0,597

Эффективность концентрирования церия и лантана можно оценить степенью извлечения в катионит. Максимальная степень сорбции лантана равная 60% была достигнута при использовании катионита Purolite C150. Степень сорбции церия несколько ниже – 55 %. Надо отметить, что степень сорбции на другом сильнокислотном катионите КУ-2-8 не превышает 40 %.

Исследование влияния основных примесей, присутствующих в экстракционной фосфорной кислоте, на процесс сорбции лантана и церия изучали на модельном растворе состава, г/дм³: 200,1 Н₃РO₄; 0,51 Ce; 0,48 La; 0,44 Ca; 0,79 Fe.

Для опытов использовали катиониты Purolite C150 и КУ-2-8 в водородной форме.

При изучении скорости достижения равновесия отмечено некоторое снижение емкости ионитов. Так, СOЕ катионита Purolite C150 снизилось по церию до 0,25, а лантана до 0,26 ммоль/г. Статическая обменная емкость КУ-2-8 уменьшилось для церия до 0,23 и лантана до 0,24 ммоль/г. Ион кальция в начале процесса хорошо сорбируется как на смоле Purolite C150, так и на КУ-2-8.

Максимальное значение СOЕ достигается за первые 20 мин и составляет 0,64 и 1,27 ммоль/г соответственно. При равной степени сорбции железа (III) степень сорбции лантана и церия на Purolite C150 составляет 44,6 и 41,2 %, а на КУ-2-8 – 27,1 и 25,5 %.

Проведенные исследования показали, что сильнокислотный сульфокатионит марки Purolite C150 является перспективным ионитом для сорбции редкоземельных металлов из раствора фосфорной кислоты. Катионит обладает высокими кинетическими свойствами – равновесие достигается за 40 мин. Отличается удовлетворительной емкостью – величина СOЕ составляет 0,7-0,8 ммоль/г.

Полученные данные по коэффициентам разделения $\alpha_{Ce/Fe} = 10,31$ и $\alpha_{La/Fe} = 11,85$ свидетельствуют о возможности отделения основной части железа (III) на стадии сорбции.

Список использованных источников

1. Патент 2465207 РФ. Способ извлечения редкоземельных элементов из экстракционной фосфорной кислоты // Локшин Э.П., Тареева О.А.; опублик. 27.10.2012. Бюл. № 30.
2. Папкина М.В., Конькова Т.В., Михайличенко А.И. и др. Сорбционное извлечение лантана, иттрия, иттербия из растворов минеральных кислот сульфокатионитом КУ-2 // Сорбционные и хроматографические процессы – 2015. – Т. 15. Вып. 4. – С. 515-522.
3. Лохова Н.Г., Найманбаев М.А., Балтабекова Ж.А. Сорбционное извлечение редкоземельных элементов из технологических и производственных растворов // Вестник КазНАЕН. 2015, №1. – С. 22-25.

ВЛИЯНИЕ СОДЕРЖАНИЯ СУЛЬФИДНЫХ МИНЕРАЛОВ В КОНЦЕНТРАТАХ НА СКОРОСТЬ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ МЕДИ И ЦИНКА БИОРАСТВОРОМ*

Фомченко Н.В.¹, Муравьев М.И.¹, Уварова Т.К.^{1,2}, Меламуд В.С.¹

¹ Институт микробиологии им. С.Н. Виноградского, Федеральный исследовательский центр «Фундаментальные основы биотехнологии» РАН, Москва, Россия

² Российский химико-технологический университет им. Д.И. Менделеева, Москва, Россия, e-mail: natalya.fomchenko@gmail.com

Abstract. The leaching of copper-zinc concentrates with ferric iron-containing biosolution was carried out. The specific leaching rate of zinc increased with the increase in content of chalcopyrite in the concentrate. This phenomenon indicate the presence of galvanic interactions between sulfide minerals.

В настоящее время сырьевая база обогатительных комбинатов Урала представлена преимущественно труднообогатимыми рудами, получение из которых кондиционных концентратов связано с технологическими трудностями и большими экономическими затратами. Относительно легко и дешево на предприятиях получают полиметаллические медно-цинковые концентраты. Кроме того, даже высококачественные медные концентраты содержат цинк, который полностью теряется в шлаках при пирометаллургической переработке.

Биогидрометаллургические технологии переработки сульфидного сырья цветных и благородных металлов являются альтернативой пирометаллургическим процессам. Используемое в этих технологиях биоокисление сульфидных минералов связано с образованием двухвалентного железа и серы, которые в свою очередь окисляются микроорганизмами до своей высшей валентности. Получающийся при этом биораствор содержит основной продукт метаболизма биоокисления железосодержащих сульфидов – 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. На химической стадии происходит окисление всех сульфидных минералов биораствором трехвалентного железа, а на биологической – регенерация окислителя, то есть окисление двухвалентного железа до трехвалентного ацидофильными микроорганизмами.

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 скорости выщелачивания цветных металлов при выщелачивании биорастворами трехвалентного железа, от соотношения содержания металлов и минералов в концентратах были проведены опыты с четырьмя образцами медно-цинковых концентратов одной и той же руды.

Содержание основных металлов и минералов в исследуемых концентратах представлены в таблице.

Выщелачивание концентратов проводили при следующих параметрах: исходное значение рН биораствора – 1.3, E_h – 756 мВ, начальная концентрация трехвалентного железа в выщелачивающем биорастворе – 19.0 г/л, плотность пульпы – 10%, температура – 80 °С, продолжительность – 40 мин.

Таблица – Содержание основных металлов и минералов в концентратах (%)

Концентрат	Cu	Zn	Fe	CuFeS ₂	ZnS	Fe _{1-x} S	FeS ₂
T1	10.1	7.36	36.1	29	11	34	13
T2	14.7	5.00	33.9	42	7.5	24	13
T3	17.4	3.58	32.5	50	5.3	18	12
T4	19.2	2.64	31.6	55	3.9	14	12

В процессе опытов определяли концентрацию цветных металлов в жидкой фазе. По конечной концентрации для каждого опыта определяли скорость накопления меди и цинка за 40 мин выщелачивания в зависимости от содержания их в концентратах. Результаты исследований представлены на рисунке 1.

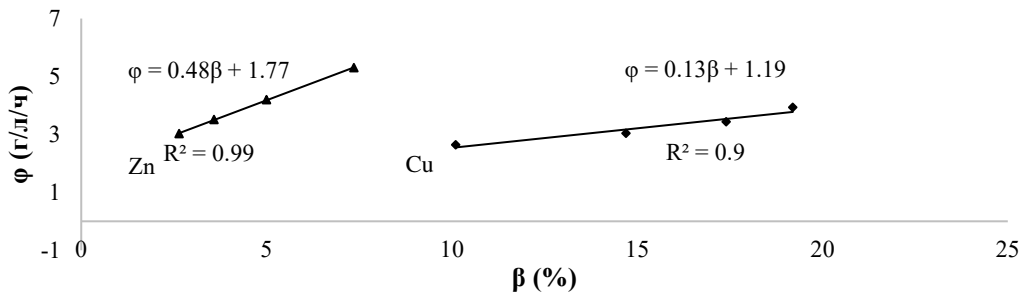


Рисунок 1 – Скорость накопления (φ) меди и цинка в зависимости от их содержания (β) в сульфидных концентратах при их химическом выщелачивании

На основании полученных данных по выщелачиванию цветных металлов были рассчитаны скорости выщелачивания меди и цинка из исследуемых концентратов. На рис. 1 представлена зависимость скорости накопления цветных металлов от их содержания в сульфидных концентратах. Из представленных данных следует, что эта зависимость являлась линейной, в которой скорость выщелачивания цветных металлов была прямо пропорциональна их исходному содержанию в концентрате, однако коэффициент пропорциональности для меди был в 3.7 раза ниже, чем для цинка. При этом скорость выщелачивания меди снижалась от 5.1 до 2.6 г/(л·ч) при снижении ее содержания в концентрате от 19.2 до 10.1%, а скорость выщелачивания цинка увеличивалась от 2.9 до 5.3 г/(л·ч) при увеличении содержания его в этих же концентратах с 2.6 до 7.4%.

Таким образом, во всех исследуемых концентратах скорость выщелачивания цинка превышала скорость выщелачивания меди несмотря на его более низкое содержание в них.

Для определения зависимости удельной скорости выщелачивания цветных металлов от соотношения содержаний меди и цинка в концентратах был определен коэффициент k_1 для каждого продукта:

$$k_1 = \frac{C_{Cu}}{C_{Zn}} \quad (1)$$

где C_{Cu} , C_{Zn} – содержание меди и цинка соответственно.

На основании данных об электродных потенциалах сульфидных минералов, присутствующих в концентрате был рассчитан коэффициент k_2 , представляющий собой отношение суммы минералов с высоким электродным потенциалом (пирит и халькопирит) к сумме минералов с низким электродным потенциалом (сфалерит и пирротин):

$$k_2 = \frac{C_{CuFeS_2} + C_{FeS_2}}{C_{ZnS} + C_{FeS}} \quad (2)$$

где C_{CuFeS_2} , C_{FeS_2} , C_{ZnS} , C_{FeS} – содержание халькопирита, пирита, сфалерита и пирротина соответственно.

Исследованные концентраты характеризовались отношением содержания меди к цинку (k_1) в диапазоне 1.4–7.2. Коэффициент отношений содержаний сульфидных минералов с высокими и низкими электродными потенциалами k_2 менялся в диапазоне 0.94–3.7. Анализ таблицы показывает, что содержание пирита во всех образцах практически одинаковое (13–12%), а содержание всех других сульфидов меняется значительно, особенно, пирротина (от 14 до 34%).

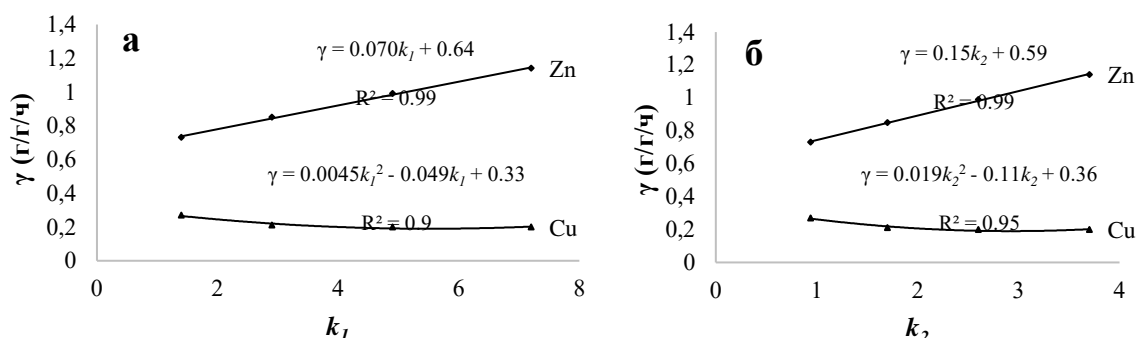


Рисунок 2 – Удельная скорость выщелачивания (γ) меди и цинка в зависимости от отношения содержания цветных металлов (а) и отношения содержания сульфидных минералов (б) при химическом выщелачивании сульфидных концентратов

На рисунке 2 а представлены результаты расчетов удельной скорости выщелачивания меди и цинка (в граммах выщелоченного металла на грамм металла в исходном концентрате в час) от отношения содержания меди и цинка (k_1), а на рис. 2б – от отношения суммы минералов с высоким электродным потенциалом к сумме минералов с низким электродным потенциалом (k_2) при химическом выщелачивании медно-цинковых концентратов.

Из представленных данных следует, что удельные скорости выщелачивания меди менялись незначительно в зависимости от отношения содержания металлов (k_1) и минералов с различными электродными потенциалами (k_2). Удельная скорость выщелачивания цинка была тем выше, чем было выше содержание меди в выщелачиваемом концентрате что свидетельствовало о наличие гальванических взаимодействий между минералами. Применительно к минералам цветных металлов, чем больше в концентрате халькопирита, тем быстрее разрушалась кристаллическая структура сфалерита и тем быстрее цинк переходил в жидкую фазу. Такая же закономерность наблюдалась при исследовании зависимости удельных скоростей выщелачивания цинка и меди от отношений суммы минералов с высоким электродным потенциалом к сумме минералов с низким электродным потенциалом.

**БИОХИМИЧЕСКАЯ ОБРАБОТКА СОРБЦИОННО-АКТИВНЫХ УГЛИСТЫХ
ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД И КОНЦЕНТРАТОВ**

**Белых М.П.¹, Петров С.В.¹, Хмельницкая О.Д.¹,
Бывальцев А.В.¹, Белькова Н.Л.²**

¹ АО «Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов
и алмазов», г. Иркутск, Россия

² Лимнологический институт СО РАН, г. Иркутск, Россия,
e-mail: belykhmarina606@gmail.com;

Abstract. The microbial community isolated from preg-robbing carbonaceous ore has been shown to be capable of reducing adsorption capacity of carbonaceous matter. Biochemical treatment with alkaline hydrolysate of biomass provides the reduction of preg-robbing from 72 to 5.7%.

На сегодняшний день одной из проблем золотодобывающей промышленности является переработка упорных углистых золотосодержащие руд и концентратов.

Такие сорбционно-активные продукты содержат углистое вещество, которое поглощает цианистые комплексы золота в процессе цианирования. Это приводит к снижению эффективности извлечения золота или невозможности осуществления процесса цианирования.

В России химические и физико-химические методы являются наиболее популярными для снижения сорбционной активности. Биохимическая обработка представляет большой интерес для исключения опасных и экологически невыгодных операций, связанных с повышенными температурами или химическими реагентами. Целью исследования было изучение возможности использования микробного сообщества для снижения сорбционной активности углистого вещества золотосодержащих руд и концентратов.

Для исследований использовали руды (пробы А и Б) и концентраты (пробы В и Г), которые были отобраны на золотодобывающих фабриках, расположенных на территории Республики Саха (Якутия), Магаданской области, Амурской области и Камчатского края (Россия).

Данные пробы имели крупность от 80 до 95% класса минус 0.071 мм, содержали от 1.24 до 4.95 г/т золота и от 0.29 до 12.2% органического углерода и проявляли высокую сорбционную активность (77-99%) при цианировании.

При биохимической обработке руд и концентратов применяли накопительную культуру, выделенную ранее из сорбционно-активной углистой руды (проба А) на среде Чапека (г/л: сахароза – 30.0, NaNO₃ – 3.0, KH₂PO₄ – 0.3, MgSO₄ × 7H₂O – 0.25, KCl – 0.25, FeSO₄ × 7H₂O – 0.0018, ZnSO₄ × 7H₂O – 0.007, CuSO₄ × 5H₂O – 0.005, дрожжевой экстракт – 1.0). В лабораторных экспериментах по селекции было показано, что данная культура содержала микробное сообщество, которое позволяет наиболее эффективно снижать сорбционную активность руд и концентратов без агитации в течение 20 суток. Грибы (Ascomycota) (от 63.9 до 86.9% в микробном сообществе) и Gammaproteobacteria (60.7-98.8%) доминировали во влажной биомассе и жидкой фазе используемой накопительной культуры, соответственно.

Для установления параметров биохимической обработки использовали пробу А. Обработку проводили при Ж:Т – 1:1 и 1.5:1 в течение от 3 до 10 суток с агитацией. В

пульпу вносили влажную биомассу (без жидкой фазы накопительной культуры) и сахарозу, агитировали с аэрацией при комнатной температуре. Влажную биомассу культуры получали фильтрованием. Расход влажной биомассы варьировал от 4 до 40 г/л, расход сахарозы – от 1 до 10 г/л. В качестве контроля использовали пульпу, не содержащую вышеуказанные добавки. Сорбционную активность определяли двумя методами. Первый включал тест с использованием раствора $\text{Na}[\text{Au}(\text{CN})_2]$, который содержал золото (от 4.5 до 6.6 мг/л) и цианид натрия (менее 3.0 мг/л), pH 11. В пробу руды добавляли раствор с определенной концентрацией золота (отношение Ж:Т – 1.5:1) и агитировали в течение 24 часов. Далее пробу фильтровали и определяли концентрацию золота в жидкой фазе пульпы с использованием атомно-абсорбционного метода (ФР.1.31.2014.1874). Второй метод был разработан сотрудниками АО «Иргиредмет» [Лодейщиков, 1999], который включал два вида цианирования (прямое и сорбционное) и использовался дополнительно для определения сорбционной активности.

Дополнительно пробы обрабатывали жидкой фазой накопительной культуры, от которой была отделена биомасса фильтрованием (ферментативный раствор), а также гидролизатами отделенной биомассы. Значение pH ферментативного раствора варьировало в диапазоне 6–7. Щелочной и кислотный гидролизаты готовили следующим образом: в NaOH (20 г/л) или H_2SO_4 (49 г/л) вносили 27 г/л влажной биомассы, нагревали при 90–99°C в течение 30 мин. Далее гидролизаты фильтровали и доводили pH до 6–7 концентрированными растворами NaOH или H_2SO_4 . Обработку гидролизатами и ферментативным раствором проводили при Ж:Т пульпы – 1.5:1 в течение 3 суток. Кроме этого, были оптимизированы технологические параметры приготовления и использования щелочного гидролизата (такие как, количество биомассы, pH, Ж:Т гидролизата, расход гидролизата и время обработки). Обработку щелочным гидролизатом в оптимальных условиях проводили при Ж:Т пульпы – 1.5:1 в течение 1, 3, 6 часов и 1 суток. Сорбционную активность проб определяли, используя ранее описанные методы.

Обработка в агитационном режиме влажной биомассой с дополнительной загрузкой сахарозы позволила снизить продолжительность обработки с 20 до 10 суток. При этом расход биомассы и сахарозы значительно не влияли на снижение сорбционной активности руды. Наиболее оптимальный расход биомассы составил – 4 г/л, сахарозы – от 1 до 5 г/л (рисунок 1). Максимальное снижение сорбционной активности было достигнуто с 72 до 30% за 3 суток и с 72 до 0% за 10 суток.

Для сокращения времени биохимической обработки были проведены серии лабораторных тестов по использованию ферментативного раствора и гидролизатов биомассы. За 3 суток обработки сорбционная активность руды была снижена с 72 до 8% при использовании щелочного гидролизата, до 17% – кислотного гидролизата и до 9% – ферментативного раствора.

Оптимизация технологических параметров приготовления и использования щелочного гидролизата позволила уменьшить время биохимической обработки до 3х часов. Обработка щелочным гидролизатом (20 кг/т) снижала сорбционную активность с 72 до 5.7%. Дополнительно по методике «Иргиредмет» было показано, что эта биохимическая обработка в течение 3 часов снижала сорбционную активность с 95 до 14%.

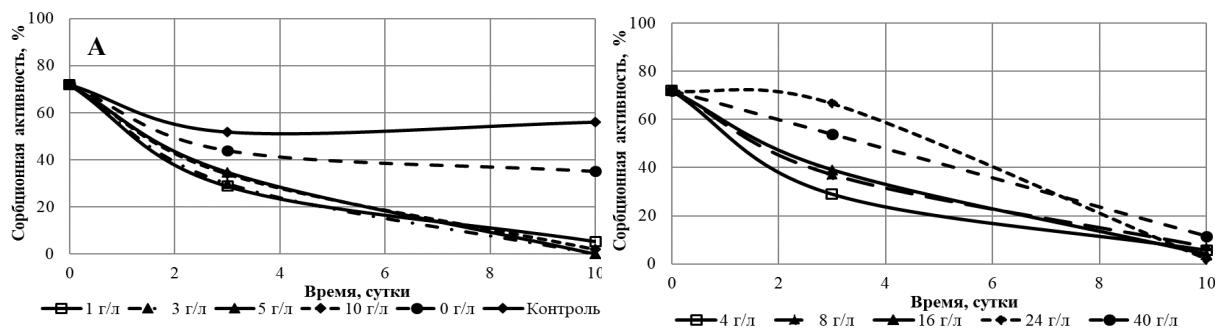


Рисунок 1 – Биохимическая обработка сорбционно-активной углистой золотосодержащих руды влажной биомассой с дополнительной загрузкой сахарозы (А – при разном расходе влажной биомассы; Б – при разном расходе сахарозы)

Полученные результаты позволяют ожидать практически полного исключения потерь золота с твёрдой фазой хвостов цианирования и подтверждают, что выделенное микробное сообщество обладает биотехнологическим потенциалом к снижению сорбционной активности руд и концентратов.

Таким образом, выделенное микробное сообщество является перспективным для снижения сорбционной активности углистого вещества золотосодержащих руд и концентратов. Биохимическая обработка влажной биомассой с дополнительным введением сахарозы позволила снизить сорбционную активность с 72 до 30% за 3 суток и с 72 до 0% за 10 суток. Обработка щелочным гидролизатом биомассы снижала сорбционную активность с 72 до 5.7% за 3 часа. Дополнительные технологические параметры и универсальность разработанной биохимической обработки будут изучены в дальнейших исследованиях.

КУЧНОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ СОРБЦИОННО-АКТИВНЫХ УГЛИСТЫХ РУД

Коблова П.О., Войлошников Г.И., Мусин Е.Д.

АО «Иргиредмет», г. Иркутск, Россия,

e-mail: koblova@irgiredmet.ru; greg@irgiredmet.ru; e.musin75@gmail.com

Abstract. Heap leaching of preg-robbing carbon ores. Studies was conducted on the addition of surfactants to the cyanide solution to determine the principal possibility of suppressing the sorption activity of preg-robbing ores

Сорбционная активность рудного углистого вещества негативно влияет на процесс извлечения благородных металлов из золотосодержащего сырья при его переработке гидрометаллургическими способами. Переработка таких руд крайне затруднительна и часто экономически невыгодна.

Проблема подбора рациональной технологии для извлечения золота из данного типа руд весьма актуальна.

Для снижения потерь золота при переработке сорбционно-активных руд используют различные методы, учитывающие минералогию руды и специфические

характеристики углеродистого материала, чтобы определить наиболее подходящий метод переработки. Тем не менее, для переработки сорбционно-активных руд методом кучного выщелачивания большинство методов является нерентабельными.

В данной работе проведены исследования кучного выщелачивания с применением поверхностно-активных веществ, выступающих подавителями природной сорбционной активности руд.

Объектом исследования являлась углистая сорбционно-активная руда одного из месторождений РФ. Содержание золота в руде - $1,92 \pm 0,35$ г/т, серебра – менее 1 г/т. Вещественный состав исследуемой руды представлен преимущественно породообразующими минералами, из которых существенное значение имеют кварц и слюдисто-гидросланцевые минералы (иллит, парагонит). Углеродистое вещество представлено керогеном в рентгеноаморфной форме. Его содержание составляет 1,4 %. Суммарная массовая доля рудных минералов равна 3,9 %, из них на долю сульфидов приходится 1,8 %.

По разработанной методике в институте Ирриредмет относительная сорбционная активность изучаемой пробы руды составила 37,5%.

Проведенные лабораторные исследования по цианированию в агитационном режиме технологических проб, дробленных до различных классов крупности руды, а также с добавлением ПАВ в процесс, показали, что оптимальное извлечение золота достигается при дроблении руды по классу крупности минус 5 мм и при добавлении реагента ДН – 67,45 %.

Исследования по кучному выщелачиванию исследуемой руды с применением поверхностно-активных веществ (реагент ДН), подавляющих сорбционную активность руды. Переработка руды проводилась по двум схемам: по классической схеме и по схеме, реализуемой с добавлением в процесс ПАВ. Извлечение золота составило 55,39% и 68,48 % соответственно.

Таким образом, результаты и показатели комплексных испытаний технологии кучного выщелачивания говорят о возможности применения при кучном выщелачивании реагентов, подавляющих сорбционную активность, при переработке углистых сорбционно-активных руд.

ПЕРСПЕКТИВЫ ГЛУБОКОЙ КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ СЫННИРИТА С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ПРИРОДНЫХ МАГНИЙСОДЕРЖАЩИХ ДОБАВОК

Антропова И.Г., Алексеева Е.Н., Будаева А.Д.

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Байкальский институт природопользования Сибирского отделения РАН, г. Улан-Удэ, Россия

e-mail: inan@binm.ru

Abstract. The paper presents the results of research on deep complex processing of ultra-potassium aluminosilicate rocks – synnyrites. It is shown that increasing the efficiency of synnyrite processing technology can be achieved through the use of natural magnesium-containing additives at the stages of thermochemical treatment.

В настоящей работе основу решения актуальной задачи – разработки научных основ технологии глубокой переработки упорного высококалийевого алюмосиликатного сырья

(сыннырита) на первой стадии обработки положен процесс термохимического разложения. Использование одной из дешевых магнийсодержащих добавок природного происхождения (доломит $\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2$, магнезит MgCO_3 или брусит $\text{Mg}(\text{OH})_2$) взамен искусственных солей натрия, калия (карбонаты, сульфаты, хлориды) и известняка позволят значительно удешевить процесс термохимии, решить экологические проблемы и расширить ассортимент получаемой продукции.

Основными пороодообразующими минералами сынныритов являются микроклин и ортоклаз из группы калиевых полевых шпатов (63-65 %) и природная калиевая разновидность нефелина - кальсилит (20-34 %). Основными химическими составляющими являются оксиды кремния (50-55 %), алюминия (21-23 %) и оксид калия (18-21 %). Прогнозные ресурсы сырья только в Сыннырском массиве (Республика Бурятия), доступные для открытой разработки, оцениваются в 2.6 млрд тонн. Минеральный и химический составы сынныритов при их глубокой переработке позволяет получать глинозем, бесхлорные калийные удобрения и строительные материалы. Однако производство глинозема и солей калия из бедных алюминиевых руд, содержащих минералы калиево-шпатовой группы, прямым кислотным и щелочным способами осуществить невозможно. Одним из важных этапов технологического процесса переработки является предварительная активация для перевода микроклина и ортоклаза в кислоторастворимые формы. В 1978-1993 гг. руды Сыннырского массива подвергались различным технологическим испытаниям. Недостатками известного способа спекания сыннырита с кальцитом являются высокая температура спекания (1250-1300°C), образование большого количества твердого отхода в виде гипса в процессе сернокислотного разложения активированного сыннырита, загрязняющего кремнезем (Константинова К.К. и др., 1988). Другой способ переработки сыннырита на сульфат калия и глинозем, предложенный институтом ВНИИ Галлургии (Сафрыгин Ю. С. и др., 1992), также имеет ряд недостатков - высокая температура термической обработки (1350 °C) и использование на стадии термохимического разложения алюмокалиевых квасцов в качестве добавки дорогостоящего карбоната калия, равного по стоимости с сульфатом калия. Предлагаемый нами способ переработки сыннырита заключается в термохимическом обогащении сыннырита с магнийсодержащей добавкой природного происхождения (доломит, магнезит или брусит) с получением искусственного магнийсодержащего кальсилит-лейцитового продукта, пригодного для дальнейшей сернокислотной обработки. Сернокислотным способом разложения магнийсодержащего активированного сыннырита возможно получение намного более ценных продуктов, нежели сода, поташ и цемент.

В работе представлены результаты исследований по глубокой комплексной переработке сынныритов с получением глинозема, шпинели, сульфатов калия и магния.

Установлены оптимальные условия процесса спекания сыннырита с каждой из магнийсодержащих природных добавок, обеспечивающие максимальное разложение калиевых полевых шпатов до кислоторастворимых лейцитовых минеральных форм: при спекании сыннырита с доломитом и магнезитом – массовое соотношение сыннырит: добавка равно 2:1, температура 1100-1150 °C; при спекании сыннырита с бруситом - соотношение 3:1, температура 1150 °C. При спекании с доломитом наряду с лейцитом

синтезируется окерманит ($\text{Ca}_2\text{Mg}(\text{Si}_2\text{O}_7)$), а в процессе термохимического взаимодействия сыннырита с магнезитом или бруситом - форстерит (Mg_2SiO_4). Кислотовскрывааемый кальсилит в этих условиях не вступает реакцию с компонентами реакционной системы. На первом этапе гидрометаллургической переработки определены оптимальные условия выщелачивания спеков серной кислотой с получением раствора, содержащего алюминий, калий и магний (Т:Ж, время и способ обработки). Проведение выщелачивания 60 % серной кислотой во вращающемся реакторе с фарфоровыми шарами позволило интенсифицировать процесс. По предлагаемому способу выщелачивания извлечение Al_2O_3 и K_2O в раствор составило 90 % и 94 % соответственно. При этом с высокой селективностью в осадок выделяется аморфный кремнезем. По данным химического анализа извлечение аморфного SiO_2 в кек составило 98 %. Определены условия кристаллизации из сернокислотных растворов алюмокалиевых квасцов состава $\text{KAl}(\text{SO}_4)_2 \times 12\text{H}_2\text{O}$ и последующего осаждения магния из маточных растворов в виде дополнительного продукта - гексагидрата сульфата магния ($\text{MgSO}_4 \times 6\text{H}_2\text{O}$).

Полученные алюмокалиевые квасцы (АКК) могут быть самостоятельным товарным продуктом. Также АКК можно переработать на сульфаты калия и магния, глинозем или алюмо-магниевого шпинели (MgAl_2O_4). Впервые предложен новый экологически чистый способ переработки алюмокалиевых квасцов (АКК) на шпинель, сульфаты калия и магния, основанный на термохимическом взаимодействии АКК с бруситом ($\text{Mg}(\text{OH})_2$), позволяющий выделить все компоненты в готовые продукты и связать сернистый газ в сульфат магния.

Таким образом, разрабатываемые научно-технологические решения позволяют удешевить процесс термической обработки, обеспечить полноту разложения сыннырита с получением кальсилит-лейцитового концентрата, обогащенного магнием, а при их последующей гидрометаллургической переработке выделять алюминий в виде глинозема или алюмината магния, и помимо сульфата калия получать дополнительный продукт - сульфат магния. Кроме того, при использовании доломита значительно сокращаются твердые отходы в виде гипса, а при спекании сыннырита с магнезитом или бруситом и вовсе исключаются.

ОКИСЛИТЕЛЬНЫЙ ОБЖИГ МОЛИБДЕНОВОГО КОНЦЕНТРАТА С БРУСИТОМ

Хомоксонова Д.П., Будаева А.Д., Антропова И.Г.

*Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Байкальский институт
природопользования Сибирского отделения Российской академии наук,
г. Улан-Удэ, Россия, e-mail: asgelias@mail.ru*

Abstract. The results of studies on the oxidative roasting of molybdenite concentrate using brucite as a raw material additive are presented. It is revealed that molybdenum and sulfur completely remain in the calcine in the form of nonvolatile compounds of molybdate and magnesium sulfate.

Среди способов переработки молибденитовых концентратов независимо от типа выпускаемого продукта, наибольшее распространение получил метод, основанный на

окислительном обжиге, который реализуется в печах различной конструкции при температурах 550-600 °С. При обжиге молибденитовых концентратов протекает ряд химических реакций: окисление молибденита кислородом до оксида молибдена (IV); вторичное взаимодействие молибденита с оксидом молибдена (IV) с образованием низших оксидов молибдена; окисление сульфидных минералов сопутствующих элементов с образованием оксидов и сульфатов; взаимодействие между оксидом молибдена (IV) и кислородными соединениями других металлов с образованием молибдатов.

Недостатками данного способа являются выделение в газовую фазу диоксида серы (ПДК м.р. 0,5 мг/м³). Поглощая влагу из воздуха, сернистый газ конденсируется в виде сернистой и серной кислот. Выпадая с осадками (кислотный дождь), подкисляет почву, обостряет заболевания дыхательных путей. При этом затраты по утилизации сернистого газа сопоставимы с затратами на обжиг [1, 2].

Целью настоящей работы являлось изучение процесса окислительного обжига молибденитового концентрата с использованием в качестве сырьевой добавки брусита.

Дана термодинамическая оценка процесса взаимодействия сульфида молибдена с гидроксидом магния в присутствии кислорода с использованием универсального программного комплекса Terra и метода Темкина – Шварцмана. Определен фазовый и химический состав системы «MoS₂–Mg(OH)₂–O₂» и его изменения в зависимости от температуры. В таблице приведены результаты расчетов значений изобарно-изотермического потенциала для возможных реакций при взаимодействии молибденита с бруситом в окислительной среде.

Таблица – Результаты расчета значений свободной энергии Гиббса для реакций в зависимости от температуры

Предполагаемые реакции		ΔG_{298}^0 , кДж/моль					
		673	773	873	973	1073	1173
1	$\text{MoS}_2 + 3 \text{Mg(OH)}_2 + 4.5\text{O}_2 \rightarrow \text{Mg MoO}_4 + 2\text{MgSO}_4 + 3\text{H}_2\text{O}$	-1395.7	-1365.4	-1334.5	-1302.8	-1270.2	-1236.5
2	$\text{MoS}_2 + 3.5\text{O}_2 \rightarrow \text{MoO}_3 + 2\text{SO}_2$	-884.9	-864.8	-844.8	-824.8	-804.9	-785.1
3	$\text{Mg(OH)}_2 \rightarrow \text{MgO} + \text{H}_2\text{O}$	-20.6	-35.1	-49.2	-62.8	-75.8	-88.3
4	$\text{MgO} + \text{MoO}_3 \rightarrow \text{MgMoO}_4$	-62.7	-64.6	-66.9	-69.4	-72.2	-75.4
5	$2\text{MgO} + 2\text{SO}_2 + \text{O}_2 \rightarrow 2\text{MgSO}_4$	-460.8	-404.8	-349.3	-294.4	-240.1	-186.1

Результаты термодинамических исследований процесса окислительного обжига показали, что для полного связывания оксидов серы и молибдена в огарок, теоретически необходимое количество добавки составляет 3 моль Mg(OH)₂ и 4,5 моль кислорода на 1 моль MoS₂.

Отрицательные значения изменения свободной энергии Гиббса в исследуемом интервале температур подтверждают возможность протекания реакций с образованием молибдата и сульфата магния в изучаемой системе.

В технологических исследованиях использовали молибденовый концентрат месторождения Эрдэнэтийн-Овоо (Монголия) с массовой долей Mo 47,2 %, S 35 % и брусит Кульдурского месторождения (Еврейская АО). Установлены оптимальные условия окислительного обжига, при которых обеспечивается максимальный перевод молибденита в растворимые формы: температура 600 °С; продолжительность обжига 60-

90 минут; расход брусита 100-110 % от стехиометрически необходимого для полного связывания молибдена, серы в огарок.

Фазовые составы образующихся твердых продуктов реакций определяли на рентгеновском дифрактометре D8 ADVANCE фирмы Bruker AXS. По данным рентгенофазового анализа огарков основными конечными продуктами взаимодействий являются молибдат и сульфат магния.

По данным химических анализов потери серы в виде сернистого газа составили 0,8 %, а потери молибдена с отходящими газами менее 0,5 %, что меньше в сравнении с потерями серы - 1,4 %, молибдена менее 1 % при использовании магнезита [3]. Низкий температурный диапазон разложения брусита (325–450°C) при окислительном обжиге молибденита обеспечил наиболее эффективное взаимодействие продуктов разложения с образованием молибдата и сульфата магния с минимальной потерей оксидов молибдена и серы в газовую фазу. Также при применении брусита в атмосферу не выделяется углекислый газ.

Список использованных источников

1. Зеликман А.Н. Молибден. М.: Металлургия, 1970. - 440 с.
2. Никулин Ф.Е. Утилизация и очистка промышленных отходов. Л.: Судостроение, 1980. 232с.
3. Хомоксонова Д.П., Кашкак Е.С., Антропова И.Г, Совершенствование окислительного обжига молибденитового концентрата с добавкой магнезита, Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых, 2018, 2, 130-135.

ПОТОЧНАЯ ЛИНИЯ ДЛЯ РАЗДЕЛЕНИЯ УРАНОВЫХ РУД НА СОРТА И ИЗВЛЕЧЕНИЯ УРАНА И МОЛИБДЕНА ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЕЙ

Шумилова Л.В., Мязин В.П.

*Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Забайкальский государственный университет», г. Чита, Россия,
e-mail: shumilovalv@mail.ru , myazinvpchita@mail.ru*

Abstract. The raw material base of JSC "Priargun production mining and chemical Association" is briefly considered. The hardware scheme of the production line for separation of uranium ores into grades (rich, poor, uranium-molybdenum, off-balance) and extraction of uranium and molybdenum from uranium-molybdenum ores by hydrometallurgy is presented.

Сырьевая база ОАО «Приаргунское производственное горно-химическое объединение» – основного уранодобывающего предприятия России представлена 19 месторождениями урана, объединяемыми в единое Стрельцовское рудное поле (СРП). Длительный период эксплуатации месторождений СРП четырьмя шахтами горного предприятия (рудники 1, 2 и 4, рудник «Глубокий») привёл к истощению запасов богатых руд, снижению содержания урана в обрабатываемых залежах и значительно повлиял на структуру минерально-сырьевой базы.

Для решения сырьевой проблемы и комплексного использования минерального сырья, обрабатываемых месторождений (извлечения урана и молибдена из

уранолибденовых руд), в том числе переработки забалансовых руд, разработана поточная линия (Патент № 2565625).

Урановая минерализация месторождений сопровождается интенсивной гематитизацией, пиритом, реже – молибденитом, сфалеритом, блеклыми рудами, галенитом. Жильные минералы представлены карбонатами, флюоритом, друзовидным кварцем, гидрослюдами. Минералы урана: уранинит, настуран, браннерит, коффинит. Коффинит относится к числу распространенных урановых минералов. Руды обладают технологическими свойствами весьма благоприятными для их радиометрического обогащения. В зависимости от детальности разведки, общая картина контрастности месторождений, участков, блоков даёт представление о масштабах перспектив радиометрических методов, о возможной неравномерности оруденения, рациональной степени раскрытия руд, природных сортах и разновидностях.

Результаты экспериментальных исследований показывают, что технологические свойства: контрастность, гранулометрический состав, геолого-минералогические характеристики и текстурно-структурные особенности урановой уды Стрельцовского рудного поля позволяют эффективно осуществлять предварительное концентрирование минералов урана в голове технологического процесса методом радиометрической сепарации. Разделение урановых руд на сорта (богатая, бедная, уранолибденовая, забалансовая) существенно изменяет минеральный состав и технологические свойства полученных продуктов, и позволяет в дальнейшем дифференцированно их перерабатывать (сорбционное или кучное выщелачивание) в зависимости от содержания ценного компонента в исходной минеральной массе.

Поточная линия содержит последовательно соединенные комплекс сортировки руды; радиометрический сепаратор; дробильный комплекс; технологическую площадку; комплекс измельчения руды; комплекс классификации, состоящий из спиральных классификаторов, гидроциклонов и сгустителя; комплекс аппаратов выщелачивания, состоящий из колонны сорбции молибдена, колонны десорбции молибдена; комплекс получения готовой продукции. Линия дополнительно снабжена радиометрическим сепаратором, установленным после дробильного комплекса, реагентной станцией для подачи реагента-активатора, установленной перед комплексом измельчения руды, и колонной десорбции урана, установленной после колонны десорбции молибдена (рисунок).

Приём руды, дробление, грохочение, подача руды на радиометрическую сепарацию могут осуществляться на открытой площадке. Оптимальное размещение оборудования – это установка десяти сепараторов для богатой и бедной руды в отдельном корпусе с расположением в нём также вспомогательных помещений, приемных бункеров сепараторов, конвейеров отвода продуктов сортировки. Отопление в отделении сепараторов может не предусматриваться, так как за счет собственной автоматизированной системы обогрева они выдерживают температуру до минус 30-40°С.

Поточная линия работает следующим образом. Исходное сырьё с рудников поступает в комплекс сортировки руды 1 для сортировки руд по технологическим сортам, хвосты сортировки и забалансовая руда направляются на технологическую площадку 4 для последующего выделения урана кучным выщелачиванием, а богатая и бедная руды направляются на дальнейшую переработку по базовой схеме.

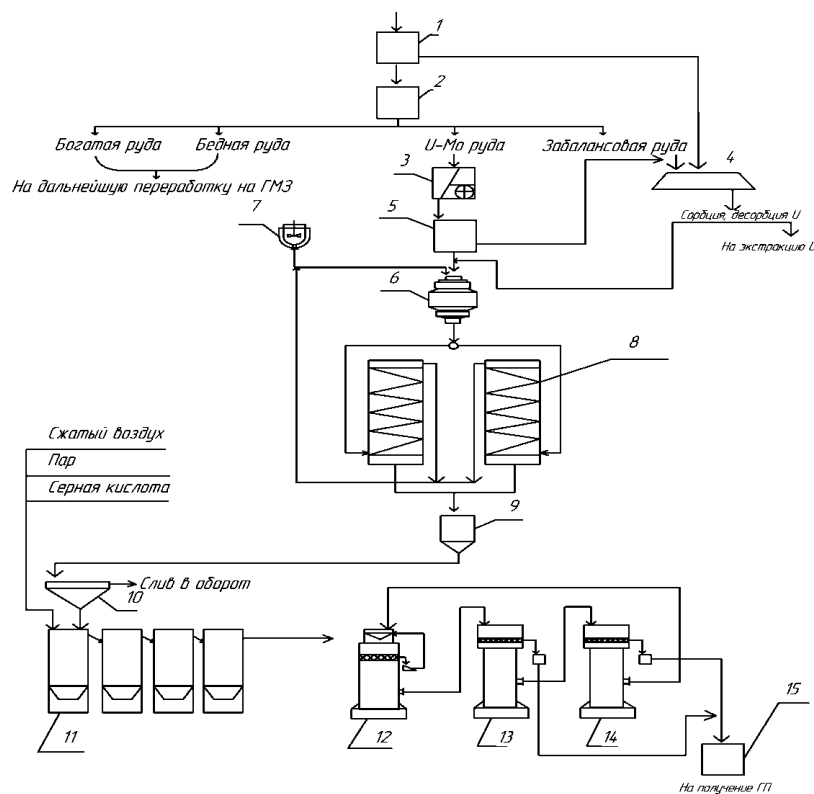


Рисунок – Поточная линия для извлечения урана и молибдена из ураномолибденовых руд:

1 - комплекс сортировки руды, 2 - радиометрический сепаратор, 3 - дробильный комплекс, 4 - технологическая площадка для складирования урановых хвостов, 5 - радиометрический сепаратор, 6 - комплекс измельчения руды, 7 - реагентная станция для подачи реагента, 8 - спиральный классификатор, 9 - гидроциклоны, 10 - сгуститель, 11 - колонны сорбции молибдена, 12, 13 - колонны десорбции молибдена, 14 - колонна десорбции урана, 15 - комплекс получения готовой продукции

Выделенная ураномолибденовая руда поступает в дробильный комплекс 3, выход которого соединен с входом радиометрического сепаратора 5, для выделения хвостов и продуктивной фракции. Продуктивная фракция поступает на измельчительный комплекс 6, выход продуктов измельчительного комплекса последовательно соединен со спиральным классификатором 8, выход спирального классификатора последовательно связан с гидроциклонами 9 для выделения твердой фазы и слива. Твердая фаза поступает в сгуститель с центральным приводом 10 для выделения слива и сгущенного продукта, выход сгустителя последовательно соединен с модульными аппаратами выщелачивания, состоящими из колонн сорбции и десорбции. Сгущенный продукт направляется в колонны сорбции молибдена 11, выход которой последовательно соединен с колонной десорбции молибдена 12, выход колонны 13 последовательно соединен с колонной десорбции урана 14. Товарный раствор колонны 14 поступает на комплекс получения готовой продукции 15.

Исследования по кучному выщелачиванию проводились на лабораторной установке, имитирующей процесс выщелачивания в рудном штабеле. Результаты исследования показали, что для достижения степени извлечения урана из забалансовых руд, которые являются достаточно кислотоёмкими, на уровне 80 %, требуемый расход H_2SO_4 составил 40-48 кг/кг извлеченного металла, а при 80-85 % – 25-35 кг/кг

извлеченного металла. Экспериментально установлено, что при повышении содержания металла в исходном минеральном сырье, удельный расход кислоты снижается, а продолжительность выщелачивания увеличивается.

Поточная линия позволяет: с помощью радиометрического сепаратора руду разделить на три продуктивные фракции (богатая, бедная, уранолибденовая руда) и хвосты – забалансовая руда, направляемую далее на кучное выщелачивание урана; реагентной станции для подачи реагента-активатора (серная кислота) – интенсифицировать процесс измельчения в мельнице; колонны десорбции урана в цикле сорбции молибдена – дополнительно выделить уран, тем самым повышая степень извлечения урана. Установка второго радиометрического сепаратора после выхода продуктов из дробильного комплекса, дополнительное включение реагентной станции для подачи реагента, интенсифицирующая процессы раскрытия вторичных урановых минералов, и последовательное размещение колонны десорбции урана с колоннами десорбции молибдена значительно увеличивают эффективность извлечения урана.

Таким образом, природная контрастность урановой руды обеспечивает разделение её на сорта: богатая, бедная, уранолибденовая, забалансовая и технологическую возможность дифференцированной переработки сорбционным или кучным выщелачиванием. Рациональное и комплексное использование недр позволяет уменьшить количество недоиспользованных минеральных ресурсов, выпускать новые продукты из той части сырья, которая раньше уходила в отходы, увеличить ассортимент выпускаемой продукции, а, следовательно, – снизить себестоимость переработки одной тонны руды.

ИССЛЕДОВАНИЕ ОБОГАТИМОСТИ РЕДКОМЕТАЛЛЬНЫХ РУД АНОМАЛЬНОЙ ЗОНЫ КОВДОРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Бузунова Т.А., Шигаева В.Н.

*Научно-исследовательский и проектный институт обогащения и механической
обработки полезных ископаемых ОАО «Уралмеханобр», e-mail: umbr@umbr.ru*

Abstract. Studies of the mineral and chemical composition of the ore, as well as the metallurgical properties of the ore minerals demonstrated that zirkelite and hatchettolite occur as super-fine intergrowings and are best liberated into the 10-30 μm grain size fraction, so these minerals very easily join the slimes. Thus, due to the natural properties of the host Ta and Nb minerals, and metallurgical features of the ore, the development of the extraction techniques for these metals (Ta and Nb) is problematic.

Ковдорское месторождение апатит-магнетитовых руд было открыто в 1933 году на юго-западе Кольского полуострова в непосредственной близости от г. Ковдор Мурманской области. С этого времени началось интенсивное изучение геологии месторождения и самого Ковдорского массива. Для различных типов железных руд и карбонатитов был детально изучен и описан акцессорный минерал бадделейт – ZrO_2 . Были выявлены также отличительные особенности минерального состава тех железных руд, которые впоследствии стали называться «аномальными» или «редкометалльными»,

вследствие содержания в них аксессуарных минералов группы пироклора, а также циркелита. Именно для этого типа руд был описан новый минеральный вид слюды – тетраферрифлогопит – железомagneзиальная слюда с обратной схемой абсорбции [1, 2].

Редкометалльные руды аномальной зоны (АЗ) располагаются в Центральной части Ковдорского месторождения, которая представлена двумя рудными телами танталоносных залежей, сформировавшихся в позднюю редкометалльную подстадию рудной стадии. Массовая доля Ta_2O_5 и Nb_2O_5 в руде составляет тысячные доли процента, соответственно, 0,012 % и 0,061 %. Руды аномальной зоны представлены гуммит-апатит-кальцит-магнетитовыми разновидностями с тетраферрифлогопитом, местами форстеритом. Наряду с унаследованными минералами в аномальной зоне появились новые генерации форстерита, апатита, магнетита, сульфидов, карбонатов. Новообразованный магнетит отличается повышенным содержанием титана до 1,6 % и в тоже время относительно высоким содержанием железа до 29 %. Основными носителями редкометалльных минералов тантала и ниобия являются минералы циркелит и гатчеттолит имеющие повышенную радиоактивность. Химический состав основных редкометалльных минералов представлен в таблице 1.

Таблица 1 - Химический состав основных редкометалльных минералов

Минерал	Nb_2O_5	Ta_2O_5	U_3O_8	ThO_2	ZrO_2
Гатчеттолит	19,0-51,5	4,6-16,0	4,3-19,6	0,11-5,7	2,0-12,0
Циркелит	14,6-30,2	0,4-2,5	0,0-3,4	0,02-3,7	18,3-41,0

Большая степень срастания данных минералов приходится на бадделеит. Размер включений обычно не превышает 10-30 мкм. Для обоих минералов характерна значительная хрупкость и, соответственно, тенденция к переизмельчению.

В 2017-2018 гг. институтом ОАО «Уралмеханобр» в рамках научно-исследовательской работы проведено изучение вещественного состава редкометалльных руд аномальной зоны Ковдорского месторождения и определена возможность получения при их обогащении товарных бадделеитового и редкометалльного концентратов. Масса технологической пробы составляла 7 тонн. Представленная проба на исследования была близка по химическому составу средним показателям руд аномальной зоны (таблица 2).

Таблица 2 – Химический состав руды

Компонент, %	P_2O_5	$Fe_{общ.}$	ZrO_2	CO_2	Ta_2O_5	Nb_2O_5
в среднем по участку из АЗ (проект)						
Массовая доля, %	5,96	23,40	0,140	-	0,012	0,061
средней пробы по участку из АЗ (испытания)						
Массовая доля, %	5,88	25,00	0,180	14,36	0,011	0,055

Основными минеральными фазами в пробе являются магнетит (30 %), карбонаты 31 % (кальцит – 19 и доломит - 12), флогопит (4%), апатит (12%), оливин (18%), таблица 3. Кроме того, в пробе присутствуют минералы групп пироксенов (диопсид, энстатит и пр.), серпентинов (лизардит, антигорит), сульфидов (пирит, халькопирит, галенит), а также редкометалльные минералы бадделеит, и цирконий содержащие тантало-ниобаты – циркелит, гатчеттолит.

Таблица 3 – Минеральный состав исходной технологической пробы

Минералы		Массовая доля минерала, %
Рудные	Магнетит Fe_3O_4	30
	Апатит $Ca_5[PO_4]_3(F, Cl, OH)$	12
	Ильменит $FeTiO_3$	<1
	Бадделеит ZrO_2	<1
	Сульфиды (пирит, халькопирит, галенит)	1
	Пироклор (гатчеттолит) $(NaCa)_2Nb_2O_6(OH, F)$	<1
	Циркелит $(Ca, Th, Ce)Zr(Ti, Nb)_2O_7$	<1
	Окислы железа (гетит, гематит)	<1
	Прочие рудные (SrO, монацит и пр.)	<1
Нерудные	Оливины (форстерит, фаялит)	18
	Кальцит $CaCO_3$	19
	Доломит, анкерит $Ca(Mg, Fe)(CO_3)_2$	12
	Слюды (флогопит, аннит)	4
	Пироксены (диопсид, энстатит и пр.)	2
	Сerpентины (лизардит, антигорит)	2

Основные рудные минералы магнетит и апатит, а также нерудные – кальцит и доломит имеют высокую степень раскрытия в классе менее 0,16 мм, что нельзя сказать про редкометалльные минералы - бадделеит, гатчеттолит и циркелит, для обогащения которых требуется достаточно тонкое раскрытие сростков в крупности 10-30 мкм.

Зерна тантало-ниобатов циркелита и гатчеттолита в большей степени находятся в сложном срастании между собой, с бадделеитом и магнетитом, имеют особо тонкую вкрапленность. Также, преобладающая часть танталониобатов представлена в виде изоморфных примесей в магнетите, ильмените и бадделеите, не извлекаемых при обогащении. Для обоснования методов дальнейшего обогащения проанализированы разделительные признаки минералов представленной пробы [3]. Минералы, присутствующие в пробе, имеют различия по следующим признакам: плотность, удельная магнитная восприимчивость, удельная электропроводность и диэлектрическая проницаемость. Таким образом, предполагаемая технология может включать гравитационные, магнитные и электрические методы обогащения.

На основании проведенных технологических исследований [4] исходной пробы на обогатимость установлено, что наиболее эффективными методами обогащения редкометалльных минералов являются: магнитная сепарация в высоком магнитном поле, концентрация на столе, тонкое грохочение по классу 0,16 мм. Испытанная технология позволила получить: кондиционный железный концентрат по содержанию железа 67,1 %, по примеси оксида фосфора – 0,14 % и апатитовый продукт с содержанием P_2O_5 – 23,0 %. Получение удовлетворительных результатов по качеству тантал-ниобиевого концентрата механическими методами обогащения невозможно по ряду установленных причин:

- низкого содержания Nb_2O_5 и Ta_2O_5 в руде, соответственно, 0,055 и 0,011 %,
- присутствия в руде наряду с гатчеттолитом заметных количеств циркелита, содержащего всего лишь от 0,4 до 2,5 % Ta_2O_5 ,
- особо тонкой вкрапленности гатчеттолита и циркелита 10-20 мкм, сложном взаимопроращении редкометалльных минералов и низкой степени раскрытия, которая составляет в крупности менее 10-20 мкм – 60-70 %,

- наличия преобладающей части тантала и ниобия в виде изоморфных примесей в магнетите, ильмените и бадделеите не извлекаемых при обогащении,
- сильной шламуемости минералов гатчеттолита и циркелита и перехода их в процессе обогащения в шламовые фракции, несмотря на бережное измельчение и стадийное обогащение.

В результате седиментационного анализа хвостов мокрой магнитной сепарации установлено, что основное количество изучаемых оксидов: ZrO_2 , Nb_2O_5 , P_2O_5 , сконцентрировано во фракциях более 10 мкм, а именно (извлечение): ZrO_2 - 93,79 %; Nb_2O_5 - 93,57 %; P_2O_5 - 91,94 %. Исключение составляет Ta_2O_5 , который весь сконцентрирован на 63,77 % в классе менее -20+10 мкм, и на 36,33 % - в классе менее 10 мкм. Это показывает, что минералы, содержащие Ta_2O_5 практически не могут быть извлечены механическими процессами обогащения, а требуют гидрометаллургической или химической обработки. Анализ технологических потерь по схеме обогащения показал, что технология обогащения руды аномальной зоны Ковдорского месторождения не позволяет с помощью механических методов обогащения эффективно извлечь минералы тантала и ниобия. Их общие потери составляют 78-79 %, большая часть теряется с железным концентратом, бадделеитовым концентратом и со шламами.

Список использованных источников

1. Римская-Корсакова О.М., Краснова Н.И. Геология месторождений Ковдорского массива, С. Петербургский Государственный Университет, 2002, с. 146.
2. Афанасьев Б.В. Минеральные ресурсы щелочно-ультраосновных массивов Кольского полуострова. Изд. «Роза ветров», 2011, с. 224.
3. Козин В.З. Исследование руд на обогатимость: Уч. пос. - Екатеринбург, УГГУ, 2009, с. 380.
4. Отчет о НИР «Изучение редкометалльных руд аномальной зоны Ковдорского месторождения магнетитовых и апатитовых руд с целью оценки возможности получения тантала и ниобия», Екатеринбург, ОАО «Уралмеханобр», Кн. 1, Бузунова Т.А., 2018, с. 277.

ОСОБЕННОСТИ ПЕРЕРАБОТКИ СОРБЦИОННО-АКТИВНЫХ УГЛИСТЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД

Бывальцев А.В.

АО «Иргиредмет», г. Иркутск, Россия, e-mail: torrot_2008@mail.ru

Abstract. The review of Irgiredmet JSC achievements in the field of carbonaceous ores processing is given. The issues which arise in the course of this raw materials processing and the ways of preg-robbing activity solving are considered.

За последнее десятилетие «Иргиредмет» провёл технологические исследования золотосодержащих руд более 250 месторождений, расположенных на территории России и стран ближнего зарубежья. Среди них руды 32 месторождений отличались высокой сорбционной активностью (СА) в цианистом процессе, не позволяющей эффективно проводить их прямую гидрометаллургическую переработку. В ряде случаев при

обогащении руд получали концентраты, также проявляющие неприемлемо высокую СА и требующие особых способов переработки.

Во всех случаях СА была связана с присутствием в рудах органического углерода. Это вещество представляет собой одну из множества промежуточных стадий геологического превращения относительно легких насыщенных органических веществ в антрациты с высокой степенью карбонизации. СА углерода в цианистом процессе может отличаться на порядки – быть на уровне активированных углей, вообще не проявляться или проявляться слабо. Предположительно, кроме «степени старения» углистого вещества на его сорбционные характеристики в цианистом процессе влияет тип субстрата, физико-химические и гидрологические условия залегания руды.

Для различного углеродсодержащего сырья в целом наблюдается обратная зависимость СА от температуры, аналогично активным углям. Однако, эффект снижения сорбционной активности может существенно варьироваться от практически полного до ничтожного. Это объясняется смешанным механизмом сорбции золота, так как любое углистое вещество состоит из двух различных фракций: более карбонизированной графитоподобной, для которой наблюдается физическая адсорбция, и битумоподобной, для которой характерна хемосорбция. Отмечено, что хвосты цианирования сорбционно-активного сырья представляют сложный продукт и с аналитической точки зрения. Во многих случаях до 70 % золота, сорбированного твёрдой фазой при цианировании, не определяется в последствии пробирным анализом, который даёт существенное занижение результатов и не является достоверным для данных случаев.

На рисунке представлена зависимость количества золота, не определяемого пробирным анализом, от общего количества золота, сорбированного твёрдой фазой пульпы. Это означает, что на некоторых предприятиях, перерабатывающих сорбционно-активное сырьё, реальные потери золота с хвостами цианирования могут быть занижены. То же относится к предприятиям, использующим методику пробирного анализа «глухо упаренных» проб, являющуюся потенциальным источником погрешности по схожим причинам.

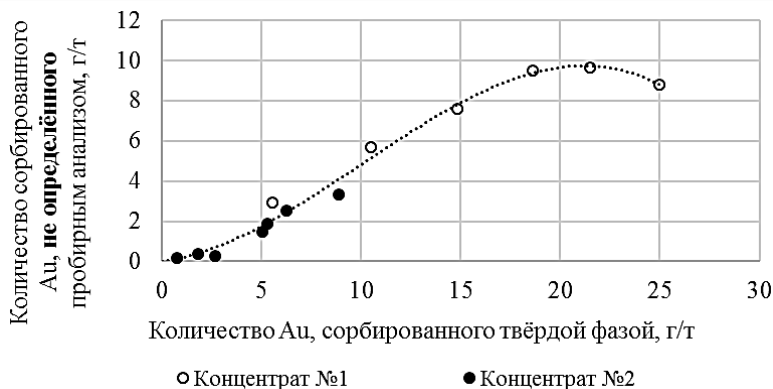


Рисунок – Зависимость количества золота, не определяемого пробирным анализом, от содержания сорбированного золота для двух углистых концентратов различных месторождений

С другой стороны, для некоторых продуктов наблюдается полная достоверность результатов классического пробирного анализа. Таким образом, типовой пробирный анализ не является заведомо достоверным для хвостов цианирования сорбционно-активного сырья и требуется разработка эталонного заведомо достоверного способа анализа.

Таблица – Примеры разработанных «Иргиредметом» технологий переработки сорбционно-активных углистых золотосодержащих руд

Параметры и показатели		Значения					
Характеристика вещественного состава руды		Углистые сланцы с прожилками золото-содержащих сульфидов и кварца	Золото-кварцевая убогосульфидная руда				
			Первичная	Смешанная		Окисленная	Смешанная
Содержание	Au, г/т	2,4	1,61	1,54	1,56	1,24	4,5
	S _{орг} , масс. %	1,55	0,41	0,80	0,30	0,65	0,34
	Угlistое вещество, масс. %	6,3	1,0	1,4	0,40	0,90	0,50
	S _{сульф} , масс. %	1,33	0,53	0,98	0,26	0,067	0,85
Доля Au в цианируемой форме (по рац. анализу), %		91,7	76,3	86,8	79,5	96,8	94,1
*Концентрация Au в жидкой фазе пульпы при прямом цианировании руды, мг/л		< 0,1					
Разработанная технология переработки руды		Гравитационно-флотационное обогащение с интенсивным цианированием гравиконоцентрата,			Прямое цианирование руды	Гравитационное обогащение с интенсивным цианированием гравиконоцентрата и сорбционным цианированием хвостов гравитации	Гравитационно-флотационное обогащение с интенсивным цианированием гравиконоцентрата и сорбционным цианированием флотоконцентрата
		с сорбционным цианированием флотоконцентрата	бисерный помол и сорбционное цианирование флотоконцентрата	с сорбционным цианированием флотоконцентрата			
Способ снижения сорбционной активности, давший наибольший эффект		Гравио-флотоперечистка флотоконцентрата	Добавка ПАВ, подавляющая флотацию углистого вещества при сульфидной флотации	Добавка керосина на измельчение руды, подавляющая её сорбционную активность при цианировании	Добавка ПАВ в питание цианирования, подавляющая его сорбционную активность	Обработка флотоконцентрата гипохлоритом кальция, подавляющая его сорбционную активность	
Сквозное извлечение Au из руды по разработанной технологии		89,5%	75,0%	85,5%	74,8%	91,2%	87,1%

* Примечание. Условия цианирования: без сорбента; крупность руды – 80-85 % класса минус 0,071 мм; отношение Ж:Т – 1:1; концентрация NaCN – 1 г/л; pH ~ 11, продолжительность – 48 ч.

Как показала практика, для различных видов сырья наблюдаются различные закономерности, а максимальный эффект снижения СА достигается различными способами, такими как:

- предварительное флотационное удаление углистого вещества из руды;
- добавки ПАВ, снижающие извлечение углистого вещества в концентрат сульфидной флотации;
- предварительное удаление углистого вещества из концентратов гидроклассификацией;
- гипохлоритное окисление углистого вещества перед цианированием;
- добавки керосина и ПАВ, снижающие сорбционную активность углистого вещества в цианистом процессе;
- применение повышенных температур для снижения сорбционной активности хвостов цианирования.

Для упомянутых в начале статьи 32-х сорбционно-активных руд «Иргиредмет» разработал эффективные технологии переработки, ряд объектов введены в промышленную эксплуатацию. Тем не менее, в каждом конкретном случае приходилось перебирать все известные приёмы по подавлению СА, чтобы выявить наилучший. Примеры разработанных нами технических решений приведены в таблице.

В целом знания об особенностях переработки сорбционно-активного сырья постоянно пополняются, но при этом остаются эмпирическими и мало систематизированными. АО «Иргиредмет» предлагает объединить усилия научного сообщества и заинтересованных организаций по сбору единообразных научно-технических данных по углистому золотосодержащему сырью. Статистическая обработка единообразных данных для множества типов сырья и корректная оценка полученных результатов в идеале позволит классифицировать различные формы органического углерода и предсказывать наиболее эффективный способ борьбы с ним, что может снизить затраты на НИР и повысить извлечение золота на действующих ЗИФ.

СОРБЦИОННОЕ ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА С ПРИМЕНЕНИЕМ НИЗКООСНОВНОГО АНИОНИТА

Войлошников Н.С., Войлошников Г.И., Соловеев Н.П., Григорьева И.И.
АО «Иргиредмет», г. Иркутск, Россия, e-mail: gold@irgiredmet.ru

Abstract. This paper is devoted to study of adsorption properties of medium base resin PuroLite S992 (PuroGold). Some adsorption regularities and the affinity of resin to metal cyanide complexes were investigated.

Использование низкоосновных анионитов – перспективное направления развития сорбционной технологии извлечения благородных металлов. В институте «Иргиредмет» накоплен большой опыт по поиску и исследованию свойств ионитов различной основности.

В данной работе исследованы некоторые закономерности сорбции цианистых комплексов металлов анионитом марки PuroLite S992 (выпускаемым под торговой маркой PuroGold). Известно, что сорбция золота с применением низкоосновных анионитов осуществляется при достаточно низкой величине рН растворов. Величина рН оказывает

существенное влияние на сорбцию золота из цианистых растворов. Так, с повышением pH исходного раствора от 9,1 до 12,2 коэффициент распределения по золоту для анионита PuroGold снижается в 7,5 раз, по серебру – в 8,9 раза. Оптимальной величиной для ведения сорбционного процесса является значение pH в интервале 10,0-10,5.

Определена изотерма сорбции золота из монокомпонентного раствора, которая удовлетворительно описывается уравнением Фрейндлиха: при равновесной концентрации золота в растворе 1 мг/л емкость анионита PuroGold по золоту составляет 15 мг/г.

Изучена сорбция анионитом цианид-, тиоцианит-ионов и металлов-примесей из монокомпонентных синтетических растворов. Максимальная емкость анионита по CN- иону составила 5 мг/г, по тиоцианат-иону – 13,5 мг/г. При равновесной концентрации металлов в растворе 1 мг/л емкость сорбента по серебру составила 3 мг/г, по меди – 0,5 мг/г, по цинку – 2,5 мг/г, по железу – 1,5 мг/г.

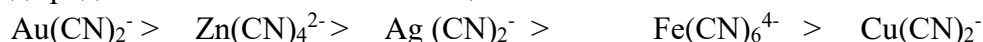
Для оценки селективности анионита к цианистым комплексам металлов проведены исследования по их сорбции из поликомпонентного раствора с равномолярной концентрацией металлов 0,1 мг-экв/л, концентрацией NaCN 5,7 мг-экв/л, pH 10,4. Результаты анализа анионита приведены в таблице.

Таблица – Емкость анионита PuroGold при сорбции металлов из поликомпонентного синтетического раствора

Емкость смолы, мг/г (мг-экв/г)					Σ примесей, мг-экв/г	Коэффициент разделения
Au	Ag	Cu	Zn	Fe		
30,7 (0,155)	0,935 (0,008)	0,068 (0,001)	7,5 (0,05)	1,02 (0,006)	0,065	2,38

Коэффициент разделения золота для смолы PuroGold составил 2,38.

Ряд сродства анионита PuroGold к цианистым комплексам металлов имеет вид:



Проведены исследования по сорбции золота из технологических растворов различного состава.

Для растворов цианирования руды простого вещественного состава (концентрация золота 2,2 мг/л, серебра – 1,06 мг/л, меди – 3,25 мг/л, цинка – 5,2 мг/л, железа – 12,6 мг/л, SCN⁻ - 8,6 мг/л) коэффициент распределения по золоту при равновесной концентрации металла ~0,4 мг/л для исследуемого анионита составил $8,23 \cdot 10^3$. В данных условиях сумма металлов-примесей составила 0,0634 мг-экв/г, коэффициент разделения – 0,256.

Для растворов цианирования руды с более высокой концентрацией золота (~ в 4 раза) и серебра (~7 раз) при близкой концентрации металлов-примесей коэффициент распределения для анионита составил $7,8 \cdot 10^3$. Суммарная емкость по металлам-примесям составила 0,0467 мг-экв/г, коэффициент разделения – 0,659.

В целом проведенные исследования подтверждают возможность использования анионита PuroGold в схемах извлечения золота. При условии более простой схемы регенерации анионита щелочно-цианистым раствором значительно сокращаются капитальные и эксплуатационные затраты, что имеет большое значение при переработке руд с низким содержанием золота.

ИЗВЛЕЧЕНИЯ НИКЕЛЯ ИЗ МАТОЧНОГО РАСТВОРА МЕДНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Холикулов Д.Б., Болтаев О.Н., Муносибов Ш.М.

*Алмалыкский филиал Ташкентского государственного технического университета,
г. Алмалык, Республика Узбекистан*

Abstract. In this paper, the possibility of extracting metal ions from mother liquors of the vitriol shop is considered. The methodology of the experiments was determined. The basis of the process under study is the process of ion flotation. The work established the dependence of the degree of deposition of metals on the pH of the solution, the concentration of the collector and the duration of flotation.

Экономия и резкое снижение уровня потерь цветных металлов при производстве меди являются одними из приоритетных задач современного развития металлургического производства.

Учитывая, что их решение должно удовлетворять требованиям экологии, актуальной представляется разработка и внедрение альтернативных технологий переработки отходов медного производства, позволяющих извлечь все ценные компоненты.

Одним из ценных компонентов отходов медного производства, является никель.

Узбекистан не имеет никелевых месторождений и производства никеля. Весь никель является импортным.

По разным оценкам потребление никеля в Узбекистане составляет от 5 тыс. т. до 7 тыс. т для производства сплавов никеля и гальванотехники. Некоторые отходы и растворы медного производства содержат значительное количество никеля, извлечение которого из них позволяет повысить технико-экономические показатели медного производства.

В данном проекте будут проводиться исследования по разработке и внедрению новых малоотходных, экологически малоопасных, ресурсосберегающих технологий извлечения никеля из отходов медного производства и дополнительные новые рабочие места. В основе исследуемого процесса лежит процесс ионной флотации.

Для извлечения металлов из сбросных растворов с низкими содержаниями допустимо применение процесса ионной флотации исходя из следующих преимуществ:

- 1) обладание высокой производительностью (время флотации составляет несколько минут);
- 2) эффективность при низких концентрациях металла в растворе (от долей миллиграмма до сотен миллиграммов в литре);
- 3) низкая потеря органического реагента при правильно выбранном реагентом режиме (не превышает нескольких миллиграммов в литре);
- 4) отличие низким капиталовложением.

Одним из основных факторов, влияющих на эффективность ионной флотации является pH среда, которая может влиять следующим образом: воздействием на растворимость сублата (извлекаемый в пену продукт); воздействием на заряд извлекаемого иона; изменением соотношения ион-собиратель; воздействием на устойчивость пены.

Для проведения исследований были отобраны маточные растворы купоросного цеха. Объем стоков – 20-30 м³/сут. Содержание серной кислоты – 4÷7 г/дм³.

Результаты химического и фазового анализа приведены в таблицах 1 и 2. Из таблицы 1 видно, что промышленный интерес для извлечения металлов представляют никель, медь, цинк, железо.

Сложность переработки раствора связана с высоким содержанием кислоты.

Таблица 1 - Результаты химического анализа маточного раствора купоросного цеха МПЗ

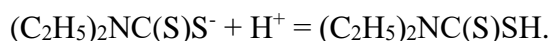
Химический состав, g/dm							
H ₂ SO ₄	Cu	Zn	Fe	Ni	Sb	Mo	As
7	62,5	0,21	0,052	12,5	0,35	0,002	0,14

Таблица 2 - Результаты фазового анализа

Соединение	CuSO ₄	NiSO ₄	FeSO ₄	ZnSO ₄	HSbO ₂	HAsO ₂	H ₂ SO ₄
Содержание, g/dm	156,9	32,94	0,14	0,518	0,445	0,2	7

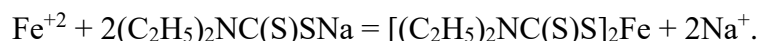
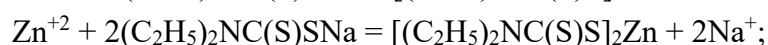
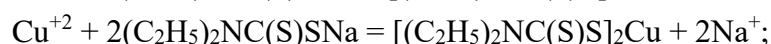
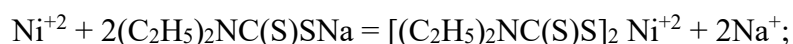
Для проведения исследований использовали реагент 3-водный N, N-диэтилдитиокарбамат натрия Sodiumdiethyldithiocarbamate 3-aqueous, представляющий собой белый или белый с желтоватым или сероватым оттенком кристаллический порошок, растворимый в воде и спирте.

К настоящему времени получила экспериментальное подтверждение теория последовательных реакций разложения ДЭДТК натрия в кислых средах. На первой стадии происходит гидролиз аниона



На второй, протекающей значительно более медленно, происходит распад одноосновной диэтилдитиокарбамовой кислоты с образованием соответствующего вторичного амина и сероуглерода $(C_2H_5)_2NC(S)SH^- + H^+ = (C_2H_5)_2NH_2 + CS_2$.

Возможность применения ДЭДТК натрия для связывания ионов металлов в кислых водных растворах определяется склонностью данного металла образовать прочные соединения с данным реагентом, а не скоростью распада реагента. Взаимодействие металлов с ДЭДТК натрия протекает в результате следующей реакции:



Для определения оптимальной кислотности раствора были проведены эксперименты при различных значениях рН.

Для регулирования рН значение использовали раствор NaOH. В качестве собирателя использовали ДЭДТК натрия, а в качестве пенообразователя трансформаторное масло Т-80.

Результаты экспериментов показывает, что максимальное извлечение металлов наблюдается при рН=6 и составляет 55-75 %.

Найденные технологические решения могут быть применены в других отраслях, связанных с переработкой металлосодержащих продуктов.

**ОСОБЕННОСТИ РАСТВОРЕНИЯ И РАЗЛОЖЕНИЯ ОЗОНА
В УСЛОВИЯХ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ МЕТАЛЛОВ ИЗ СУЛЬФИДОВ***

Крылова Л.Н.¹, Селиверстов А.Ф.²

¹ *Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»
Минобрнауки России, г. Москва, Россия, e-mail: krulov@yandex.ru*

² *Институт физической химии и электрохимии им. А.Н.Фrumкина РАН*

Abstract. Experimentally studied the dissolution and decomposition of ozone in an aqueous solution of sulfuric acid, depending on the concentration of acid and copper ions, temperature and duration of ozonation. Established new patterns of dissolution and decomposition of ozone, affecting the parameters of technological processes with the use of ozone.

С целью определения механизма действия озона и параметров окислительного выщелачивания металлов из сульфидных минералов с участием озона исследовано растворение и разложение озона большой концентрации в водных растворах серной кислоты. Большинство исследований растворимости озона проведено для воды, немногочисленные данные для растворов серной кислоты противоречивы. По результатам Меркуловой В.П. [1] с повышением концентрации кислоты от 10 до 100 г/дм³ и концентрации озона от 6,3 до 9,7% об. растворимость озона уменьшается на $0,4 \div 0,7 \times 10^{-6}$ моль/см³. Каштанов Л.И. и Олещук О.Н. [2] показали, что при увеличении концентрации серной кислоты до 50% растворимость озона повышается, затем начинает снижаться до значений меньше, чем растворимость в воде.

В работе [3] установлено, что при концентрации озона в газе 10 мг/дм³ и температуре 24°C с увеличением концентрации H₂SO₄ до 10 М растворимость озона снижается, кажущаяся константа Генри уменьшается с 0,25 до 0,04. По данным [4] растворимость озона в 5 М растворах серной кислоты увеличивается при уменьшении температуры от 70 до 25°C, коэффициент растворимости озона возрастает с 0,13 до 1,47.

Растворимость озона исследована в диапазоне концентрации кислоты 2 ÷ 600 г/дм³, при концентрации озона 180,0 мг/дм³ в кислороде, расходе озono-кислородной газовой смеси 1 ÷ 5 мл/с, температуре 20 ÷ 50°C, длительности озонирования до 30 мин. Установлено, что в интервале концентрации серной кислоты 10 ÷ 100 г/дм³ растворимость озона практически не меняется, концентрация озона в растворе колеблется около 38 мг/л, коэффициент растворимости озона R_f равен 0,21. При повышении концентрации кислоты более 100 г/дм³ концентрация растворенного озона начинает снижаться и при 600 г/дм³ достигает 27,5 мг/дм³ (рисунок 1).

При повышении температуры растворимость озона в сернокислотном растворе снижается почти линейно, при увеличении температуры с 20°C до 50°C концентрация растворенного озона уменьшается с 38 мг/л до 27 мг/л (в 1,4 раза) и коэффициент растворимости уменьшается с 0,21 до 0,15 (рисунок 2).

На растворимость газов в водных растворах влияет присутствие различных примесей - ионов металлов, твердых взвесей. Влияние присутствия ионов меди на

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

растворимость озона в сернокислых растворах изучено при температуре 20°C, концентрации серной кислоты 80 г/дм³ с добавлением сульфата меди.

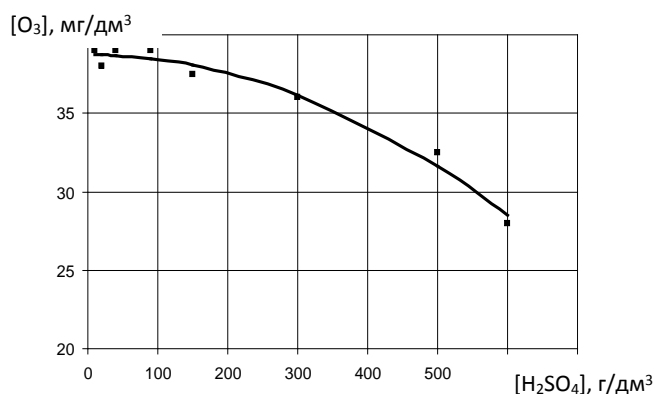


Рисунок 1 – Зависимость растворения озона от концентрации серной кислоты при T = 20°C

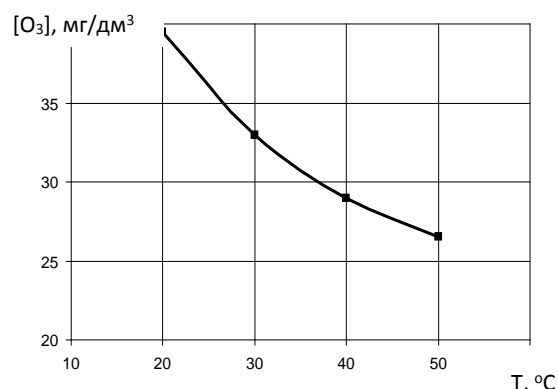


Рисунок 2 - Растворение озона в водном растворе серной кислоты от температуры при [H₂SO₄]=80 г/дм³

При увеличении концентрации ионов меди с 5 до 30 г/дм³ снижение растворимости озона в растворе небольшое, всего на 6% (таблица). Чем выше концентрация меди в растворе, тем меньше влияет присутствие меди на растворимость озона.

Таблица – Влияние ионов меди на растворимость озона в растворах серной кислоты 80 г/дм³

Концентрация меди, г/дм ³	Концентрация растворенного озона, мг/дм ³	Коэффициент растворимости озона, R _t
5,0	56,5	0,314
10,0	55,0	0,306
20,0	53,5	0,297
30,0	53,0	0,294

В озоне связь между атомами кислорода О-О (энергия связи 146 кДж/моль) более чем в 3 раза слабее, чем в кислороде О=О (493,6 кДж/моль), что является причиной нестабильности озона в воздухе, в воде и растворах, особенно при действии квантов света, повышенной температуре и взаимодействии с различными веществами. Разложение озона в водном растворе кислоты происходит по возможным первичным реакциям (1), (2), реакциям развития цепного механизма разложения (3)-(5) и обрыва цепей в результате объединения атомов кислорода с образованием молекул кислорода и рекомбинации переносчиков цепи с образованием пероксида водорода (6), (7) [5].



Устойчивость озона в водных растворах зависит от ряда факторов, один из которых значение рН. Известно, что при переходе от щелочных условий к нейтральным и кислым

устойчивость озона существенно увеличивается, что определяется иным механизмом разложения.

Исследования разложения озона в растворах серной кислоты концентрацией 10÷500 г/дм³ показали, что кинетика разложения озона в растворах серной кислоты существенно отличается от кинетики разложения в дистиллированной воде (рисунок 3).

На кинетических кривых разложения озона в растворе кислоты концентрацией 10÷150 г/дм³ наблюдаются участки стабильности, когда озон практически не разлагается, концентрация озона в растворе изменяется незначительно и может считаться постоянной. При увеличении концентрации серной кислоты продолжительность стабильности озона уменьшается: при концентрации кислоты 10 г/дм³ озон не разлагается в течение первых 60 мин озонирования и затем разложение начинает ускоряться, при 40 г/дм³ – в течение 40 мин, при 80 г/дм³ – 40 мин, при 150 г/дм³ – 20 мин, при концентрации кислоты 500 г/дм³ и в дистиллированной воде участок стабильности озона отсутствует.

Таким образом, озон в растворах серной кислоты концентрацией 10÷100 г/дм³ в течение первых 40÷60 мин озонирования стабилен и концентрацию озона в этот период можно считать приблизительно постоянной.

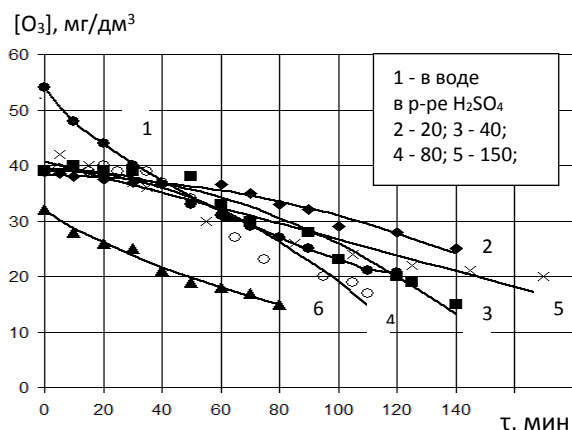


Рисунок 3 – Зависимость скорости разложения озона в растворе от концентрации серной кислоты, T=20°C

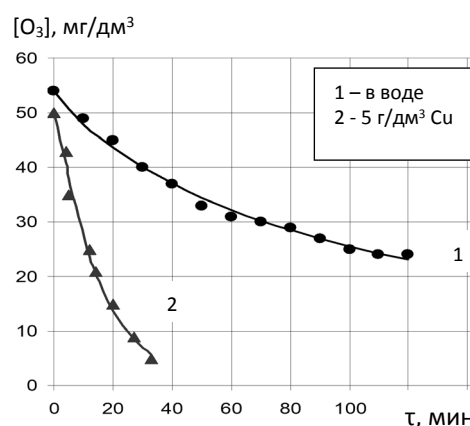
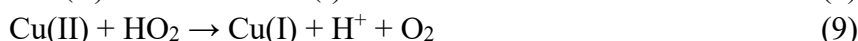
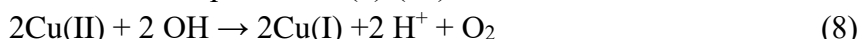


Рисунок 4 – Влияние ионов меди на разложение озона в растворе серной кислоты [H₂SO₄] = 80 г/дм³

В присутствии в растворе серной кислоты концентрацией 80 г/дм³ 5 г/дм³ ионов меди кинетика разложения озона отличается от кинетики разложения в растворе без меди – участок стабильности отсутствует, и от кинетики разложения в дистиллированной воде (рисунки 3 и 4).

Скорость разложения озона в сернокислом растворе сульфата меди почти в 2,8 раза превышает скорость разложения в воде, что объясняется каталитическим действием ионов меди на разложение озона и развитием цепного механизма взаимодействия ионов меди с продуктами разложения озона по реакциям (8)-(10).



В результате исследований установлены особенности растворения и разложения озона в водных растворах серной кислоты, которые влияют на определение параметров технологических процессов с использованием озона.

В интервале концентрации серной кислоты $10 \div 100$ г/дм³ растворимость озона практически одинакова, снижается при увеличении концентрации кислоты более 100 г/дм³, озон в течение первых 40÷60 мин озонирования относительно стабилен, разлагается незначительно, концентрацию озона в этих условиях можно считать постоянной.

В присутствии 5 г/дм³ ионов меди в сернокислом растворе скорость разложения озона почти в 2,8 раза превышает скорость разложения в воде, период стабильности озона отсутствует, при увеличении концентрации ионов меди с 5 до 30 г/дм³ снижение растворимости озона небольшое.

Список использованных источников

1. Меркулова В.П. Исследование взаимодействия сульфидных минералов тяжелых цветных металлов с озонированными сернокислыми растворами: автореф. дис... к.т.н.: 05.16.02. М., 1969. – 24 с.
2. Каштанов Л.И., Олещук О.Н. К вопросу о растворимости озона в воде и серной кислоте различной концентрации. // Журн. общей химии. - 1937. - т.7. - №5. - с.839-842.
3. Леванов А.В., Кусков И.В., Зосимов А.В. и др. Растворимость и кинетика гибели озона в водных растворах серной и фосфорной кислот // Вестник Моск. ун-та сер.2. Химия. - 2002. - т.43. - №5. - с.286-287.
4. Ершов Б.Г., Панич Н.М. Растворимость и разложение озона в растворах серной и хлорной кислот в диапазоне температур от 25 до 70°C // Доклады Академии наук. - 2015. - т.465. - №2. - с.190-193.
5. Матяш И.В., Иваницкий В.П., Самчук А.И., Швец Д.И. // Журнал физической химии. - 1984. - т. LVIII. - №5. - с.1169-1172.

ЗАВЕРШАЮЩИЙ ЭТАП РЕКОНСТРУКЦИИ ТАЛНАХСКОЙ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ

Лесникова Л.С., Юрьев А.И., Умышева А.А.

*Заполярный филиал ПАО «ГМК «Норильский никель», г. Норильск, Россия
e-mail: lesnikovals@nornik.ru*

Abstract. One of the strategic directions of the Norilsk Nickel Company is to increase production efficiency. At the same time, an integral condition for the implementation of new projects is to increase the complexity of the use of raw materials and reduce the environmental burden on the environment.

В 1981 г. было закончено строительство ТОФ, проектная мощность фабрики была рассчитана на переработку богатых медно-никелевых руд рудников «Октябрьский» и «Таймырский» и не превышала 3 млн.т. в год. С целью увеличения объемов перерабатываемого сырья ТОФ была неоднократно модернизирована и переоборудована.

В рамках крупномасштабного проекта по расширению фабрики в 2017 году мощность фабрики увеличена до 10 млн.т. в год. (реализовано два пусковых комплекса). Следующим этапом предусмотрена реализация завершающего, третьего пускового комплекса (ПК) с переориентацией рудных потоков Талнахского рудного узла (ТРУ) полностью на ТОФ (за исключением медистой руды рудника «Октябрьский», перерабатываемой на 2 ПК ТОФ), что значительно снизит затраты на их транспортировку

и повысит технико-экономические показатели их переработки за счет применения нового современного оборудования. После реализации 3-го ПК годовая производительность ТОФ будет увеличена дополнительно еще на ~80%. ТРУ сложен из двух главных месторождений сульфидных медно-никелевых руд Талнахского и Октябрьского. Главными рудообразующими минералами являются пентландит, пирротин, халькопирит. Другие сульфидные минералы встречаются редкими единичными зернами (миллерит, кубанит, валлериит, борнит и другие). Образование руд Талнахского месторождения, также, как и соседнего Октябрьского связано с глубинным Норильско-Хатангским разломом и крупными сформированными на глубине магматическими телами (интрузиями) габбро-долеритов. Переработка руд была начата на реконструированных площадях НОФ (ранее Большая ОФ), запущенной в 1948 г для обогащения бедных вкрапленных руд месторождения Норильск I. Строительство Талнахской фабрики (ТОФ) было завершено к 1981 году, после запуска на фабрику был перенаправлен поток богатых руд, часть богатых руд до 2003 года продолжала поступать на НОФ.

ТРУ – основа сырьевой базы Заполярного филиала (ЗФ) Компании, представлен рудными телами разных типов. Разработка рудных тел ведется подземным способом: протяженность подземных выработок исчисляется многими сотнями километров, причем часть из них ведет на более чем километровую глубину. Многие технологии прокладки выработок и добычи в экстремальных природных условиях Заполярья были впервые применены именно на Талнахских рудниках, некоторые остаются уникальными по сей день. Большая часть запасов богатых руд в центральной части ТРУ уже выработана, но объемы добычи не снижаются: идет интенсивное освоение вкрапленных руд и крупных, не освоенных прежде, залежей на «флангах» месторождений. Для их разработки уже в начале XXI в. на Талнахском месторождении был открыт новый рудник «Скалистый». По современным оценкам, при нынешних объемах добычи и переработки ТРУ способен обеспечить рудными запасами ЗФ как минимум на несколько десятков лет вперед. В настоящее время НОФ продолжает перерабатывать руды Талнахского рудного узла: на секции переработки вкрапленных руд совместно с рудой месторождения Норильск-1 (рудник «Заполярный») перерабатывается руда рудников «Маяк» и «Комсомольский», на отдельной секции перерабатывается шихта медистых руд рудников Талнаха – Октябрьского и Комсомольского.

Для обеспечения высоких технологических показателей 3 ПК совместной работой группы специалистов Головного офиса Компании, Заполярного филиала и ООО «Институт Гипроникель» были сформированы основные направления для проработки конфигурации схемы и реагентных режимов. В основу технологической схемы при разработке Технологического регламента на проектирование ООО «Институт Гипроникель» была положена селективно-коллективная схема переработки шихты медистых руд НОФ с последовательным получением медного и никель-пирротинового концентратов. Долевой состав перспективной шихты, которая в основном представлена вкрапленными рудами, приведен в таблице.

Основным мотивом для использования гравитационных методов обогащения явилась повышенная степень минерализации при высокой контрастной плотности и низкой флотационной активности собственных минералов металлов платиновой группы.

Таблица – Долевой состав шихты

Рудопоток	Доля в шихте, %
Медистая руда рудника «Комсомольский»	21,38
Вкрапленная руда рудника «Таймырский»	1,26
Вкрапленная руда рудника «Октябрьский»	29,56
Вкрапленная руда рудника «Комсомольский»	35,22
Вкрапленная руда рудника «Маяк»	12,58

После проведенных полномасштабных исследований принято решение о применении гравииобогащения в голове процесса с последующим флотационным обогащением. Таким образом, впервые будет реализовано гравитационное обогащение для всего объема добываемой медистой и вкрапленной руды (за исключением медистой руды рудника Октябрьский, перерабатываемой на 2 ПК ТОФ, крупность минералов благородных металлов в которой ниже эффективно извлекаемой гравитационными методами).

Для выполнения расчетов по выбору основного технологического оборудования передела измельчения ЗПК с привлечением ФГБУВПО «Национальный минерально-сырьевой университет «Горный» были детально изучены физико-механические свойства отдельных типов руд входящих в шихту, определены энергетические индексы измельчения и абразивного износа рудоподготовительных агрегатов: тестирование для определения параметров полусамои измельчения (DWT, SMC), определены рабочие индексы Ф. Бонда (BW_i).

На основе выполненных расчетов и моделирования с применением программы JKSimMet определена конфигурация схемы и требуемые характеристики основного оборудования. Рудоподготовительный комплекс исходного сырья ЗПК базируется на применении в голове процесса полусамои измельчения, также как и на 2 ПК, что позволяет унифицировать оборудование и открывает возможность переработки шихты 2 ПК в цикле измельчения 3 ПК при производственной необходимости.

Сложность вещественного состава вкрапленных руд предопределяет постоянный поиск и внедрение нетрадиционных технических решений. Известные технологии, эффективно используемые в других горно-металлургических компаниях, в условиях Норильска по ряду критериев оказываются несостоятельными, а в отдельных случаях – нереализуемыми, как по причине специфики руд, так и вследствие особенностей природных и климатических условий района.

Поиск путей повышения эффективности обогащения вкрапленных руд включает два основных аспекта: увеличение извлечения цветных и драгоценных металлов, и улучшение качественных показателей селективных концентратов, в первую очередь, по содержанию никеля и меди в одноименных концентратах.

Задача повышения качества выделяемых концентратов перспективной технологии решается за счет снижения содержания в нем доли породных составляющих при максимальном увеличении целевого извлечения ценных компонентов. Реагентами, усиливающими селективность разделения сульфидных и флотоактивных породных минералов, являются депрессоры пустой породы, широко используемые на ряде российских и зарубежных обогатительных фабриках. Реагентный режим ЗПК также предусматривает применение депрессора на основе КМЦ.

Ожидаемые качественно-количественные показатели переработки шихты 3 ПК имеют высокий уровень, что является залогом быстрой окупаемости реализации проекта 3 ПК ТОФ. Так, прогнозируемое извлечение в коллективный концентрат никеля составляет более 80 %, меди – более 92 %. В конце 2018 года на флотационной мини-пилотной установке ТОФ были проведены полупромышленные испытания, подтвердившие показатели извлечения.

Транспортировка выделяемых концентратов и отвальных хвостов ЗПК будет осуществляться после их объединения с аналогичными продуктами 2ПК в существующих сгустителях, для увеличения производительности которых будет проведена реконструкция по технологии высокоскоростного сгущения (High Rate Thickener) компании «Outotec». Реконструкция отделения сгущения позволяет увеличить производительность ТОФ без увеличения производственных площадей, часть сгустителей была успешно модернизирована на этапе 2ПК.

Совершенствование технологических процессов, модернизация оборудования и реконструкции основных переделов в конечном итоге несмотря на постоянное снижение качества и усложнение минералогического состава поступающей в переработку руды позволила значительно повысить эффективность всего обогатительно-металлургического комплекса ЗФ и реализовать возможность системного решения экологических проблем, в том числе осуществить закрытие находящегося в черте города Никелевого завода и направить весь объем никельсодержащего сырья на Надеждинский металлургический завод имени Б.И. Колесникова. За счет модернизации производства ЗФ планирует к 2023 году сократить выбросы вредных веществ в атмосферу на 75% (к уровню начала реализации проекта реконструкции ТОФ и реконфигурации обогатительно-металлургического передела).

Современные тенденции в создании и эффективном использовании флотационных реагентов для извлечения не только цветных, но и благородных металлов и платиноидов заключаются в создании селективных реагентов направленного действия на основе введения в их структуру донорно-акцепторных заместителей и ионов-комплексобразователей, сочетания ионогенных и неионогенных собирателей, физически и химически сорбируемых реагентов [1, 2]. Таким образом, к моменту освоения ЗПК, существуют перспективы по дальнейшему совершенствованию технологий ТОФ и повышению комплексности использования сырья.

Список использованных источников

1. Игнаткина В.А., Бочаров В.А., Милович Ф.О. и др. Селективное повышение флотоактивности сульфидов цветных металлов с использованием сочетаний сульфидрильных собирателей //Обогащение руд. 2015. № 3. С. 18-24.
2. Кондратьев С.А., Матвеева Т.Н. Новые направления в создании и эффективном использовании флотационных реагентов в процессах обогащения минерального сырья //Материалы Международного совещания «Инновационные процессы в технологиях комплексной, экологически безопасной переработки минерального и нетрадиционного сырья» («Плаксинские чтения – 2009»). Новосибирск. 2009. С. 30-36.

ВЛИЯНИЕ УЛЬТРАЗВУКА НА ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ ЗОЛОТА ИЗ УПОРНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ

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

*Институт проблем комплексного освоения недр имени академика Н.В. Мельникова
Российской академии наук, г. Москва, Россия, e-mail: Andrey63vzm@mail.ru*

Abstract. The results of experimental studies on the intensification of chemical-electrochemical leaching of gold from refractory mineral raw materials using ultrasonic processing are presented. The effect of ultrasound in the leaching of gold-containing concentrate on the morphology and phase composition of the concentrate surface was studied. The rational parameters of ultrasonic treatment in the process of chemical-electrochemical leaching of gold-containing concentrate, providing an increase in the level of gold extraction by 15 - 20%.

Актуальной проблемой золотодобывающей промышленности России является нарастание в структуре минерально-сырьевых запасов упорных сульфидных руд, переработка которых традиционным методом цианидного выщелачивания характеризуются недостаточным извлечением золота. Одним из эффективных и альтернативных цианированию методов является выщелачивание водными растворами хлора (гидрохлорирование), характеризующимися высокой окислительной и растворяющей способностью по отношению к золоту. Сущность метода заключается в окислении золотосодержащих сульфидов водными растворами активного хлора, с образованием устойчивого комплекса $[AuCl_4]$.

В предыдущих работах был научно обоснован и апробирован метод химико-электрохимического выщелачивания золота, основанный на использовании в качестве растворителя продукта электрохимической обработки раствора хлорида натрия с содержанием активного хлора (гипохлорита) до 2 г/л. При этом процессы электрохимического получения активного хлора и растворения золота совмещены в одном технологическом аппарате.

Определены рациональные параметры химико-электрохимического выщелачивания обеспечивающие уровень извлечения золота более 87 % за 20 часов.

К перспективным методам интенсификации выщелачивания упорного золотосодержащего сырья относятся использование различных видов энергетических воздействий (электрохимические, ультразвуковая и УФ-обработка суспензий, энергия ускоренных электронов, мощные электромагнитные импульсы и др.). Так, использование ультразвука получает все большее распространение в различных гидрометаллургических процессах (вскрытие упорных руд, активация реагентов-растворителей, выщелачивание концентратов, экстракция и электролиз металлов и др.). Воздействие ультразвуковых волн на суспензию вызывает эффект кавитации, заключающийся в образовании, пульсации и захлопывании микропузырьков газа, что способствует высокоскоростным столкновениям твердых частиц, увеличению количества микропор на поверхности минералов и облегчает диффузию раствора. Данные процессы способствуют значительному увеличению скорости протекания химических процессов.

В работы исследовано влияние ультразвуковых воздействий на эффективность химико-электрохимического выщелачивания золотосодержащего концентрата Васильковского месторождения.

Методом растровой электронной сканирующей микроскопии установлено, что ультразвуковая обработка суспензии в процессе химико-электрохимического выщелачивания золота приводит к удалению с поверхности арсенопирита окисленных пленок (гидроксидов железа, элементарной серы и др.) и образованию многочисленных микродефектов (трещин, микропор, сколов граней) (рисунок 1 а).

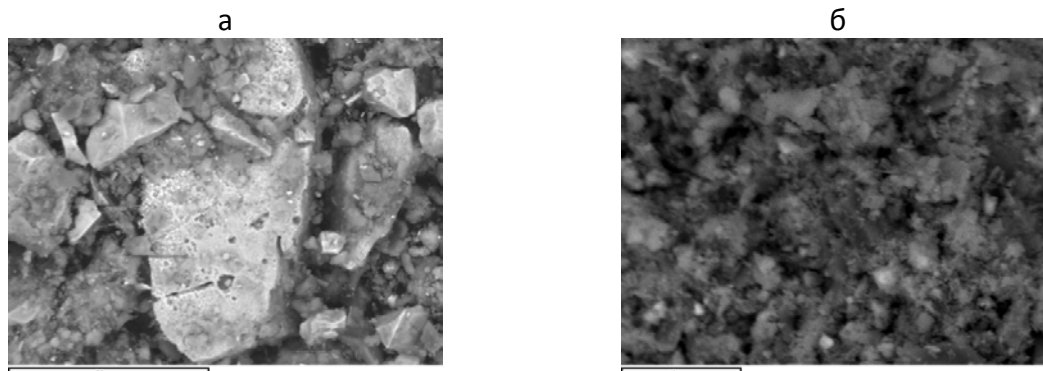


Рисунок 1 - Микрофотографии поверхности арсенопирита и взвеси образующейся при выщелачивании концентрата с использованием ультразвука

Выявлено образование взвеси тонкодисперсных (менее 7-10 мкм), шламовых частиц, элементный состав которых близок к исходному арсенопириту, с примесями Si и Al (рисунок 1 б), что подтверждает интенсивное диспергирование минеральной суспензии за счет ультразвуковых воздействий.

Экспериментальными исследованиями определены основные факторы (продолжительность ультразвуковой обработки и температура суспензии) влияющие на эффективность образования гипохлорит-ионов в процессе химико-электрохимического выщелачивания. В результате поисковых исследований по выщелачиванию упорного золотосодержащего концентрата установлено, что периодическая ультразвуковая обработка приводит к повышению уровня извлечения золота на 15 – 20 %.

ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА ИЗ СУЛЬФИДНЫХ ЗОЛОТОМЕДНЫХ ФЛОТАЦИОННЫХ КОНЦЕНТРАТОВ С ПРИМЕНЕНИЕМ РАСТВОРИТЕЛЕЙ НА ОСНОВЕ ТИОЦИАНАТА

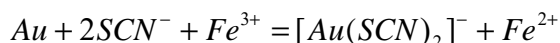
Лукьянов А.А., Богородский А.В., Селезнев А.Н., Баликов С.В.
АО «Иргиредмет», Иркутск, Россия, e-mail: laa@irgiredmet.ru

Abstract. The principal possibility of combining the processes of oxidation, dissolution and sorption of gold on carbon sorbents and ion exchange resins is shown, which will reduce capital and operating costs by eliminating additional operations from the scheme and reducing the duration of leaching.

Стандартной схемой извлечения благородных металлов из продуктов автоклавного и бактериального окисления является цианирование твёрдого остатка после предварительной щелочной обработки, проводимой с целью снижения расхода цианида, связанного с его гидролизом в кислых растворах.

Альтернативным способом извлечения благородных металлов из окисленных сульфидных золотомедных флотационных концентратов является использование растворителей на основе тиоцианат-иона. Данная технология предусматривает совмещение процессов низкотемпературного кислотно-кислородного окисления (НТО) сульфидных золотомедных флотационных концентратов, выщелачивание золота тиоцианатными растворами и сорбцию золота на активированный уголь или ионообменные смолы.

Растворение золота обусловлено образованием прочных комплексов типа $[Au(SCN)_2]^-$ и $[Au(SCN)_4]^-$. Процесс растворения золота происходит в присутствии ионов железа (III) за счет протекания реакции растворения:



Или при образовании тиоцианатных комплексов железа:



Проведены исследования по выщелачиванию золота тиоцианатными растворами из окисленных сульфидных золотомедных флотационных концентратов с определением оптимальных параметров (концентрация растворителей, продолжительность, температура, концентрация ионов железа, значение pH среды).

Определено, что применительно к сульфидным золотомедным концентратам использование в качестве растворителя тиоцианата, извлечение золота не превышает 70%, а добавление комплекса растворителей тиоцианата и цианида натрия приводит к извлечению золота из продукта НТО в раствор более 90%. При этом максимальное извлечение золота в раствор достигается уже через 45 минут. Показана принципиальная возможность совмещения процессов окисления, растворения и сорбции золота на углеродные сорбенты и ионообменные смолы, что позволит снизить капитальные и эксплуатационные затраты за счет исключения из схемы дополнительных операций и сокращения продолжительности выщелачивания.

КИНЕТИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ РАСТВОРЕНИЯ СЕРЕБРА В АЗОТНОЙ КИСЛОТЕ В ПРИСУТСТВИИ ПЕРОКСИДА ВОДОРОДА

Полыгалов С.Э., Шадрин Е.А., Колмачихина О.Б., Лобанов В.Г.

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «УрФУ имени первого Президента России Б.Н. Ельцина»,
г. Екатеринбург, Россия, e-mail: sergey.polygalov@urfu.ru

Abstract. Dissolution of silver alloys using nitric acid allows selective transfer of silver into solution, but has several disadvantages. The search for oxidizing agents for the dissolution of silver, the acceleration of the process of dissolution and the reduction of harmful emissions is a very urgent task.

Растворение серебрясодержащих сплавов проводят, как правило, в азотнокислых растворах. Растворимость нитрата серебра ($AgNO_3$) при 25 °C составляет 253,9 г на 100 г H_2O [Киргинцев А.Н. и др. Растворимость неорганических веществ в воде: справочник -

Ленинград: Химия, 1972]. Несмотря на широкий интервал концентраций азотной кислоты (HNO_3), при которых происходит быстрое растворение серебра (часто без нагревания растворов), эта операция имеет существенный недостаток, связанный с образованием экологически вредных и трудно улавливаемых оксидов азота (NO и NO_2).

Целью данной работы являлось определение условий, обеспечивающих сочетание достаточно высокой скорости растворения серебра и минимизацию выделения оксидов азота.

Опыты проводили при следующих параметрах: концентрация азотной кислоты 50 – 150 г/дм³; концентрация пероксида водорода в интервале 0 – 120 г/дм³. концентрация Ag^+ в фоновом растворе 50-150 г/дм³.

Во всех опытах герметизацией системы обеспечивали протекание процесса в постоянном объеме, при этом избыточное давление над растворителем не превышало 20 кПа. В качестве результатов оценивали изменение массы дискового образца и конечные концентрации пероксида водорода и кислоты.

Согласно полученным данным, скорость растворения серебра при использовании пероксида водорода гораздо выше. Затруднения вызывает технологическое оформление, связанное с нестабильностью пероксида водорода в изучаемой системе.

С помощью вычислительной программы «Statgraphics» составлена матрица трехфакторного эксперимента. Для поиска оптимальных условий процесса растворения серебра была проведена серия опытов с варьированием начальных концентраций азотной кислоты (HNO_3), пероксида водорода (H_2O_2) и нитрата серебра (AgNO_3) при постоянной температуре 90°C и избыточном давлении в реакционной колбе 20 кПа.

Для минимизации погрешностей, связанных с изменением состава раствора, продолжительность одного опыта составляла 5 минут. Результирующим фактором являлась скорость растворения серебра.

С помощью указанной программы получили уравнение регрессии, описывающее кинетику растворения Ag , моль/см²·с:

$$v = -19,55 + 0,16 \cdot C_{\text{H}_2\text{O}_2} + 0,22 \cdot C_{\text{HNO}_3} + 0,06 \cdot C_{\text{AgNO}_3} - 0,0005 \cdot C_{\text{H}_2\text{O}_2}^2 + 0,00018 \cdot C_{\text{H}_2\text{O}_2} \cdot C_{\text{HNO}_3} - 0,00015 \cdot C_{\text{H}_2\text{O}_2} \cdot C_{\text{AgNO}_3} - 0,0028 \cdot C_{\text{HNO}_3}^2 - 0,0003 \cdot C_{\text{HNO}_3} \cdot C_{\text{AgNO}_3} - 0,0001 \cdot C_{\text{AgNO}_3}^2$$

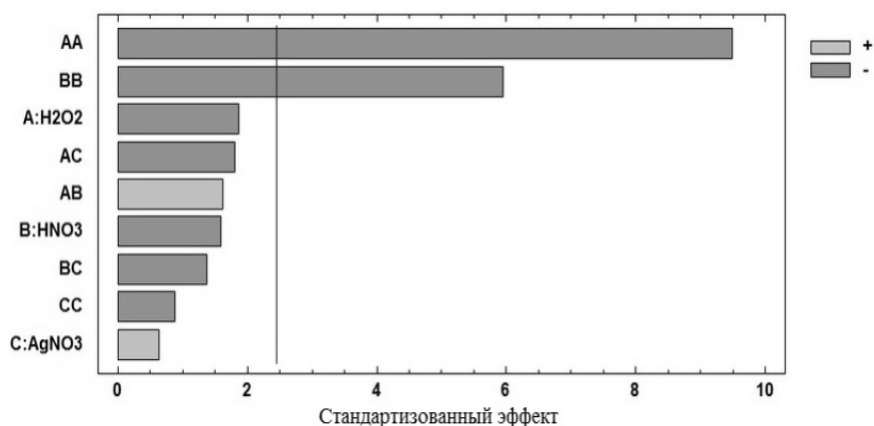


Рисунок 1 – Влияние коэффициентов уравнения на скорость растворения серебра

Коэффициент корреляции уравнения составил 96 %. Наибольшее влияние на скорость растворения серебра оказывает концентрация пероксида водорода и азотной кислоты (рисунок 1). Наличие нитрата серебра играет второстепенную роль.

С использованием полученного уравнения регрессии был построен 3 D график (рисунок 2) и контурный график (рисунок 3), согласно которым наиболее высокая скорость растворения серебра достигается при концентрации пероксида водорода в интервале 140–160 г/дм³, азотной кислоты 32–43 г/дм³ и концентрации Ag⁺ 110–130 г/дм³.

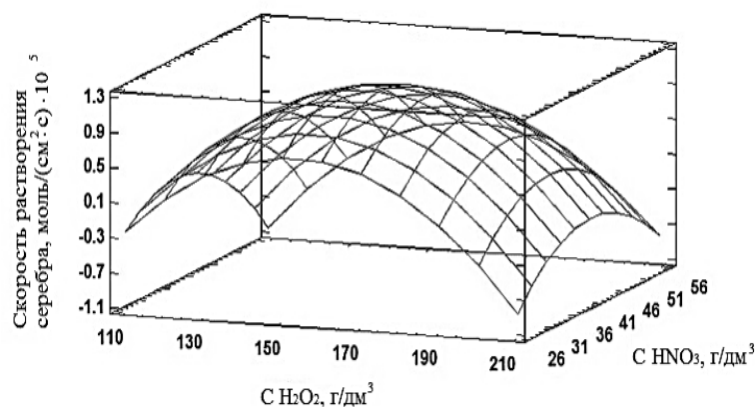


Рисунок 2 – Зависимость скорости растворения от концентраций пероксида водорода и азотной кислоты, при концентрации Ag⁺ 110 г/дм³

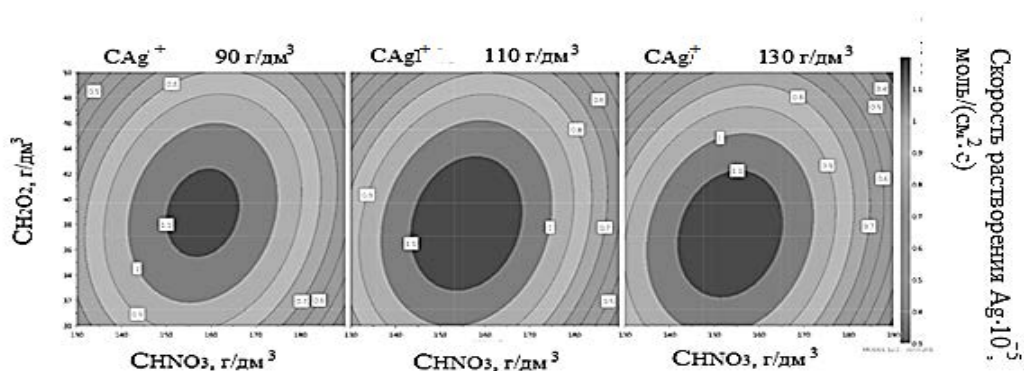


Рисунок 3 – Контурный график для скорости растворения серебра

Таким образом, с увеличением концентрации нитрата серебра и кислоты в растворе увеличивается скорость разложения пероксида водорода. Избыточное давление в реакторе при реализации процесса в изохорном режиме благотворно влияет на стабилизацию пероксида водорода, способствуя продуктивному расходованию реагентов.

Максимальная скорость растворения серебра достигается в диапазоне концентраций: HNO₃ от 32 до 43 г/дм³, H₂O₂ от 140 до 160 г/дм³ и составляет порядка 0,49*10⁻⁶ моль/см²·с.

**ИЗУЧЕНИЕ ВОЗМОЖНЫХ ПОТЕРЬ ЗОЛОТА И СЕРЕБРА
ПРИ ИХ ПРОБИРНО-ГРАВИМЕТРИЧЕСКОМ ОПРЕДЕЛЕНИИ В УГЛЯХ
АКТИВИРОВАННЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ**

Жарликов М.С., Гурова М.В.

Филиал Республиканского государственного предприятия на праве хозяйственного ведения «Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан» Комитета индустриального развития и промышленной безопасности Министерства по инвестициям и развитию Республики Казахстан «Восточный научно-исследовательский горно-металлургический институт цветных металлов», г. Усть-Каменогорск, Республика Казахстан, e-mail: vsm_chimanlab@mail.ru

Abstract. As part of the development of methods for measuring gold and silver mass fraction in the activated gold-bearing coals by the gravimetric assay method, the effect of various parameters on gold and silver losses was studied, and a method for their calculation was proposed.

Цианирование широко применяется для извлечения благородных металлов из руд и концентратов.

Принципиально новым этапом развития цианирования стало использование сорбентов для извлечения растворённого золота из растворов и пульп. Сорбционная технология позволяет перерабатывать наряду с легкоцианируемыми, также глинистые и сорбционно-активные руды; в качестве сорбентов при этом используются активные угли и ионообменные смолы. Активные угли имеют ряд преимуществ, а именно: они менее чувствительны к наличию примесей, предусматривают более простую схему десорбции, а также имеют меньшую стоимость.

В настоящее время применение активных углей для извлечения золота является стандартной практикой в разных странах.

Насыщенные угли принадлежат к разновидности богатых материалов и содержат в своем составе значительное количество благородных металлов и сопутствующие цветные металлы.

Неотъемлемым условием аналитического контроля золотоизвлекательного производства (участок сорбции) является регулярное определение содержания в угле благородных металлов. При анализе активированных углей сегодня применяют следующие методы:

- 1) прямое пробирно-гравиметрическое определение золота и серебра;
- 2) предварительное сжигание пробы с последующим анализом остатка;
- 3) окисление пробы кислотами и последующее определение содержаний золота и серебра в получаемых растворах.

Согласно проведённому анализу нормативной документации, массовый анализ материалов на определение содержаний золота и серебра производится современными инструментальными методами – атомно-абсорбционным, атомно-эмиссионным с индуктивно связанной плазмой, а также внедряющимся энергодисперсионным рентгеноспектральным флуоресцентным. Однако и классический пробирный метод сохраняет своё значение как арбитражный, особенно при анализе таких богатых и неоднородных материалов, как активированные угли.

В связи с отсутствием единых нормативных документов на определение содержаний золота и серебра в активированных углях предприятия изготовители и переработчики пользуются внутренними документами, что в дальнейшем приводит к возникновению спорных ситуаций.

Нами были определены оптимальные условия для проведения тигельной плавки активированных углей (подобраны навески и состав шихты), а также изучен вопрос возникновения потерь золота и серебра при проведении анализа в зависимости от степени измельчения материала, массы навески, температурных режимов, потери в шлаке и потери при купелировании.

Итогом проведённой работы стала разработка универсальной методики «Методика выполнения измерений массовой доли золота и серебра в углях активированных золотосодержащих пробирно-гравиметрическим методом» зарегистрированной в реестре Республики Казахстан за номером № KZ.07.00.03692-2018 от 28.06.2018 г., в которой предложены оптимальные параметры проведения анализа и учёта потерь. Погрешность методики не превышает значений, нормированных для богатых золотосодержащих материалов (шламы медных производств).

В дальнейшем методика будет рекомендована к использованию в качестве контрольной и арбитражной с переводом в СТ РК и ГОСТ.

ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА ИЗ МАГНИТНЫХ ШЛИХОВ ОТСАДКОЙ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ПОЛЮСОПЕРЕМЕННОГО МАГНИТНОГО ПОЛЯ

Слепцова Е.С.

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Федеральный исследовательский центр Якутский научный центр СО РАН Институт горного дела Севера им. Н.В.Черского СО РАН, Якутск, Россия, e-mail: slept@mail.ru

Abstract. A method for processing concentrates and primary concentrates that detaches when depositing gold in magnetic fields. The inventive method is carried out in jigs combination of gravity separation and magnetic separation, resulting in a combined concentration is significantly reduced yield enrich and improve the quality of gold concentrate chamber

Истощение сырьевой базы россыпной золотодобычи и увеличение техногенных месторождений приводит к увеличению объемов переработки песков, где значительная часть золота представлена в трудноизвлекаемой форме с преобладанием частиц мелких и тонких классов крупности.

Как правило, в процессе гравитационного обогащения в концентрат выделяются пустые минералы высокой плотности, в том числе магнитные фракции. Накопление их усложняет процесс доводки и получения товарной продукции. Имеющие технологии доводки концентрата сложны, энергоёмки и требуют многоциклового переработки с последовательным удалением пустой породы по разным технологическим свойствам (магнитные, электростатические, и.т.д.). В связи с этим актуальность приобретает разработка более совершенных и рациональных методов переработки шлиховых

продуктов обогащения, позволяющих повысить показатели извлечения ценного компонента.

Для эффективного обогащения золотосодержащих концентратов и шлихов с высоким содержанием магнитных минералов в лаборатории ОПИ ИГДС разработан способ их обогащения в отсадочной машине с магнитной системой [1].

Сущность способа заключается в следующем: за счет действия магнитного поля в постели отсадочной машины происходит естественное накопление магнитных минералов и при достижении определенной концентрации постель приобретает магнитно-сфлюкулированную структуру.

В процессе исследований выявлено, что определяющим фактором эффективного извлечения золота при отсадке является обеспечение разрыхленного состояния постели. В свою очередь эффективность зависит от пропускной способности постели отсадочной машины, что зависит от способа воздействия магнитного поля на искусственно созданную магнитно-сфлюкулированную структуру.

В случае стационарного магнитного поля, образованного от постоянных магнитов, проходимость золота через постель снижена и склонна к забиванию за счет слипания магнитных частиц.

Такая структура сложно поддается разрыхлению гидродинамическими силами (восходящие и нисходящие циклы отсадки).

При усилении параметров отсадочного цикла, амплитуды и частоты, по площади отсадочной машины образуются зоны пробивания, и процесс разделения расстраивается. Следовательно, магнитное поле, создаваемое магнитной системой должно быть подвижным и должно обеспечивать относительную однородность постели по всей эффективной площади отсаживания.

Наиболее рациональные условия обеспечения разрыхленности и однородности постели достигаются при использовании полюсопеременного магнитного поля [2].

Для этого нами разработан электроимпульсный источник для создания полюсопеременного магнитного поля, позволяющее обеспечить разрыхленное состояние постели, повышающего проницаемость сквозь постель для немагнитного ценного компонента (золота).

Магнитные ячейки созданы расположением в перпендикулярных плоскостях постоянных магнитов и электромагнитов. Полюсопеременное магнитное поле достигается изменением направления питающего тока, где последовательность образования магнитных линий показана в плане улавливающей постели отсадочной машины (рисунок 1).

Процесс сегрегации тяжелых минералов (золота) через магнитно-сфлюкулированную постель отсадочной машины изучался при различных значениях частоты смены полюсопеременного поля и циклов отсадки (амплитуды и частоты колебаний).

Экспериментально получены рациональные режимы отсадки материала крупностью -0,5 мм: амплитуда отсадочной машины – 10 мм; длительность импульса - 0,1 сек с напряженностью 200 А/м, при котором обеспечивается 100% прохождение через постель и извлечение тяжелого материала в камерный продукт.

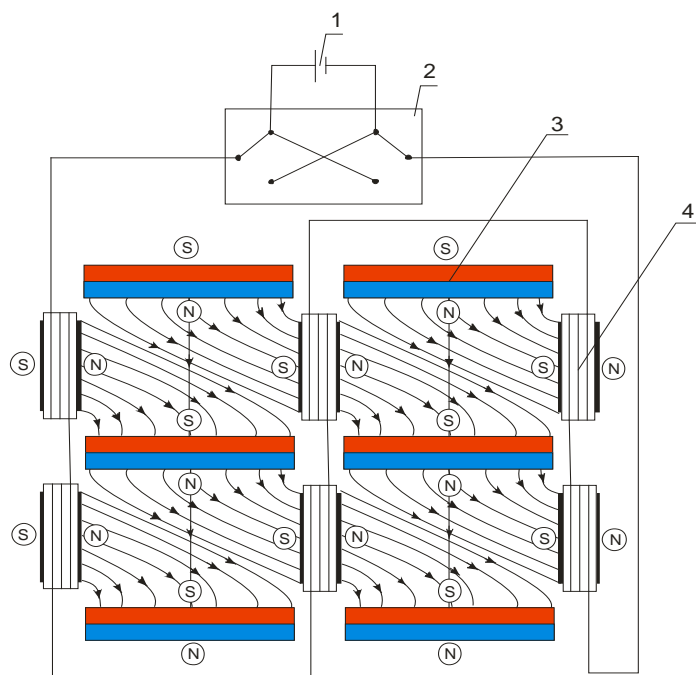


Рисунок 1. Полусопеременное магнитное поле в рабочей камере отсадочной машины МОД-0,2.

- 1 - источник постоянного тока;
- 2 - переключатель полярности тока;
- 3 - постоянный магнит;
- 4 - электромагнит.

На рисунке 2 представлена электромагнитная ячейка, установленная на решетку отсадочной машины.



Рисунок 2. Электромагнитная ячейка

Предлагаемый способ испытан на лабораторной отсадочной машине МОД-0,2. На камеру отсадочной машины устанавливаются ячейки с расположением постоянных магнитов и электромагнитов.

Исходные пески поступают на отсадочную машину и подвергаются разделению по плотности и по магнитным свойствам.

При воздействии магнитного поля происходит естественное накопление в постели шлиховых магнитных минералов с образованием определенной магнитно-сфлукулированной структуры. При этом, в результате непрерывной перемены полюсов источника магнитного поля (электромагнитов) в ячейке образуется подвижная постель, тем самым достигается ее разрыхленное состояние.

Таким образом, исключается забивание постели и благодаря обеспечению подвижности и разрыхленности постели под действием пульсирующих циклов отсадки обеспечивается проницаемость частиц золота через толщу постели в камерный продукт отсадки. А легкие и слабомагнитные минералы уносятся в хвосты [3].

Были проведены испытания на отсадочной машине с магнитной системой на магнитных шлихах хвостов доводки Сарылахской обогатительной фабрики. Шлиховые продукты, в основном, представлены антимонитом, пиритом, арсенопиритом, пирротинном, сфалеритом, магнетитом, рутилом и т.д.

В натуральных условиях цеха доводки Сарылахской СОФ по переработке руд Сентачанского месторождения получены результаты, повышающие качество концентратов.

Оценка обогащения проводилась по степени концентрации, при обработке шлиха крупностью $-1+0,5$ мм степень концентрации золота составила от 1,9 до 2,8, а для крупности $-0,5+0$ мм степень концентрации золота составила от 1,3 до 1,5.

Таким образом, разработанный в ИГДС СО РАН способ позволяет совмещать процессы магнитной сепарации и гравитационной доводки золотосодержащих концентратов в одном аппарате – отсадочной машине с магнитной системой.

Список использованных источников

1. Патент РФ №2145523. Способ отсадки полезных ископаемых // Матвеев А.И., Чикидов А.И., Винокуров В.П.
2. Слепцова Е. С., Матвеев А. И. Способ переработки шлихов при отсадке в магнитном поле. // ГИАБ.- 2011.- №10.- с.276- 277.
3. Патент РФ №2416465. Способ отсадки полезных ископаемых в магнитном поле // Слепцова Е.С., Матвеев А.И., Елшин В.К., Федосеев С.М.

О МЕХАНИЗМЕ ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ МЫШЬЯКА (III) С МАРГАНЦЕВОЙ РУДОЙ

Коваленко К.А.

*Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела
им. Н.А. Чинакала Сибирского отделения РАН, г. Новосибирск, Россия
e-mail: kovalenko-ksusha@mail.ru*

Abstract. The studies have found that the mechanism of interaction between arsenite and complex-composition manganese ore is based on the simultaneous flow of redox reactions, ion exchange and sorption, processes, with the formation of insoluble compounds.

Мышьяк (As) в виде примесей содержится в большинстве полиметаллических руд цветных металлов – W, Sn, Pb, Sb, Zn, Cu, Ni, Co. Соединения As токсичны, поэтому производства, связанные с переработкой мышьяксодержащих руд, являются экологически опасными. Основное количество мышьяка попадает в стоки при промывке газов металлургических переделов перед их использованием для получения серной кислоты. Эти сточные воды содержат до 10–15 г/л мышьяка, находящегося в основном в трехвалентной форме. Арсениты, труднее удаляются и во много раз более токсичны, чем арсенаты. В настоящее время существуют схемы очистки таких концентрированных стоков. Сложнее обстоит дело с очисткой малоконцентрированных сточных вод до

санитарных норм. Основная трудность связана с тем, что большинство соединений трехвалентного мышьяка растворимы и для достижения глубокой очистки необходимо окислять трехвалентный мышьяк до пятивалентного.

Одним из перспективных окислителей является диоксид марганца, его окислительные свойства широко используются в процессах водоподготовки. Альтернативным сырьем для удаления токсикантов из водных сред могут служить активные формы марганца природного происхождения, которые входят в состав марганцевых руд. На основании исследований [1], было показано, что низкосортные марганцевые руды различного генезиса проявляют не только окислительные, но и сорбционные свойства по отношению к мышьяку. В связи с чем, дальнейшая наша работа была посвящена изучению механизма взаимодействия арсенидов с рудой.

Объектом исследования стала марганцевая руда одного из месторождений Западной Сибири. Согласно данным рентгеноструктурного анализа в руде преобладает криптомелан (KMn_8O_{16}), присутствует гематит (Fe_2O_3) и кварц (SiO_2). Криптомелан, возможно, находится в ассоциации с псиломеланом (минералом переменного состава $mMnO \cdot MnO_2 \cdot nH_2O$). Эксперименты проводили на руде исходной и на ее магнитной фракции выделенной при обогащении методом магнитной сепарации. В таблице 1 приведен элементный состав рудных материалов до и после обработки.

Таблица 1 - Элементный состав исследуемых образцов марганцевой руды

Марганцевая руда	Элементный состав, вес.% (основные компоненты)							
	Si	Mn	Fe	Ba	Al	Ca	Mg	P
Исходная	21,43	16,36	11,46	5,91	2,29	2,44	0,74	–
Магнитная фракция	7,08	36,53	17,13	8,19	1,64	0,59	0,51	0,02

Магнитной сепарацией концентрацию марганца и железа в руде повысили с 16,36 до 36,53% и с 11,46 до 17,13%, соответственно. Увеличение содержания железа, не имеет отрицательного значения для сорбции, поскольку, известно, что оксиды/гидроксиды железа также используются для извлечения мышьяка.

Наиболее предпочтительным подходом к исследованию механизма сорбции является изучение изотермы. Их построение проводили методом переменных концентраций на модельных растворах с содержанием As (III) от 1 до 50 мг/л по стандартной методике. Выявлено, что высокие сорбционные свойства проявились у рудных образцов после магнитной сепарации, с большим содержанием марганца и железа (рисунок).

Максимальная сорбционная емкость руды A_m (эксп) исходной и ее магнитной фракции по отношению к As (III) в условиях эксперимента составляет 3,2 и 3,65 мг/г, соответственно. Равновесное состояние системы «раствор – твердая фаза», в которой происходят сорбционные процессы при постоянной температуре, могут быть описаны уравнениями Ленгмюра и Френдлиха [2]:

$$A = \frac{KL \cdot A_m \cdot C_{\text{равн}}}{1 + KL \cdot C_{\text{равн}}}, \quad (1)$$

$$A = K_F \cdot C_{\text{равн}}^{1/n}, \quad (2)$$

где A – количество мышьяка, сорбированное твердой фазой, отнесенное к ее массе (сорбционная емкость), мг/г; A_m – предельная величина сорбции в монослое, мг/г; $C_{\text{равн}}$ – остаточная концентрация извлекаемого мышьяка в растворе (равновесная концентрация), мг/л; K_L , K_F – константы уравнений Ленгмюра и Фрейндлиха, соответственно; n – константа интенсивности сорбции, связанная с неоднородностью энергии системы и размером сорбируемых частиц.

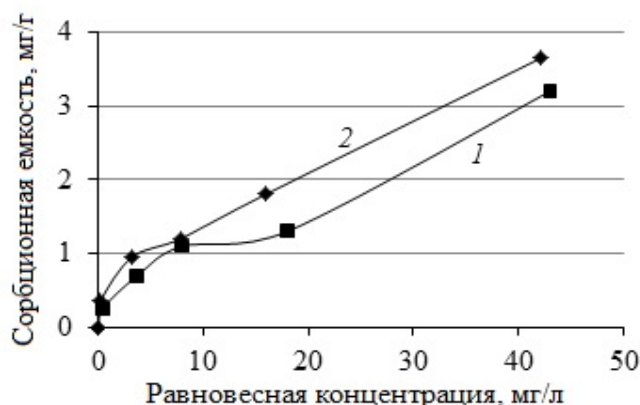


Рисунок - Изотермы сорбции мышьяка на марганцевой руде с содержанием марганца 16,36% (1) и 36,53% (2)

Анализ данных рисунка и таблицы 2 показал, что для описания сорбции мышьяка на данной марганцевой руде наиболее применима модель Фрейндлиха, которая носит эмпирический характер и предполагает, что поглощение ионов происходит на гетерогенной поверхности. Значения константы n указывают на то, что мышьяк сорбируется с большей интенсивностью на магнитной фракции. Перегибы на изотермах могут быть связаны с одновременным протеканием нескольких видов сорбции (химической, физической, ионообменной). Столь сложный механизм возникает из-за состава руды, куда входят различные минеральные формы марганца и железа, которые обладают различными физическими и химическими свойствами.

Таблица 2 - Параметры сорбции, определенные по уравнениям Ленгмюра и Фрейндлиха

Марганцевая руда	$A_m(\text{эксп})$, мг/г	модель Ленгмюра			модель Фрейндлиха		
		K_L	A_m	R^{2*}	K_F	n	R^{2*}
Исходная	3,2	0,51	1,46	0,963	0,37	1,95	0,97
Магнитная фракция	3,65	1,36	1,63	0,94	0,62	2,4	0,965

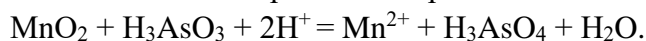
*коэффициент корреляции

В процессе сорбции мышьяка марганцевой рудой наблюдается изменение pH среды, что может быть связано с переходом гидроксид-ионов, находящихся на поверхности различных минеральных форм марганца, в раствор или поглощением протонов. Известно, что выделение протонов или OH-групп происходит в результате образования оломостиковых связей между сорбентом и сорбируемым компонентом [3]. Рассматривая поверхность марганцевой руды как оксигидратный коллектор, можно предположить, что сорбция мышьяка осуществляется посредством образования соединений типа арсената марганца при возможной диффузии мышьяка в объеме сорбента.

Рентгенофазовый анализ образцов руды до и после контакта с As показал, что образующиеся в процессе сорбции на поверхности минерала соединения рентгеноаморфны, что говорит об изменениях в структуре руды. Исследование рудных образцов после сорбции соединений As, методом растровой электронной микроскопии и энергодисперсионной электроскопией на сканирующем электронном микроскопе, позволило установить, что As распределяется по всей поверхности образца руды, т.е. сорбция протекает как на фазах оксида железа, так и оксида марганца.

В результате экспериментов по десорбции ионов мышьяка с поверхности рудных образцов выявлено, что диффундирование арсенатов в элюат происходит, только при обработке руды кислотой или щелочью, что позволяет предположить установление прочных химических связей между рудой и сорбируемым токсикантом.

Таким образом, процесс взаимодействия As (III) с поверхностью марганцевой руды, содержащего MnO_2 , в общем виде можно представить реакцией:



Арсениты контактируя с поверхностью руды вероятнее всего сорбируются посредством ионного обмена с OH^- .

Далее происходит непосредственно сам процесс окисления, который проходит в два этапа, включающий:

- 1) восстановление Mn (IV) до Mn(III): $2MnO_2 + H_3AsO_3 = 2MnOOH^* + H_3AsO_4$, где $MnOOH^*$ промежуточный продукт реакции Mn(III);
- 2) взаимодействие As(III) с $MnOOH^*$: $2MnOOH^* + H_3AsO_3 + 4H^+ = 2Mn^{2+} + H_3AsO_4 + 3H_2O$.

Уменьшение общего содержания мышьяка в фильтрате после контакта с рудой говорит о сорбции As (V) на MnO_2 , с образованием поверхностного комплекса – $(MnO)_2AsOOH$: $2Mn-OH + H_3AsO_4 = (MnO)_2AsOOH + 2H_2O$, где Mn – OH – активная гидроксильная группа на MnO_2 .

Также, не исключено, что образованный в результате реакции оксид марганца (III) окисляется кислородом воздуха, в результате чего снова образуется гидроксид марганца (IV), который затем принимает участие в процессе окисления:



Возможно, также происходит хемосорбция с образованием арсената марганца и железа, которые относятся к труднорастворимым соединениям.

Полученные данные свидетельствуют о реальной возможности использования марганцевой руды в технологиях глубокой очистки малоконцентрированных стоков от мышьяка.

Список использованных источников

1. Бочкарев Г.Р., Пушкарева Г.И., Коваленко К.А. Новые аспекты использования марганцевых руд / Современные методы технологической минералогии в процессах комплексной и глубокой переработки минерального сырья. Материалы Международного совещания «Плаксинские чтения-2012». – Петрозаводск: КарНЦ РАН, 2012. – С. 247–249.
2. Адсорбция из растворов на поверхностях твердых тел: Пер. с англ./ Под ред. Г. Парфита, К. Рочестера. – М.: Мир, 1986. – 488 с.
3. Егоров Ю.В. Статика сорбции микрокомпонентов оксигидратами. М.: Атомиздат, 1975, 217с.

ПЕРЕРАБОТКА ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ. ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ И ЭКОНОМИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ

ПРОБЛЕМЫ ПЕРЕРАБОТКИ ПОДЗЕМНЫХ РАССОЛОВ

Зелинская Е.В., Курина А.В.

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Иркутский национальный исследовательский технический университет», г. Иркутск, Россия, e-mail: zelinskaelena@mail.ru

Abstract. The report is devoted to the problems of the use of strong and ultra-strong natural and technogenic brines for the extraction of macro-and micro-components. It is shown that the choice of technology is largely determined by the concentration of brine and its valuable components.

Одно из основных направлений решения проблемы эффективной переработки рассолов - теоретическое обоснование возможности селективного извлечения максимального числа компонентов и внедрения в производство комплексных технологических схем. В настоящее время проработаны вопросы извлечения ценных компонентов из разбавленных растворов. Теоретические аспекты селективного выделения компонентов из концентрированных поликомпонентных растворов недостаточно изучены.

Исследования проводились с целью извлечения из рассолов солей металлов, в частности, щелочных и щелочноземельных металлов. Залегающие на территории Сибирской платформы рассолы относятся в основном к хлоридно-натриевому и хлоридно-кальциевому типам. Типичными представителями этих рассолов являются подземные воды, вскрывающиеся при разработке, соответственно, трубки «Удачная» (АК «АЛРОСА») и Коршуновского железорудного месторождения.

Рассолы трубки «Удачная» представлены хлоридно-кальциевым типом, отбирались из системы осушения карьера и эксплуатационной скважины. Свойства рассолов и их химический состав определялись по стандартным методикам. Установлено, что существует значительная разница между содержанием макро- и микрокомпонентов. Первые (Na, Ca, K, Mg) в десятки раз превышают концентрации стронция, лития и рубидия. Однако, микрокомпоненты всё равно содержатся в больших количествах, поэтому традиционное разделение компонентов рассола на макро- и микрокомпоненты становится условным.

Рассолы Удачинского и Коршуновского ГОКов принадлежат к разным генетическим типам, первые относятся к хлоридно-кальциево-магниево-натриево-кальциевым, последние – к хлоридно-натриево-кальциевым. Микрокомпонентный состав характеризуется наличием в рассолах различных месторождений ионов стронция, лития, рубидия в промышленных концентрациях. Поэтому для них необходима комплексная переработка, позволяющая более полное извлечение ценных компонентов. Однако, одним из основных факторов, сдерживающих широкое промышленное внедрение комплексной переработки гидроминерального сырья, является отсутствие высокоэффективных конкурентоспособных технологий извлечения промышленно-ценных

компонентов. Так существующие технологии позволяют извлекать лишь незначительное количество ценных компонентов, а большая часть ценного сырья при их реализации теряется.

Существует много методов переработки подземных вод (выпаривание, ионный обмен и т.д.). Целесообразность применения того или иного метода определяется рядом факторов: содержанием основных компонентов, которыми рассол обогащён, требованиями к продуктам, допустимой энергоёмкостью. В настоящее время структура таких концентрированных растворов, какими являются рассолы, не изучена. Исследовав структуру растворителя и раствора, возможно использовать полученные данные для эффективного использования гидроминерального сырья. Пока точно неизвестно что будет происходить в рассоле, например, при понижении температуры, а также возможно ли селективное разделение компонентов рассола при вымораживании, а также при ионном обмене и флотации. В очень разбавленных растворах (концентрация менее 0,002 М) наблюдаются эффекты, приводящие к аномальному изменению свойств (например, к повышению вязкости).

В концентрированных одно- и многокомпонентных растворах происходят процессы, связанные с взаимодействиями между растворителем и растворёнными компонентами, а также между гидратированными ионами, сопровождающиеся образованием ассоциатов и комплексных соединений. Эти процессы формируют структуру раствора.

Определение действительного состава модельных растворов с учётом вышеперечисленных взаимодействий произведено с помощью термодинамического моделирования.

Результаты для 1- и 2-компонентных концентрированных растворов и основные образующиеся ассоциаты приведены в таблице.

Таблица – Ассоциаты, входящие в состав 1- и 2-компонентных модельных солевых растворов

Модельный раствор	Диапазон концентраций	Ассоциаты
KCl – H ₂ O	2 – 12 г/дм ³	(Cl(H ₂ O)6.1)-
NaCl – H ₂ O	5 -35 г/дм ³	NaCl
CaCl ₂ – H ₂ O	10 – 40 г/дм ³	(CaCl) ⁺ , CaCl ₂
SrCl ₂ – H ₂ O	0,25 – 5 г/дм ³	SrCl ⁺
NaCl – KCl – H ₂ O	Собщ=30-150 г/дм ³	NaCl, KCl
NaCl – LiCl – H ₂ O		NaCl, LiCl
CaCl ₂ –SrCl ₂ – H ₂ O		(CaCl) ⁺ , CaCl ₂ , SrCl ⁺ , SrCl ₂

Видно, что основная форма нахождения ионов в 1- и 2-компонентных модельных солевых растворах - это простые ионы. Также в них присутствует свободная вода.

В модельных растворах преобладают макрокомпоненты – ионы Na⁺, Ca²⁺, Cl⁻, Br⁻ и ассоциаты – NaCl, CaCl⁺ и CaCl₂. Микрокомпоненты в растворах находятся в виде Sr²⁺, Li⁺, LiCl, NaBr, CaBr², SrCl⁺, SrCl₂. Можно отметить, что с повышением общей минерализации раствора увеличиваются концентрации ассоциатов. Ионы кальция в растворах высоких минерализаций склонны к образованию ассоциатов и ионных комплексов более, чем другие компоненты раствора. С увеличением минерализации раствора большинство ионов кальция оказываются связанными.

Процентное содержание свободных ионов в растворах показывает, какие ионы в большей степени способны к связыванию в ассоциаты и комплексы, а какие остаются в свободной форме вплоть до очень высоких минерализаций. Кальций, натрий и хлор больше склонны к образованию комплексов, тогда как стронций и литий практически полностью находятся в свободном состоянии. Известно, что свободные ионы эффективно извлекаются из растворов различными методами, поэтому данный факт нужно учитывать при разработке технологических схем извлечения ценных компонентов из рассолов.

Обобщая представленные выше результаты, можно отметить, что с ростом минерализации повышается степень закомплексованности кальция, натрия и лития. Стронций, рубидий и калий в рассолах любой минерализации остаются в основном в виде свободных ионов. А это означает, что существует возможность, используя данные о формах нахождения компонентов в рассоле, разделять ионы с близкими свойствами в крепких и сверхкрепких рассолах, поскольку один из них будет находиться в форме свободного иона, а другой в виде комплекса.

Для процессов извлечения компонентов, где форма нахождения компонента является важным фактором для его выделения в те или иные продукты (ионный обмен, вымораживание, ионная флотация и др.), полученные результаты являются очень ценными. В технологический процесс вступают не простые катионы и анионы, а иные соединения, форму которых мы определили. От того, какие соединения будут образовываться в рассоле, будут зависеть не только оптимальные режимы, но и выбор и применимость той или иной технологии.

ПРИРОДНЫЕ ЦЕОЛИТЫ ВОСТОЧНОГО ЗАБАЙКАЛЬЯ В ТЕХНОЛОГИЯХ ОБЕСПЕЧЕНИЯ ЭКОЛОГИЧЕСКОЙ БЕЗОПАСНОСТИ ГОРНОПРОМЫШЛЕННЫХ ТЕРРИТОРИЙ*

Размахнин К.К.^{1,2}, Хатькова А.Н.²

¹ *Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, Читинский филиал, г. Чита, Россия*

² *Федеральное государственное образовательное учреждение высшего образования «Забайкальский государственный университет», г. Чита, Россия*

e-mail: constantin-const@mail.ru

Abstract. Annotation: the issues of using natural zeolites of Eastern Transbaikalia in solving problems in the field of geoecology are considered, the main areas of application of zeolite-containing rocks in the mining and mining industry, as well as in environmental protection during the power supply of mining enterprises using atomic energy are indicated.

В настоящее время проблема экологической безопасности при добыче и переработке минерального сырья остро стоит во всем мире, и Россия здесь не является исключением. В Российской Федерации большое внимание уделяется вопросам экологии при

* *Работа выполнена в рамках проекта ФНИ № гос. регистрации АААА-А17-117092750073-6.*

переработке бедного минерального сырья, зачастую нетрадиционных его видов, в состав которых входит несколько полезных компонентов. Образующиеся в процессе добычи и переработки минерального сырья огромные объёмы отвальных пород и хвостов обогащения создают не только серьезные экономические, но и экологические проблемы в горнопромышленных регионах. Одним из таких горнопромышленных регионов является Забайкальский край, в котором производится добыча урана, золота, меди, угля и некоторых видов нетрадиционного, но в то же время, достаточно распространенного сырья, к которому относятся цеолитсодержащие породы.

Интенсивный рост добычи и переработки полезных ископаемых в России способствует не только развитию промышленности, инфраструктуры и социальной сферы, но и оказывает существенную нагрузку на экологию горнопромышленных территорий [1]. В результате имеют место геоэкологические последствия, к которым, в первую очередь, можно отнести нарушение функционирования экосистем, загрязнение атмосферы, почв, поверхностных и подземных вод, нарушение ландшафта. Негативное воздействие на окружающую природную среду может быть снижено за счет применения специальных природоохранных мероприятий, направленных на сокращение объемов образующихся отходов, выбросов загрязняющих веществ в воздух и воду. При этом особую роль в разработке природоохранных мероприятий и технологий могут сыграть доступные и распространенные материалы, к которым, несомненно, относятся природные цеолиты.

Известно [2], что природные цеолиты, являясь эффективными сорбентами, могут применяться в технологиях защиты окружающей среды. При этом до настоящего времени в достаточной мере не изучен вопрос комплексного использования цеолитсодержащих пород при обеспечении экологической безопасности горнопромышленных территорий и не определены направления их наиболее рационального применения в организации экологических мероприятий на предприятиях горнодобывающего и горноперерабатывающего комплексов.

Забайкальский край обладает наибольшими потенциальными возможностями для создания крупной промышленно-сырьевой базы цеолитсодержащих пород. В настоящее время можно говорить о наличии в этом регионе четырех крупных и двадцати средних объектах цеолитсодержащих пород. Все они находятся в благоприятных географических условиях, вблизи транспортных путей и экономически освоенных районов. Наибольший промышленный интерес представляют: Шивыртуйское, Холинское, Бадинское и Талан–Гозагорское месторождения, суммарные запасы которых оцениваются приблизительно в 17 млрд тонн [3, 4]. Такие колоссальные запасы природных цеолитов могут обеспечить потребности горной промышленности в Забайкальском крае и соседних регионах на долгие годы и предотвратить при этом большое количество экологических проблем.

Сорбционные свойства природных цеолитов, в первую очередь, могут быть использованы для кондиционирования и очистки сточных вод горнопромышленных и обеспечивающих их деятельность энергетических предприятий от ионов тяжелых и радиоактивных металлов (Cd^{2+} , ^{137}Cs , ^{90}Sr , ^{226}Ra , Ca^{2+} , Zn^{2+} , Cu^{2+} , Ni^{2+} , Fe^{3+} и др.). Проблема нейтрализации кислых сточных вод является крайне важной для большинства предприятий по переработке металлоносного сырья и обусловлена содержанием в составе

руд вторичных сульфатных минералов железа и цинка в виде мелантерита $\text{FeSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$, фиброферрита $\text{FeSO}_4(\text{OH}) \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ и цинк мелантерита $(\text{Zn}, \text{Cu}) \text{SO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$.

В связи с высокой растворимостью сульфатов железа (II) и цинка в воде основное их количество переходит в жидкую фазу пульпы уже в процессе промывки руды. Последующий гидролиз приводит к понижению pH до 3,5-4,5. При этом достижение полной нейтрализации в системе возможно посредством использования природных цеолитов.

К основным свойствам, которыми обладают сточные воды предприятий горной промышленности можно отнести: повышенную щелочность, кислотность, жесткость, повышенное содержание солей и взвешенных веществ (мутность). Для кондиционирования сточных вод горнопромышленных предприятий по данным показателям могут быть эффективно применены природные цеолиты, обладающие необходимыми для этого свойствами.

Применение цеолитсодержащих пород вместо песка для водоподготовки на теплоэлектростанциях позволяет повысить грязеемкость песчаных фильтров на 15-20% и снизить содержание солей жесткости с 2,0-3 мг-экв/л до 0,2-0,6 мг-экв/л. Использование природных цеолитов в качестве геохимических барьеров может быть реализовано при строительстве фильтрационного слоя дамб хвостохранилищ, организации отвода сточных и карьерных вод, при захоронении токсичных и радиоактивных отходов. Природные цеолиты могут быть эффективно использованы при водоподготовке и очистке ливневых стоков, а также при очистке сточных вод от флотационных реагентов, аминов, талового масла и аммония, вплоть до предельных концентраций. Наиболее перспективным направлением может стать использование цеолитсодержащих пород в подготовке воды для приготовления растворов кучного выщелачивания, применяемых для извлечения золота, что позволит кондиционировать технологическую воду и предотвратить отложение солей на стенках трубопроводной системы орошения и подачи растворов и ее дальнейший выход из строя. При этом регенерацию природных цеолитов, применяющихся с целью очистки сточных вод, следует проводить с помощью хлорида натрия.

Природные цеолиты, обладая высокой поглощательной способностью по отношению к таким веществам как оксид серы (емкость 10-15%), оксид азота и аммиака (емкость 5-10%) также могут быть использованы при очистке отходящих газов энергетических предприятий, обеспечивающих работу горнопромышленного комплекса. Также перспективным направлением использования цеолитов является очистка вентиляционных газов от кислых компонентов (CO , H_2S), ртути, паров серной кислоты.

Одной из главных проблем экологизации горнодобывающей отрасли является снижение отходов производства на всех этапах добычи и переработки минерального сырья, которое обеспечивается, в первую очередь, внедрением в производство технологий комплексного и максимально полного извлечения полезных компонентов из минерального сырья рудных и техногенных месторождений. При этом уменьшение площадей горных отвалов и объемов породных отвалов с использованием природных цеолитов при повышении эффективности и безопасности добычи рудного сырья может быть достигнуто путем:

а) уменьшения складированных отходов в результате их использования для закладки выработанного пространства с применением природных цеолитов в качестве связующей добавки в качестве заменителя части цемента при производстве бетонной смеси, при производстве тампонажных растворов;

б) уменьшения объемов вод, сбрасываемых в природные водоемы в результате очистки технологических вод с применением природных цеолитов в качестве сорбентов;

в) восстановления природных экосистем в результате восстановления нарушенных земель и биоремедиации водоемов с применением природных цеолитов в качестве добавки в почву и воду. При этом природные цеолиты могут быть использованы в качестве добавки в рекультивирующий грунт с целью его детоксикации, удержания влаги, закрепления пылящих поверхностей (хвостохранилищ) и обеспечения повышенной плодородности почвенного покрова.

Расширение применения в подземных выработках самоходного оборудования, а в открытых горных выработках – мощного транспортного и технологического оборудования с двигателями внутреннего сгорания приводит к загрязнению шахтных и карьерных вод нефтепродуктами. При этом природные цеолиты также могут найти широкое применение при отсыпке технологических дорог и подземных горных выработок, площадок складов ГСМ, стояночных площадок для транспорта с целью сорбции нефтепродуктов с последующей регенерацией цеолита.

Комплексность использования природных цеолитов, в том числе отработанных в процессах очистки сточных вод, газов и т.п., выделенных при обогащении цеолитсодержащих пород примесей железа, кварца, полевых шпатов, продуктов кислотного разложения цеолитов, может быть эффективно организована с применением цеолитов при строительстве автомобильных и железнодорожных дорог, при производстве различных железобетонных конструкций и строительстве промышленных зданий и сооружений, для производства конструкционных строительных, радиационно-защитных и декоративных материалов.

Таким образом, установлено, что цеолитсодержащие породы и продукты на их основе могут широко применяться в целях обеспечения экологической безопасности горнопромышленных территорий, существенно снижая при этом негативное воздействие на компоненты окружающей природной среды.

Список использованных источников

1. Фалейчик Л.М. Геоинформационные модели в оценке ущерба природными системами в результате хозяйственной деятельности. Вестники ЗабГУ. – 2014. Вып. 8. С. 39 – 52
2. Юсупов Т.С. Способы концентрирования и выделения цеолитов из горных пород // Методы диагностики и количественного определения содержания цеолитов в горных породах. – Новосибирск: ИГиГ СО АН СССР, 1985. – С. 161 – 168.
3. Павленко Ю.В. Цеолитовые месторождения Восточного Забайкалья. Чита: ЧитГУ, 2000. 101 с.
4. Хатькова А.Н., Размахнин К.К. Оценка возможности комплексной переработки цеолитсодержащего сырья // Разведка и охрана недр. – 2014. Вып. 6. С. 48 – 49

К ВОПРОСУ ОБОГАЩЕНИЯ ШЛАКОВ МУСОРОПЕРЕРАБАТЫВАЮЩИХ ЗАВОДОВ

Шадрунова И.В.¹, Колодежная Е.В.¹, Гаркави М.С.², Артамонов А.В.²

¹ *Федеральное государственное бюджетное учреждение науки «Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова Российской академии наук»,
Москва, Россия, shadrunova_@mail.ru*

² *ЗАО «Урал-Омега», г. Магнитогорск, Россия, kev@uralomega.ru*

Abstract. Municipal solid waste incineration produces slag, aluminum, copper, zinc and lead. To determine the application areas and methods of slag utilization, the material composition of the material was analyzed. The forms of finding metals in slag are studied, recommendations on the choice of methods of enrichment are given.

Хранение и переработка отходов производства и потребления тесно связаны с решением вопросов охраны окружающей среды. В настоящее время проблема утилизации твердых бытовых отходов (ТБО) приобрела глобальный характер. Практически повсеместный вывоз ТБО на мусорные полигоны является лишь временным решением проблемы, поскольку при этом не только продолжается загрязнение окружающей среды (процессы испарения, разложения, проникновения вредных веществ в почву), а также изымаются огромные площади земельного фонда.

Наиболее распространенным в мире способом переработки ТБО является их сжигание при относительно низких температурах (до 900 °С) без дополнительного ввода топлива. При этом сгорает примерно 70–75% компонентов ТБО.

Несгоревшие твердые остатки, большая часть которых (20–30% от массы отходов, поступивших на сжигание) представлена шлаками, содержат соединения тяжелых металлов, из которых основными являются алюминий, медь, цинк и свинец. Поэтому шлаки мусоросжигательных заводов необходимо направлять на дополнительную переработку для доизвлечения ценных компонентов и снижения степени негативного влияния данного материала на окружающую среду при хранении.

В мировой практике утилизации шлаки дробят до крупности менее 40 (50) мм и рассеивают на фракции 0–2 (3) мм, 2–6 мм и 6–40 (50) мм.

Крупные фракции, как правило, содержат большее количество металлов и направляют их на следующий передел для доизвлечения металлов. Мелкую фракцию 0–2 (3) мм и хвосты переработки крупных фракций направляют на полигоны для захоронения. Однако этот материал все еще содержит цинк, медь, свинец, алюминий и железо, в количествах, во много раз превышающих установленные предельно допустимые концентрации (ПДК). Снижение массовой доли этих металлов в мелкофракционных хвостах переработки шлаков позволит снизить негативное влияние данного материала на окружающую среду при его захоронении и рассмотреть возможность их утилизации в качестве строительных песков.

Полная, объективная и достоверная минералогическая информация о реальном составе, строении, морфоструктурных характеристиках, технологических свойствах техногенного сырья становится сегодня одним из главных инструментов при выборе и обосновании технологических процессов его переработки и прогнозирования

качественно-количественных показателей. Приоритетной задачей при адаптации традиционных методов обогащения к переработке шлаков мусоросжигательных заводов является установление закономерностей влияния особенностей его строения, фазового состава, физических и физико-химических свойств на эффективность разделительных процессов.

Для решения поставленных задач детально изучен вещественный состав проб хвостов переработки шлаков от сжигания ТБО комплексов методов. Материал представляет собой сыпучий порошок крупностью менее 0,5 мм, в котором отсутствуют частицы размером менее 0,065 мм. При магнитном анализе материала масса магнитной фракции составила 16,7%.

Результаты химического анализа исследуемой пробы представлены в таблице. По химическому составу хвосты переработки шлаков на 95% состоят из следующих элементов: Al, Si, Zn, Ca, Cu и Fe.

Таблица – Химический состав исходного материала

Массовая доля элемента (%)																
Si	Ca	Fe	S	Al	Ti	Mg	Cl	K	P	Zn	Cu	Mn	Cr	Pb	Sn	Ni
11,2	5,1	3,1	0,5	45,6	0,3	2,1	0,2	0,3	0,4	5,8	4,8	0,2	0,2	0,6	0,1	0,1

Специфические особенности образования шлаков мусоросжигательных заводов обуславливают состав их силикатных фаз, формы нахождения и распределения металлов в шлаках. Рентгенофазовое изучение образцов материала показало, что исходный материал на 58% представлен металлическими фазами: Al – 44%, Zn – 7%, Cu – 5%, Pb и Si – 1%. Железосодержащие фазы представлены вюститом (9%) и магнетитом (4%). Неметаллические фазы представлены силикатами кальция и глиноземом.

Опτικο-минералогическое изучение образцов показало, что материал преимущественно состоит из обособленных зерен основных фаз, имеющих сложную структуру. Сrostки или агрегаты зерен не установлены (рисунок 1).

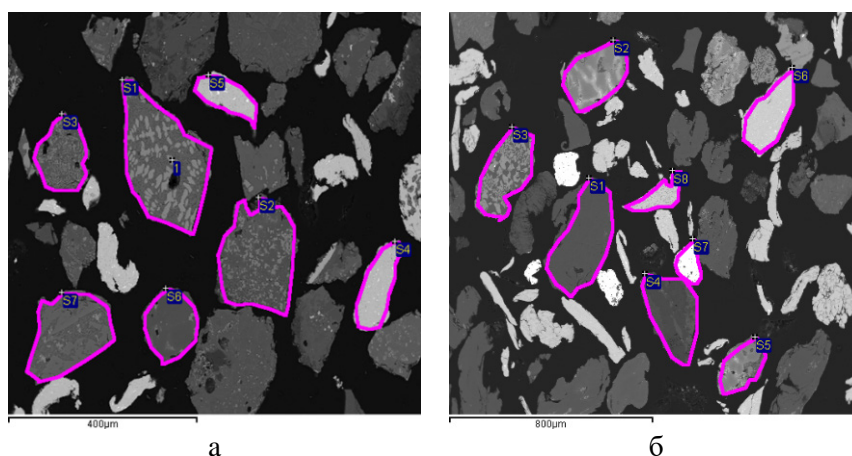


Рисунок 1 – Оптико-минералогическое изучение материала

а) S1, S2, S3, S6, S7 – силикаты переменного состава, S4, S5 – сплав Cu-Zn; б) S1, S3 – металлический Al, S2 – сплав Al-Cu, S4 – глинозем, S5 – сплав Al-Zn, S6 – сплав Cu-Zn, S7 – металлический Pb, S8 – металлический Zn

Зерна металлических фаз Cu, Zn и Pb имеют крупность от 60 до 500 мкм. Форма зерен преимущественно неправильная, удлиненная встречаются зерна игольчатой формы. Текстура зерен однородная. Зерна металлического Al имеют более правильную форму по сравнению с другими металлическими фазами. Границы зерен изрезанные.

Зерна силикатов имеют крупность от 60 до 500 мкм. Структура зерен весьма неоднородная, дендритовая. Практически все зерна силикатов имеют включения различной формы, размера и химического состава.

Зерна железосодержащей фазы имеют крупность от 150 до 500 мкм. Структура зерен неоднородная, со множественными включениями округлой формы. Включения по сравнению с основной массой зерна имеют большее содержание железа, что предопределяет химический состав частицы в целом (рисунок 2).

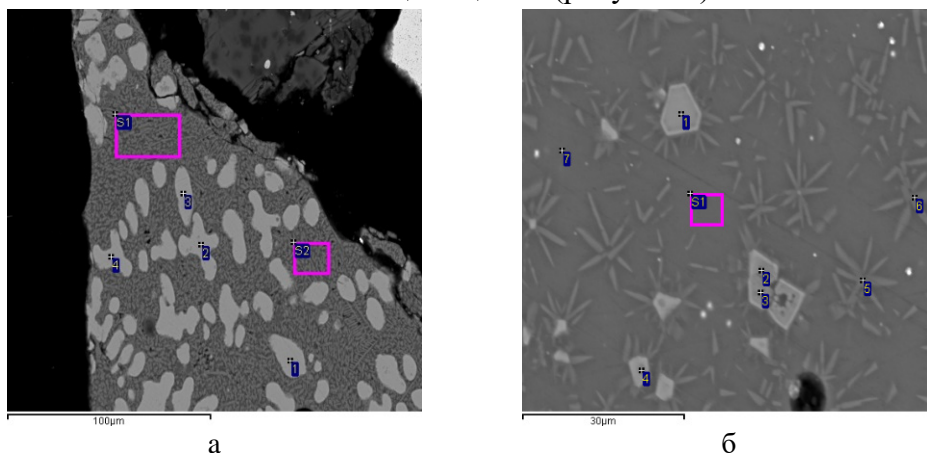


Рисунок 2 – Железосодержащие фазы:

а) S1, S2 – железистые силикаты, 1 – оксиды железа; б) S1 – железистые силикаты, 1-7 – алюмосиликаты железа переменного состава

Дальнейшее изучение материала проводилось рентгеноспектральным микроанализом с электронным зондом (РСМА), что позволило определить распределение Cu, Zn, Pb и Al по основным фазам материала.

Металлические частицы представляют собой сплав медно-цинкового состава (массовые доли Cu и Zn приблизительно равны) с тонкодисперсными включениями свинца (массовая доля Pb 75 – 79%). Размер включений не превышает 10 – 15 мкм. В частицах цинка присутствуют включения металлического алюминия, расположенные в виде прожилок толщиной не более 1 – 2 мкм. Частицы металлического алюминия имеют дендритовые вкрапления двух видов: Cu-Al (в соотношении 1:1) и Cu-Al-Fe (в соотношении 1:6:3) состава.

Зерна железосодержащей фазы имеют переменный химический состав и различную структуру. Эти зерна представляют собой силикатно-железистую массу с включениями оксидов железа и металлического железа. Данный тип зерен содержит Cu 0,1 – 1%, Zn 0,1 – 0,5%, Ni 0,1 – 0,2% и Pb 0,2 – 1%. Зерна силикатной фазы имеют более простую и однородную структуру.

Распределение Cu, Ni, Zn и Pb по основным фазам материала было оценено при проведении элементного картирования образца. Установлено, что Pb и Sn имеют равномерное распределение по частицам материала, Cu, Zn и Ni сосредоточены в зернах металлов.

Проведенные исследования показали, что в материале Cu, Zn и Pb образуют как самостоятельные металлические фазы и сплавы, так и входят в состав оксидов железа и силикатов. В результате элементного картирования установлено, что Pb и Sn имеют практически равномерное распределение по фазам материала.

Снижение содержания Cu, Zn и Pb в исходном материале может быть достигнуто при обогащении гравитационными методами в воздушной или водной средах. Выделению металлов в отдельный продукт будет обусловлено высокой плотностью медно-цинковых сплавов и свинца. Выделение железосодержащих фаз из хвостов гравитационного обогащения или из исходного материала возможно методом магнитной сепарации. Отсутствие в исходном материале частиц размером менее 0,08 мм будет способствовать повышению эффективности разделения материала.

Железосодержащие и силикатные фазы содержат Cu 0,1 – 1%, Zn 0,1 – 0,5%, Ni 0,1 – 0,2% и Pb 0,2 – 1% в виде включений, их размер находится в диапазоне от 2 мкм до 100 мкм. Для снижения содержания Cu, Zn и Pb в неметаллической части материала потребуется тонкое измельчение материала перед обогащением гидрометаллургическим методом.

ВЫБОР ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ КАК ОСАДИТЕЛЯ ДЛЯ SAVMIN-ПРОЦЕССА

Абдрахманова Р.Н., Орехова Н.Н.

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И.Носова», г. Магнитогорск, Россия, e-mail: n_orehova@mail.ru

Abstract. The article presents the thermodynamic substantiation of the necessary and sufficient basicity of calcium aluminates for the formation of the preferred form of ettringite during purification of mine water from sulfate ions, the selection results based on the data obtained and studying the phase composition of aluminothermic slags by X-ray phase analysis of the preferred precipitating reagent.

Одной из важнейших задач рационального использования природных ресурсов в деятельности предприятий горной промышленности является очистка техногенных вод с извлечением из них ценных компонентов [1] и, что очень важно, с получением востребованных продуктов и легко утилизируемых [2]. Основная сложность заключается в том, что необходимо очищать большие объемы воды. Это приводит к высоким экономическим и материальным затратам при реализации различных схем очистки.

Практически на всех горно-обогатительных предприятиях применяется традиционный и экономичный метод очистки кислых вод повышением pH до 9-11 известкованием, для образования малорастворимых соединений тяжелых металлов. В схемах очистки рудничных вод известкованием образуется гипс, но требуемая концентрация сульфатов, а именно 0,1 г/дм³, при применении только известкового молока

не достигается. Следовательно, дальнейшее снижение концентрации сульфатов посредством введения извести неэффективно. В связи с чем, для достижения требований ПДК по сульфат-ионам необходимо введение дополнительного реагента, позволяющего интенсифицировать данный процесс. В этой связи наибольший интерес для внедрения вызывает технология удаления сульфатов осаждением в составе эттрингита ($Ca_6Al_2(SO_4)_3(OH)_{12} \cdot 26H_2O$), предложенная в 1999 г. Дж. Р. Смитом и названная SAVMIN-процессом [3].

Несмотря на всю привлекательность технологии, сегодня её применение экономически не оправдано. Данный метод может быть использован на горных предприятиях при условии использования относительно недорогих технических реагентов и оптимизации кинетики процессов. Поэтому актуальной является адаптация технологии для условий горных предприятий.

Методики исследования

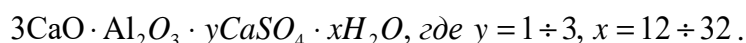
С целью оценки возможности и приоритетности протекания реакции между алюминатами кальция различной основности и сульфат-ионами провели [4] термодинамические расчёты для пяти алюминатов кальция возможных в системе $CaO - Al_2O_3$ по следующим — стадиям процесса образования эттрингита [5]: гидролитическое разложение алюминатов кальция, находящихся в твёрдой фазе (стадия 1); образование в воде гидроалюминатов кальция различной основности (стадия 2); взаимодействие гидроалюминатов кальция с сульфат-анионами с образованием гидросульфалюминатов кальция (стадия 3).

Изучение фазового состава алюмотермических шлаков и шламов очистки вод от сульфатов провели с помощью рентгенофазового анализа на дифрактометре D2 PHASER (производитель «BRUKER AXS GmbH», количественный анализ проведен с использованием лицензионной версии программы «TOPAS 4.2»). Структурные особенности шламов изучали с использованием электронной микроскопии. Сканирующий электронный микроскоп JSM-6490.

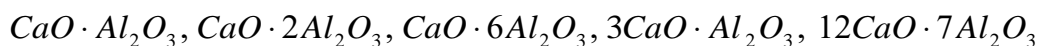
Осаждение сульфата из сточной воды проводили в лабораторных условиях на модельной подотвальной воде, характерной для предприятий, добывающих колчеданные медные руды, используя принципы физического моделирования. Изучали влияние расхода осадителя, продолжительности кондиционирования реагента с водой, способа подготовки реагента на эффективность удаления сульфат – иона из модельного раствора.

Результаты и их обсуждение

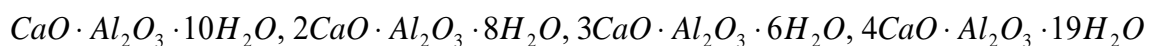
В результате реакции взаимодействия сульфатов с катионами кальция и ионами алюминия образуются труднорастворимые четырехкомпонентные соединения следующей химической формулы:



Расчеты проведены для пяти алюминатов кальция состава



По значениям энергии Гиббса определено, что при их гидролизе возможно образование четырех разновидностей гидроалюминатов кальция состава:



Следует отметить, что с повышением основности алюмината кальция значение энергии Гиббса реакции гидролиза уменьшается и самые максимальные отрицательные значения получены для майенита ($12CaO \cdot 7Al_2O_3$) равного -637,68 кДж/моль.

В результате проведенного термодинамического расчета можно утверждать, что все разновидности гидроалюминатов кальция в водной среде могут вступать во взаимодействие с сульфат-ионами. Наиболее по реакции с дикальциевым октагидроалюминатом кальция ($\Delta G_{298}^0 = -305,66$ кДж/моль), образование которого наиболее термодинамически вероятно из двенадцатикальциевого алюмината (майенит) $\Delta G_{298}^0 = -450,89$ кДж/моль.

Следует отметить, что – при этом могут образовываться одновременно два вида кристаллогидратов гидросульфалюминатов кальция: моно- и трехсульфатная формы. Источником алюминатов кальция могут быть алюмотермические шлаки. Только на ПАО «Ключевский завод ферросплавов» за более чем шестидесятилетнюю деятельность предприятия в отвале накоплено свыше 2.5 млн. т шлаков. Анализ химического состава шлаков по данным [6] показывает высокое содержание Al_2O_3 , которое варьируется в пределах от 53 до 78,6 %.

Для исследований были выбраны пять разновидностей шлака с наибольшим количеством оксида алюминия:

- №1 - шлак производства металлического хрома из шлакового отвала;
- №2 – шлак производства металлического хрома текущий;
- №3 – шлак производства сплава феррохрома из шлакового отвала;
- №4 – шлак производства ферротитана из шлакового отвала;
- №5 – шлак производства ферротитана текущий.

Рентгенофазовый анализ показал, что в шлаках производства металлического хрома присутствуют в основном низкоосновные алюминаты кальция, в то время как в шлаках производства ферротитана и феррохрома находится майенит - $12CaO \cdot 7Al_2O_3$. Наибольшее содержание майенита при отсутствии вредных примесей в шлаках производства ферротитана.

Согласно данных микроструктурных исследований шлаков, обнаружены также инертные минералы – шпинели магниевые, титанаты кальция, и интерметаллиды.

На основании фазового состава шлаков в качестве реагента для осаждения сульфатов из рудничных вод выбран шлак производства ферротитана. Рентгенограмма лежалого шлака (образец 5) представлена на рисунке 1.

Для использования шлака в качестве осадителя, проводилось измельчение до крупности -44мкм. Приготовлена водная суспензия и проведена её механоактивация для образования необходимых, для получения эттрингита, гидроалюминатов кальция.

В лабораторных исследованиях в модельную воду после операции известкования подавалась механоактивированная суспензия тонкоизмельченного шлака.

Изменение остаточного содержания сульфатов в зависимости от времени кондиционирования суспензии с модельной водой представлено на рисунке 2. При времени кондиционирования свыше 120 минут концентрация сульфат-ионов в модельной воде снижалась ниже уровня ПДК и при 180 минутах составляла примерно 20 мг/л.

ОБОСНОВАНИЕ КОМБИНИРОВАННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ПЕРЕРАБОТКИ ТЕХНОГЕННОГО МЕТАЛЛСОДЕРЖАЩЕГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ*

Горлова О.Е.

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Россия, e-mail: gorlova_o_e@mail.ru

Abstract. Studies have shown that the best qualitative and quantitative indicators of separation, the greatest complexity in the use of difficult-to-enrichment technogenic raw materials are achieved by selective disclosure of technogenic phases in disintegration processes and by combining various methods of mechanical enrichment, mechanical enrichment and chemical-metallurgical processing adequate to the established features of the material composition and technological properties of raw materials.

Трудная обогатимость техногенного минерального сырья, а отсюда и невысокая привлекательность их как минерально-сырьевых объектов для повторной переработки, определяются более низкими концентрациями ценных компонентов по сравнению с рудами, нахождениями их в минеральных формах, которые не извлекаются в традиционных разделительных процессах, нивелированием контрастности тех свойств, которые были положены в основу их первичной переработки. Особенности вещественного состава и технологических свойств минеральных отходов формируются на различных этапах техногенеза: на технологическом этапе образования самих отходов в процессах извлечения минерального сырья их недр, его первичной переработки в низкотемпературных процессах механического обогащения и гидрометаллургии, в высокотемпературных процессах переработки руд и концентратов, в процессах складирования образовавшихся отходов в различные техногенно-минеральные образования, и на геолого-геохимическом этапе их хранения, часто долговременного, в отвалах, хвостохранилищах, шлако- и золоотвалах в протекающих физических и физико-химических процессах вторичного гипергенного преобразования. Таким образом, каждый вид минерального отхода несет в себе как минералого-геохимическую природу того природного промышленного типа руд, из которых он сформировался, так и приобретает отличия от свойств первичного сырья. В результате отходы добычи и переработки минерального сырья существенно различаются по вещественному составу и свойствам между собой в зависимости от их происхождения, условий и сроков хранения и т.п.

Для техногенных металлосодержащих минеральных объектов, подвергшихся различным видам, интенсивности и продолжительности как первичного, так и вторичного воздействий, а, следовательно, и различной степени изменения их вещественного состава и технологических свойств, было проведено детальное изучение минералогических особенностей и выявлены минералогические критерии пригодности для доизвлечения металлов, установлены закономерности разделения техногенных фаз в различных физических и физико-химических процессах по наиболее контрастным технологическим

* Работы выполнены при поддержке Минобрнауки РФ в рамках государственного задания: 5.8708.2017/8.9.

свойствам и разработаны ресурсовоспроизводящие экологически безопасные технологии их глубокой переработки [1].

Техногенные минеральные образования отходов добычи руд цветных металлов в виде отвалов бедных некондиционных руд, оруднелых пород в наименьшей степени подвергшиеся техногенным преобразованиям в процессах добычи и складирования, по сравнению с отходами обогатительного и металлургического переделов, тем не менее отличаются сложным вещественным составом и трудной обогатимостью.

В отвалах бедных, забалансовых, некондиционных руд меднорудных месторождений, как правило, закладированы руды верхней зоны окисления, которые характеризуются многообразным и крайне непостоянным составом рудных и породообразующих минералов, различной степенью окисленности минералов меди, тонкой структурой, значительной каолинизацией и серитизацией вмещающих пород и т.п. Нахождение в отвалах сульфидных и окисленных минералов меди не дает возможности технологически эффективно и экономически оправданно переработать их только одним методом обогащения (флотацией или выщелачиванием) при неизбежной потере «второй» части рудной минерализации. Для отвала забалансовых окисленных медных руд с массовой долей меди ~1%, из которых 47% отн. меди приходится на вторичные сульфиды, 6% отн. в виде халькопирита, 47% отн. меди в окисленной форме, с крайне высоким (около 33%) содержанием карбонатов, гипса, глинисто-слюдистых веществ в составе породообразующих минералов, была разработана ресурсосберегающая экологически безопасная комбинированная флотационно-гидрометаллургическая неокислотная технология переработки [2]. Технология предусматривает совмещение операции измельчения руды с одновременным выщелачиванием окисленных минералов меди сульфатом аммония, последующую флотацию сульфидных минералов и гидрометаллургическую переработку отделенной от продуктов флотации жидкой фазы пульпы сорбцией на ионите и электролизом.

Продуктами переработки материала отвала будут кондиционный медный концентрат с массовой долей меди 27-29% и катодная медь с массовой долей меди 99,99%. Таким образом, переработка отвала по комбинированной технологии обеспечивает получение товарных востребованных продуктов, высокую полноту извлечения запасов меди из техногенного минерального образования, экологическую безопасность при использовании неокислотного аммиачного выщелачивающего реагента при циркуляции всех рабочих растворов.

Комбинированная схема переработки может быть адаптирована и к другим подобным объектам.

Для техногенных золотосодержащих объектов в виде хвостохранилищ золотоизвлекательных фабрик принятие решения о вовлечении их в повторную переработку и выбор методов доизвлечения золота из лежалых хвостов определяются многими факторами, но к наиболее значимым следует относить запасы металла, минеральный состав хвостов; формы нахождения золота в хвостах; типоморфные свойства золота (размер и форма частиц золота); строения и состав минеральных ассоциаций; геологическое строения техногенной залежи; наличие зон концентрации золота в хвостохранилище и их параметры; гидрогеологические характеристики

техногенного массива. Было установлено, что условия формирования хвостохранилища золотоизвлекательной фабрики, такие как изменявшийся во времени минеральный состав перерабатываемого первичного сырья, дифференциация материала по размерам частиц и их плотности при гидравлическом складировании хвостов, перемещение наиболее тонкодисперсных частиц и продуктов выветривания фильтрующимися растворами и временными водными потоками и концентрирование их в наиболее низинных участках хвостохранилища в соответствии с рельефом его дна, физико-химические преобразования минеральной массы хвостов в процессах выветривания, окисления, выщелачивания, переслаивание измененных пород, привели к формированию нескольких наиболее типичных геолого-минералогических зон, отличающихся крупностью, морфометрическими параметрами золота и составом вмещающих пород, обводненностью горизонтов, и требующих применения различных технологических процессов их переработки [3]. Обоснована целесообразность комбинирования различных технологических процессов для доизвлечения золота на изучаемом законсервированном хвостохранилище с запасами золота около 3 тонн по типам участков. Золотосодержащие пески из необводненных участков пляжной зоны, в которых золото находится преимущественно в крупных и мелких классах, необходимо перерабатывать гравитационным методом на центробежных концентраторах. Доизвлечение золота из обводненных глубоких участков центральной части хвостохранилища с неравномерным распределением мелкого и тонкого золота по глубине и по простиранию рационально производить хлоридным выщелачиванием на месте залегания хвостов. Для повышения эффективности переработки лежалых хвостов проведена адаптации указанных методов к установленным особенностям вещественного состава и технологических свойств золотосодержащих песков, к геологическим, гидрогеологическим, топографическим условиям их залегания в виде техногенной россыпи.

Тонкодисперсные железозинксоодержащие отходы металлургического производства, образующиеся непосредственно в высокотемпературных доменных, сталеплавильных процессах и уловленные в системах мокрой газоочистки в виде шламовых вод являются ценным железосодержащим сырьем техногенного происхождения, отличающимся по составу, физическим и физико-химическим свойствам от свойств исходных железорудных материалов.

Полная утилизация мелкодисперсных шламовых отходов в составе шихты агломерационного производства в рамках производственного рециклинга на металлургических предприятиях ограничивается повышенным содержанием в шламах такой вредной примеси как цинк и отрицательными последствиями присутствия цинка в процессе доменной плавки. Проведенные исследования показали, что металлургические доменные шламы представляют собой микроагрегат оксидов железа различной степени гидратированности, с обломками вмещающей породы и выделениями Zn-содержащих фаз в виде свободных частиц минерала цинкита ZnO или в связанном в виде пленок и оболочек на поверхности частиц пыли, в виде сложных трудновосстановимых соединений – ферритов цинка $ZnFe_2O_4$, реже в форме сульфида цинка, силикатов, сульфатов.

Для выделения из доменных шламов столь разнородных техногенных минералов в целях их обесцинкования была разработана низкочатратная, экологически безопасная

комбинированная флотационно-магнитная технология их комплексной переработки по принципу создания оптимальных условий для извлечения цинк- и железосодержащих фаз. Технологическая схема переработки железозинксодержащих шламов включает обратную флотацию с использованием катионного собирателя и получением пенного продукта флотации в качестве цинксодержащего промпродукта для использования на предприятиях цветной металлургии с массовой долей цинка 7,1%, железа – 18,31%, и мокрую магнитную сепарацию камерного продукта флотации с получением железного концентрата с массовой долей железа 60,5%, цинка – 0,4% для использования в шихте агломерационного производства [4]. Таким образом, традиционные обогатительные процессы переработки первичных руд были адаптированы к специфическим свойствам вторичных металлосодержащих ресурсов черной металлургии для повышения их извлекаемой ценности.

Неравновесные, отличные от природных, высокотемпературные условия образования шлаков металлургического производства определяют их многофазовый состав, присутствие техногенных фаз, которых не было в составе исходного сырья и которые не встречаются в природе, сложное неоднородное строение, отличие физико-механических свойств, а, следовательно, и сложности их глубокой и комплексной переработки.

Изучение фазового состава и физико-механических свойств некоторых видов шлаков черной и цветной металлургии показало, что все они имеют силикатный состав с неравномерной вкрапленностью рудных техногенных фаз, существенные различия форм и размеров зерен рудных минералов и силикатной матрицы, сложные взаимоотношения минеральных и техногенных фаз, но в то же время индивидуализированную форму выделений рудных минералов и металлических включений в шлаковообразующей матрице, различную твердость и хрупкость отдельных фаз. Обосновано, что такое различие физико-механических свойств и морфометрических параметров отдельных фаз шлаков с одной стороны, характер нагружения куска шлака в камере центробежно-ударной дробилки и возможность регулирования величины прикладываемой динамической нагрузки с другой стороны, создают предпосылки для интегранулярного разрушения по границам срастания разнопрочностных фаз в дробилках ударного действия и позволяют раскрывать металлические включения еще на стадии дробления [5]. Были разработаны технологические схемы переработки некоторых видов шлаков с получением из них высококачественной востребованной продукции и использованием стадийного избирательного раскрытия шлаков в центробежно-ударных дробилках и мельницах.

Как показали проведенные исследования, лучшие качественные и количественные показатели разделения, наибольшая комплексность использования труднообогатимого техногенного сырья достигаются при селективном раскрытии техногенных фаз в процессах дезинтеграции и комбинировании различных методов механического обогащения, механического обогащения и химико-металлургической переработки, адекватных установленным особенностям вещественного состава и технологических свойств сырья.

Список использованных источников

1. Gorlova O.E., Shadrunkova I.V., Zhilina V.A Development of deep and comprehensive processing processes of technogenic mineral raw materials in a view of sustainable development strategy // XXIX IMPC 2018: Congress Proceedings. Ore and Metals. Publishing house, 2018. P. 3279-3287.
2. Разработка и опытно-промышленные испытания комбинированной технологии переработки отвала труднообогатимых смешанных медных руд месторождения Таскора / О.Е. Горлова, А.Б. Юн, О.М. Синянская и др. //Цветные металлы. 2018. №12. С.14-20.
3. Формирование ресурсосберегающих технологий переработки вторичного металлосодержащего сырья на основе принципов адаптации //В.А. Чантурия, И.В. Шадрункова, О.Е. Горлова Н.Н. Орехова //Горный информационно-аналитический бюллетень. 2017. № S1. С. 347-369.
4. Горлова О.Е., Хасанов Н.И. Комплексная переработка тонкодисперсных железосодержащих отходов металлургического производства с применением методов обогащения // Черная металлургия. 2014. №3 (1371). – С.93-96.
5. Resource-saving technologies and technical means for processing raw materials difficult for concentration / Shadrunkova I.V., Kolodezhnaya E.V., Gorlova O.E., Chekushina T.V., Orekhova N.N., Lyashenko V.I. // Metallurgical and Mining Industry. 2016. № 12. С. 45-54.

**МЕХАНОАКТИВАЦИЯ КАК СПОСОБ ИНТЕНСИФИКАЦИИ
ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ЗОЛОШЛАКОВЫХ ОТХОДОВ**

Власова В.В.

*Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Иркутский национальный исследовательский технический университет»,
г. Иркутск, Россия, e-mail: vlaver64@rambler.ru*

Abstract. This article provides the results of research in mechanical activation of ash and slag waste of TPP Irutskenergo in order to intensify the physicochemical and technological properties of ash and slag waste.

Резкое увеличение объемов строительства и возрастающие требования к качеству строительных материалов приводят к необходимости совершенствования существующих технологий их производства.

Одной из важных тенденций, направленных на решение данной задачи, является использование вторичных материальных ресурсов, а в частности, золы и шлаков тепловых электростанций, что позволит заметно снизить себестоимость производства бетонов и цементных смесей.

Следует отметить, что помимо экономической составляющей, использование ЗШО в производстве строительных материалов повышает их коррозионную стойкость при условии эксплуатации в агрессивных средах, способствуют улучшению воздухообмена (за счет пористой структуры зерна) и создают хорошую основу для осуществления внутренней отделки в жилых помещениях.

Однако, не смотря на видимые положительные моменты, широкому практическому использованию отходов теплоэнергетики при производстве строительных материалов мешает тот факт, что при длительном хранении на золоотвалах ТЭС в условиях взаимодействия с водой и воздухом они теряют свою активность, т.е. становятся

инертными и требуются определенные действия способные вернуть данным материалам прежние технологические свойства.

Одним из направлений интенсификации физико-химических и технологических свойств золошлаковых отходов может служить механическая обработка (механоактивация) входящих в них компонентов.

Положительный эффект механоактивации компонентов строительных смесей заключается в переходе пассивной (неактивной) поверхности как вяжущих, так и инертных материалов к химически активному состоянию, которое выражается в повышенной способности к реакциям в ходе последующих технологических операций.

Увеличение активности материалов может быть достигнуто в результате измельчения, диспергации (помола) в специальных энергонапряженных агрегатах (мельницах). При этом, необходимо уделять серьезное внимание выбору измельчающего устройства и режиму активации.

Все существующие энергонапряженные агрегаты тонкого помола работают на принципах:

- раскалывания (метод свободного удара), который реализуется в измельчителях-дезинтеграторах, ударно-центробежных мельницах, струйных мельницах и импульсных пневмоизмельчителях;
- раздавливания и истирания, положенный в основу работы валковых дробилок (вальцов) и роликовых мельниц;
- совокупности удара и истирания, которые наблюдаются при работе барабанных мельниц. Каждое из применяемых устройств имеет свои достоинства и недостатки, но в отношении активации золошлаковых смесей, особенно ЗШО из системы гидрозолоудаления, предпочтение следует отдавать шаровым мельницам. Это объясняется большими объемами перерабатываемого материала, возможностью обеспечения необходимой дисперсности продукта, а также надежностью и простотой обслуживания данного оборудования.

Известно, что к сырью, используемому при производстве строительных материалов предъявляют серьезные требования в отношении стабильности гранулометрического состава, так как степень его неоднородности во многом определяет физико-технические свойства полученных изделий, в частности механическую прочность в разные сроки твердения.

Следовательно, механоактивацию можно считать действенным способом, позволяющим не только восстановить химическую активность гидратированных золошлаковых отходов, но и добиться стабилизации их гранулометрического состава.

На кафедре ОПИиООС был осуществлен подбор оптимальных режимов измельчения ЗШО ТЭЦ-9 (г. Ангарск) и золы-уноса НИ-ТЭЦ (г. Иркутск) в мельницах барабанного типа.

Учитывая исходную влажность золошлаковых отходов и продуктов переработки, а также их исходную крупность измельчение проводили в шаровых мельницах мокрым способом.

Требования к гранулометрическому составу продуктов измельчения определяли по ГОСТ 25592-91 «Смеси золошлаковые тепловых электростанций для бетонов», в связи с чем исходный золошлаковый материал измельчали до крупности $-0,10$ мм, учитывая, что

полный остаток на сите №008 не должен превышать 30%, а удельная поверхность должна составлять не менее 1500 см²/г.

Опыты проводились по методике Механобра-Иргиредмета в шаровой лабораторной мельнице объемом 2,5 дм³ в мокрой среде с 35% шаровой загрузкой при «имитации» замкнутого процесса измельчения в несколько циклов (по 5 мин каждый) до момента достижения устойчивого состояния получения близкого по массе готового продукта и циркулирующей нагрузки (схема проведения опытов приведена на рисунке).

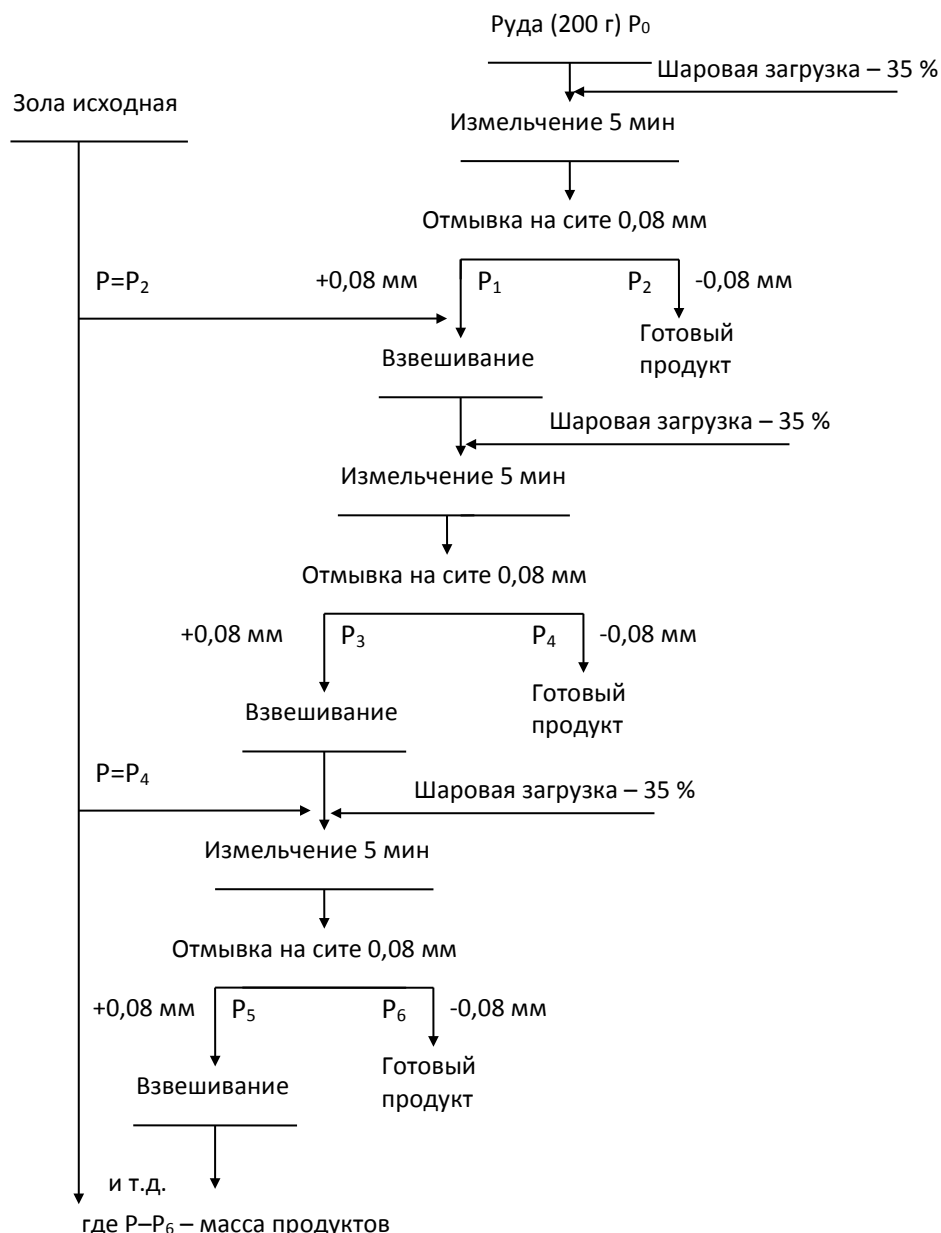


Рисунок – Схема проведения опытов в лабораторной шаровой мельнице

При соответствующем постоянном питании (200 г) по исходной руде состояние устойчивого равновесия было достигнуто за 5 циклов измельчения. По окончании

каждого цикла измельчения продукт мельницы разгружался и отмывался на сите 0,08, после чего плюсовой класс высушивался, взвешивался и возвращался в мельницу.

Постоянство массового состава достигалось добавлением порции исходных золошлаковых отходов до общего веса 200 г (по сухому материалу).

От готового продукта, полученного за последний цикл измельчения, после достижения состояния устойчивого равновесия, была отобрана проба на развернутый ситовый анализ (таблица 1).

Таблица 1 – Гранулометрический состав продуктов измельчения в установившемся цикле

Класс крупности, мм	Выход класса крупности, %	
	ТЭЦ-9	Н-Ир ТЭЦ
+0,08	10,11	6,15
-0,08+0,04	24,75	15,11
-0,04+0,02	19,18	14,91
-0,02+0,005	30,80	35,70
-0,005+0	15,16	28,13

Измерение величины удельной поверхности за каждый цикл измельчения проводили на приборе ПСХ-10 в аналитической лаборатории ООО «Ангарскцемент», результаты представлены в таблице 2.

Таблица 2 – Величина удельной поверхности S_0 , $\text{см}^2/\text{г}$ в зависимости от времени активации золошлаковых отходов ТЭЦ-9 и Н-Ир ТЭЦ

Циклы измельчения	ТЭЦ-9	Н-Ир ТЭЦ
0	2837	3129,00
1 цикл	3150	3290
2 цикл	3380	3450
3 цикл	3432	3550
4 цикл	3150	3290
5 цикл	3005	2980
Среднее за три последних цикла	3195,66	3273,33

За первый цикл измельчения прирост удельной поверхности составил $62,60 \text{ см}^2/\text{г}$ для золы ТЭЦ-9 и $16,1 \text{ см}^2/\text{г}$ для золы-уноса Н-Ир ТЭЦ. Далее также наблюдался прирост величины удельной поверхности.

Незначительное снижение величины удельной поверхности было зафиксировано после 4-го цикла измельчения, что частично объясняется явлением агрегатирования мелких частиц во время сушки. Соответственно для дальнейшего приращения удельной поверхности необходимо проводить процесс измельчения с добавлением поверхностно-активных веществ.

Сравнивая гранулометрический состав продуктов активации ЗШО в замкнутом цикле измельчения с требованиями ГОСТа 25592-91 можно сделать вывод, что они соответствуют данным требованиям. Следовательно, использование механоактивации (измельчения) с целью стабилизации гранулометрического состава и технологических свойств золошлаковых отходов является весьма перспективным направлением.

Продукты измельчения ЗШО могут применяться в качестве заменителя части цемента (10-30%) при производстве строительных материалов.

ПЕРЕРАБОТКА ОТХОДОВ ТИТАНО-МАГНИЕВОГО ПРОИЗВОДСТВА

Ультаракова А.А., Балтабекова Ж.А., Онаев М.И., Касымжанов К.К.
Казахский национальный исследовательский технический университет
имени К. И. Сатпаева, АО «Институт металлургии и обогащения»,
г. Алматы, Республика Казахстан, e-mail: a.ultarakova@imio.kz

Abstract. The behavior of rare-earth elements and iron in water leaching of spent melt of titanium chlorinator is studied. By leaching cake with sulfuric acid, a solution was obtained containing 2.9 g/dm³ of iron and 983 mg/dm³ of the amount of rare-earth elements. Sorption of REE from solutions was carried out on resin KU-2-8n..

Производство титана на АО «Усть-Каменогорский титано-магниевый комбинат» характеризуется большими объемами техногенных отходов. Ежегодно образуется до 76 тыс. т не утилизируемых хлоридных отходов, а общий объем отходов на трех хвостохранилищах в 15-20 раз больше.

В отходах титано-магниевого производства содержатся рубидий, цезий, РЗЭ, ниобий, тантал, скандий и другие металлы. Также с хлоридными отходами теряются калий и магний, со средним содержанием хлоридов калия 50-60 %, магния 25-30 %. АО «УКТМК» закупает карналлит за границей по довольно высокой цене. Между тем проблему дефицита карналлита можно решить, получая его регенерацией из отходов титано-магниевого производства [1].

Объектами исследований служили отработанный расплав титановых хлораторов (ОРТХ) и шламы магниевого производства: шламы печи непрерывного рафинирования магния (ПНР), шламы магниевого электролизера хлормagneйной схемы (ШМЭХС), шламы магниевого электролизера карналлитовой схемы (ШМЭКС). Состав хлоридных отходов приведен в таблице 1.

Таблица 1 - Химический состав отходов титано-магниевого производства

Отходы	Содержание компонентов, %										
	TiO ₂	FeO	FeCl ₂	KCl	MgCl ₂	MgO	NaCl	Cr ₂ O ₃	MnO	AlCl ₃	SiO ₂
ОРТХ	4,9	-	16,8	9,0	1,7	-	17,0	1,4	4,2	4,1	8,2
Шламы ПНР	0,9	1,39	-	26,3	7,48	32,5	11,8	0,04	0,009	н/б	<0,2
ШМЭХС	1,4	2,7	-	21,8	7,8	32,45	14,6	0,07	0,018	н/б	<0,2
ШМЭКС	1,93	3,5	-	21,8	9,82	27,3	16,0	0,07	0,03	0,015	<0,2

Одна из главных задач исследований – получение солевого раствора с карналлитовым модулем KCl/MgCl₂ = 0,8-1,0. При выщелачивании ОРТХ водой в оптимальных условиях полученный раствор имел карналлитовый модуль 2,94, т.е. содержание хлорида калия почти в три раза больше необходимого. Кроме того, раствор загрязнен железом, кремнием, марганцем и алюминием.

При выщелачивании шламов магниевого производства водой треть оксида магния теряется с отвальным кеком. Для более полного извлечения магния в раствор использовали 10 % раствор соляной кислоты. При выщелачивании ПНР и ШМЭХС получены растворы с карналлитовым модулем 0,35. При выщелачивании ШМЭКС модуль равнялся 0,4. Наиболее концентрированные по магнию растворы образуются при выщелачивании ПНР, которые используются для дальнейших исследований. Надо

отметить, что при кислотном выщелачивании образуются плохо фильтруемые пульпы. Скорость фильтрации не соответствуют требованиям промышленности.

С целью улучшения процесса фильтрации пульп и попутного извлечения редкоземельных элементов из хлоридных отходов проведены исследования по изучению совместного выщелачивания ОРТХ и шлама ПНР.

На первом этапе получали раствор водного выщелачивания ОРТХ с pH 1,2-1,8, который укрепляли соляной кислотой. Затем порционно вводили шлам ПНР. Данный прием позволяет практически полностью растворить соединения магния шлама ПНР, что обеспечивает требуемый карналлитовый модуль 0,9-1,1. Из полученного раствора по известному способу выделяют товарный карналлит [2].

Известно, что редкоземельные элементы практически не образуют собственных рудных месторождений, и основная масса РЗЭ присутствует в небольших количествах в качестве примеси к основному компоненту.

Примером таких руд являются ильмениты. Содержание редкоземельных элементов в них колеблется от 0,1 до 0,3 %. Исходя из химических свойств РЗЭ наиболее вероятные места их накопления в технологии переработки ильменитовых концентратов – это возвратные пыли рудотермической плавки и хлоридные отходы.

Изучение распределения редкоземельных элементов по хлоридным отходам показало, что одним из потенциальных сырьевых источников редкоземельных элементов являются отработанные расплавы титановых хлораторов.

Состав редкоземельных элементов ОРТХ коммерчески привлекателен, так как доля диспрозия составляет 57 %, неодима 8 %, а неликвидного церия всего 13 %.

В настоящее время на АО «УКТМК» образуются 22 тыс. т ОРТХ, из которых редкоземельные элементы составляют 0,2 %, а оксида диспрозия 0,1 %. Вместе с тем, отсутствие технологии переработки хлоридных отходов препятствует возможности создания производства такой дорогостоящей продукции, как редкоземельная. С учетом объема переработки титансодержащего сырья извлечение РЗЭ из него представляется важной задачей.

Минералогические формы вхождения редкоземельных элементов в ОРТХ определяли термическим методом, что связано с их низким содержанием в продукте. Установлено, что РЗЭ присутствуют в виде хлоридов, оксидов, молибдатов и вольфраматов. Основная вредная примесь для дальнейшей переработки железо.

В связи с этим было изучено поведение редкоземельных элементов и железа при водном выщелачивании ОРТХ при комнатной температуре.

Исследования показали, что изменяя соотношение фаз, можно перевести в раствор до 75 % железа при потере РЗЭ значительно ниже тех, которые последуют при удалении большого количества железа.

Эксперименты показали, что для водного выщелачивания ОРТХ оптимальным соотношением твердой и жидкой фазы является 1:6÷7, при этом в раствор переходит 65-75 % водорастворимого железа. Потери суммы редкоземельных элементов составляет не более 16 %, а диспрозия - 4,5 %.

По данным химического фазового анализа в кеках от выщелачивания ОРТХ железо представлено, в основном, в двухвалентном состоянии.

В оптимальных условиях выщелачивания ОРТХ был получен кек, результаты химического анализа которого приведен в таблице 2.

Таблица 2 - Химический состав кека от водного выщелачивания ОРТХ, мас. %

Fe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	La ₂ O ₃	CeO ₂	Pr ₂ O ₃	Nd ₂ O ₃	Gd ₂ O ₃	Dy ₂ O ₃	Y ₂ O ₃	∑РЗЭ
3,0	1,17	0,042	0,092	0,014	0,065	0,037	0,435	0,034	0,719

Из данных таблицы видно, что водное выщелачивание ОРТХ позволило снизить содержание железа в 3,2 раза, практически полностью удалив негативно влияющее на сорбцию и экстракцию РЗЭ трехвалентное железо.

Редкоземельные элементы в полученном продукте сконцентрировались почти в 5 раз.

Физико-химические исследования кека водного выщелачивания ОРТХ показали, что редкоземельные элементы представлены, в основном, в виде молибдатов.

В качестве выщелачивающего агента выбрана серная кислота, что связано с ее физико-химическими свойствами – нелетучесть и термоустойчивость при температурах выше 100 °С.

Выщелачиванием кека в оптимальных условиях (температура 25°С, продолжительность 2 ч, концентрация серной кислоты 20 %, Т:Ж=1:6, что соответствует соотношению суммы полупроцентных оксидов и оксидов РЗЭ к серной кислоте 1:125 г/г при выщелачивании исследуемого образца кека) получен раствор с содержанием 2,9 г/дм³ железа и 983 мг/дм³ суммы редкоземельных элементов.

В результате очистки был получен раствор, содержащий 0,12 г/дм³ железа и 0,954 г/дм³ суммы РЗЭ, рН 3,2, который служил исходным для исследования возможности концентрирования РЗЭ сорбционным способом.

Экспериментальные исследования сорбции РЗЭ из полученных технологических растворов проводили в динамическом режиме на смоле КУ-2-8н.

Степень сорбции суммы редкоземельных элементов составила 97,1 %.

Десорбировали РЗЭ 15 % раствором серной кислоты. Полученный раствор содержит 16,57 г/дм³ суммы редкоземельных элементов и 0,16 г/дм³ железа.

Предложена схема переработки хлоридных отходов титано-магниевого производства с получением карналлита и продукционного раствора редкоземельных элементов.

Список использованных источников

1. Худайбергенов Т.Е., Шаяхметов Б.М., Жаксыбаев А.Н. и др. Эколого-экономическая оценка использования хлоридных отходов производства на УКТМК // Сборник научных трудов КазНИПИцветмет: Переработка полупродуктов и отходов химико-металлургических производств. – Алматы, – 1994. – С. 17-28.
2. Ультаракова А.А., Лохова Н.Г., Найманбаев М.А. и др. Разработка комплексной технологии переработки отходов титаномагниевого производства // Материалы шестой междунар. науч.-практич. конф. «ГЕОТЕХНОЛОГИЯ-2013: Проблемы и пути инновационного развития горнодобывающей промышленности. Институт горного дела им. Д.А. Кунаева. – Алматы. – 2013. – С. 351-355.

**ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТЕЙ ИЗВЛЕЧЕНИЯ КАССИТЕРИТА ИЗ
ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ***

Юсупов Т.С., Шумская Л.Г., Кириллова Е.А., Уракаев Ф.Х.

*Федеральное государственное бюджетное учреждение Институт геологии и
минералогии СО РАН, г. Новосибирск, Россия, e-mail: urakaev@igm.nsc.ru*

Abstract. In the paper we continue investigation of the possibilities of extraction of cassiterite from man-made materials, the results of flotation concentration and subsequent enrichment using the centrifugal concentrator "Itomak»

Ввиду резкого сокращения запасов легкообогатимых руд и в значительной мере выработанности перспективных месторождений руд цветных благородных и редких металлов все большее значение приобретает разработка научных основ и прогрессивных методов обогащения и переработки труднообогатимых руд и техногенного сырья. В работе продолжены исследования по извлечению касситерита из техногенного сырья.

Объектом изучения было олово-сульфидное техногенное сырье НОК, содержание Sn составляло 0.75%, основная масса (до 70%), представленная сульфидами Fe, As и Pb, претерпела существенные гипергенные преобразования.

С целью селективного раскрытия сростков минералов и минимизации образования микронных частиц шламов использовалось ударное измельчение в дезинтеграторе со свободным ударом. Эксперименты осуществлены с использованием установки DEZI-II в диапазоне вращения дисков 2400, 4200, 8000 об/мин. Согласно сканирующей электронной микроскопии в составе фракции -0.02 мм преобладают рентгеноаморфные продукты гипергенного преобразования Fe-сульфидов, присутствуют обломки арсенопирита, пирита, а также единичные крупные обломки касситерита. В связи с этим была реализована стадийная дезинтеграция с последующим доизмельчением продукта +0.071 мм в режиме более высоких скоростей и разрушающих воздействий.

Основным методом предварительного обогащения выбрана флотация с концентрацией в камерной фракции касситерита. Полученный концентрат с содержанием SnO₂ 1.6% и выходом 46% без контрольной и перечистных операций подвергался центробежному обогащению в концентраторе «Итомак», что дало возможность получить концентрат с содержанием SnO₂ 3.4%, в котором согласно результатам рентгенофазового анализа и сканирующей электронной микроскопии преобладают рентгеноаморфные продукты гипергенного преобразования Fe-сульфидов, часто встречается пирит, присутствуют обломки зерен касситерита – преобладают крупные зерна (35×35÷100×50 мкм), встречаются сростки мелких (<10 мкм) кристаллов, заключенные в продукты изменения Fe-сульфидов, арсенопирит – 15×15 мкм.

Проведенными экспериментальными исследованиями процесса разделения искусственных смесей (тонкоизмельченные касситерит, кварц, глинистые минералы и др.) в центробежном поле, реализуемом в концентраторе «Итомак», установлена возможность дальнейшего улучшения качества тяжелой Sn-содержащей фракции.

* Работа поддержана грантами РФФИ № 18-05-00434А и № 19-45-540003р_а.

ПЕРЕРАБОТКА ТЕХНОГЕННОГО ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ С ПРИМЕНЕНИЕМ МОДИФИЦИРОВАННОГО РЕАГЕНТА*

Семушкина Л.В., Турысбеков Д.К., Нарбекова С.М., Муханова А.А., Билялова С.М.
Казахский национальный исследовательский технический университет им. К.И. Сатпаева,
АО «Институт металлургии и обогащения», г. Алматы, Республика Казахстан,
e-mail: s.narbekova@mail.ru

Abstract. The paper presents the results of laboratory researches on processing of gold-bearing flotation tailings of the Bestobe field using a microemulsion of a modified foaming agent MFA received in a generator of a water-air microemulsion. As a result gold content in a concentrate increases from 16.3 g/t to 28.2 g/t, extraction of gold increases from 22.54 to 44.92 %.

Несмотря на значительные исследования по повышению эффективности извлечения золота и разработку новых методов и процессов повышения контрастности свойств золотосодержащих сульфидов, флотационное извлечение тонкодисперсного золота, ассоциированного с сульфидами и кварцем, не превышает 60-80 %, а в ряде случаев 30-40%. Флотационными способами обогащения, применяя различные реагентные режимы, можно достичь более высокого извлечения полезных компонентов в концентрат. Возможно применение различного сочетания собирателей для получения более высоких технологических показателей [1-3].

Кроме изменения реагентного режима при флотации труднообогатимого и техногенного сырья возможно использование дополнительного оборудования для снижения потерь тонкодисперсных шламовых ценных минералов. В качестве такого оборудования предлагается использование генератора водо-воздушной микроэмульсии, позволяющего существенно ускорить флотационное извлечение мелких частиц относительно крупными пузырьками, генерируемыми флотационной машиной (комбинированная микрофлотация). Основным элементом лабораторного генератора является головка диспергатора, внутри которой с помощью высокоскоростного электропривода создается сильно неоднородное гидродинамическое поле, с помощью которого смесь воздуха и концентрированного раствора вспенивателя преобразуется в микродисперсию (эмульсию) воздуха в водной фазе.

Проведены исследования по изучению возможности переработки золотосодержащих хвостов флотационного обогащения месторождения Бестобе с применением микроэмульсии модифицированного пенообразователя МП, полученной в генераторе водо-воздушной микроэмульсии, в сравнении с базовым пенообразователем Т-92. Содержание золота в исходных хвостах составляет 0,3 г/т.

Проведен гранулометрический анализ пробы фабричных хвостов руды месторождения Бестобе с распределением золота по классам крупности. Результаты гранулометрического анализа показали, что 71,76 % золота находится в классе менее 40 мкм. Схема флотации включала в себя основную флотацию, контрольную флотацию и две перечистки концентрата.

* Исследования проведены при финансовой поддержке Комитета науки Министерства образования и науки Республики Казахстан по гранту № AP05131425.

В схеме флотации использовали следующие реагенты в качестве: регулятора среды - СаО; активатора – медный купорос; собирателя – бутиловый ксантогенат натрия; вспенивателя – Т-92 и модифицированный пенообразователь МП. Особенность пенообразователя МП, в отличие от базового вспенивателя Т-92, заключается в том, что он имеет олигомерное строение.

Изучены физико-химические свойства модифицированного пенообразователя МП, предлагаемого для повышения эффективности флотационного обогащения и снижения потерь золота с хвостами при флотации, в сравнении с базовым пенообразователем Т-92.

Для выявления особенностей физико-химических характеристик модифицированного пенообразователя МП, таких как поверхностное натяжение на границе вода-воздух, размеры и заряд микропузырьков по сравнению с базовым пенообразователем Т-92, были исследованы их свойства в зависимости от концентрации реагентов. Измерения поверхностного натяжения (σ) базового пенообразователя Т-92 и модифицированного пенообразователя МП на границе вода-воздух проводили на тензиометре KRUSS серии K20 EasyDyne методом втягивания пластины Вильгельми. Базовый пенообразователь Т-92 наибольшую активность проявляет при концентрации, соответствующей расходу 140 г/т, при значении $\sigma = 58,5$ мН/м, а модифицированный МП имеет значение σ в пределах 61,4-64,2 мН/м при концентрации, соответствующей расходу 15-25 г/т. Концентрация МП почти в 6-10 раз меньше, чем Т-92. Это можно объяснить тем, что низкомолекулярный Т-92 является более подвижным, по сравнению с МП, имеющим олигомерное строение. Для повышения поверхностной активности МП необходимо диспергировать путем ультразвуковой обработки или генератором водовоздушной микроэмульсии.

Для получения микропузырьков растворы пенообразователей были подвергнуты ультразвуковой обработке на ультразвуковом аппарате «УЗДН-А1200Т» фирмы «НПП «Укрросприбор» в течение 15 минут с частотой 22 кГц. Затем растворы реагентов исследовались на анализаторе размеров частиц PhotocorCompact.

Анализаторы серии PhotocorCompact предназначены для измерения размера и дзета-потенциала дисперсных частиц. Принцип работы анализаторов основан на методе статического и динамического рассеяния света (фотонной корреляционной спектроскопии). Размер диспергированных в жидкости частиц определяется измерением корреляционной функции флуктуаций интенсивности рассеянного света и интегральной интенсивности рассеяния. Диапазон измеряемых размеров находится в пределах от 1 нм до 5-40 мкм. Мощность лазера анализатора находится в диапазоне от 2 до 35 мВт. Для измерения размеров наночастиц используется метод динамического рассеяния света. Данный метод позволяет определить коэффициент диффузии дисперсных частиц в жидкости путем анализа корреляционной функции флуктуаций интенсивности рассеянного света. Далее, из коэффициента диффузии рассчитывается радиус частиц.

Для раствора Т-92 с концентрацией, соответствующей расходу во флотации 140 г/т, средний размер частиц микропузырьков равняется 62 мкм, содержание (доля) этих частиц 48,4 %. Электрокинетический потенциал частиц составляет $-8,1$ мВ. В данной концентрации Т-92 около 50 % количества микропузырьков средним размером 62 мкм и средним зарядом является оптимальным для полного захватывания тонких частиц.

Следует также отметить, что другая часть, более 26 % количества пузырьков, превышает 62 мкм на порядок. При этом создается оптимальная смесь относительно средних и крупных пузырьков.

Для раствора МП с концентрацией, соответствующей расходу во флотации 20 г/т, средний размер частиц микропузырьков равняется 38 мкм, содержание (доля) этих частиц 65,8 %. Электрокинетический потенциал частиц составляет –4,8 мВ. При этой оптимальной концентрации более 65 % олигомерных молекул МП становятся компактными за счет внутримолекулярных взаимодействий, из-за чего они более эффективно закрепляются на поверхности мелких частиц полезных компонентов и улучшают комбинированную микрофлотацию.

Особенность пенообразователя МП в отличие от базового вспенивателя Т-92 в том, что структура МП олигомерного типа. Поэтому его расход в 8-10 раз меньше по сравнению с традиционными пенообразователями. Кроме того, МП при низкой концентрации может принимать конформацию вытянутой формы, вследствие этого средние размеры микропузырьков вышеуказанной концентрации могут быть большими. Такая форма микропузырьков создает благоприятные условия для захватывания тонких частиц при комбинированной микрофлотации. Также можно отметить, что заряд отрицательных частиц является минимальным.

Следует отметить, что при дальнейшем незначительном увеличении концентрации МП начинают образовываться агрегаты микропузырьков, состоящие из компактных уплотненных микропузырьков, которые хуже закрепляются на поверхности тонких частиц при флотации.

Проведены исследования по отработке режима флотации хвостов флотационного обогащения месторождения Бестобе с применением генератора водовоздушной микроэмульсии и реагента МП.

Пенообразователь МП перед подачей во флотацию пропускали через генератор водовоздушной микроэмульсии. Микроэмульсия подавалась во флотационную камеру с выхода генератора в виде концентрированной дисперсии воздуха в растворе флотореагента.

Флотация хвостов проведена по базовой технологии с применением Т-92, с применением пенообразователя МП и генератора водовоздушной микроэмульсии. Так как более 70 % золота находится в классе менее 40 мкм, проводились опыты с доизмельчением исходных хвостов. В исходных хвостах содержание класса -0,071 мм составляло 71,91 %, класса -0,040 мм – 59,91 %. Хвосты измельчали в лабораторной шаровой мельнице ВМЛ-2 до заданной крупности. Оптимальная крупность доизмельченных хвостов флотации месторождения Бестобе составила 93,46 % класса -0,071 мм (82,34 % кл. -0,040 мм).

При флотации хвостов Бестобинского месторождения по базовому режиму с применением Т-92 (оптимальный расход 140 г/т) без использования генератора водовоздушной эмульсии, получен золотосодержащий концентрат с содержанием золота 16,3 г/т при извлечении 25,54 %.

С применением модифицированного пенообразователя МП (оптимальный расход 20 г/т) с использованием генератора водо-воздушной эмульсии получен золотосодержащий концентрат с содержанием золота 25,1 г/т при извлечении 36,44 %.

Применение предварительного доизмельчения исходных хвостов позволяет повысить содержание и извлечение золота в концентрат. С применением доизмельчения и модифицированного пенообразователя МП с использованием генератора водо-воздушной эмульсии получен золотосодержащий концентрат с содержанием золота 28,2 г/т при извлечении 44,92 %. Содержание золота в отвальных хвостах снижается с 0,25 г/т в базовом режиме до 0,17 г/т.

Список использованных источников

1. Бочаров В.А., Игнаткина В.А., Алексейчук Д.А. Новые научные подходы к выбору композиций сульфгидрильных собирателей, механизму их действия и обоснованию условий селективной флотации сульфидных минералов //Горный информ.-аналит. бюллетень.- 2013.- № 10.- С. 59–66.
2. 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 //Materials 17th SGEM International Scientific Multidisciplinary Conference. - Vienna, Austria, 27 - 30 November 2017. - P.3-9. <https://doi.org/10.5593/sgem2017h/43/s18.001>
3. Тусупбаев Н.К., Семушкина Л.В., Турысбеков Д.К. и др. Использование модифицированных флотореагентов при переработке техногенного сырья //Комплексное использование минерального сырья.- 2017.- № 1.- С. 78-82. www.kims-imio.kz

К ВОПРОСУ ПЕРЕРАБОТКИ ТЕХНОГЕННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ НА ТЕРРИТОРИИ ГОРНО-ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ КОМБИНАТОВ

Медяник Н.Л., Мишурина О.А., Муллина Э.Р., Варнавский Д.А.

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Россия, e-mail: medyanikmagnitka@mail.ru

Abstract. The article presents the analysis of aspects of the formation of acid mine waters in the territory of mining and processing plants of copper complex and possible methods of their effective processing, which indicates the feasibility of the development and implementation of integrated technologies for selective processing of hydrotechnogenic formations.

В настоящее время добыча полезных ископаемых сопровождается сбросом на поверхность значительного объема рудничных вод, характеризующихся высоким содержанием ценных металлов, таких как медь, цинк, железо, марганец и др. Однако, эти воды не имеют целевого использования и, в основном, подвергаются нейтрализации известью с осаждением металлов в виде гидроксидов на дне искусственных прудов (шламонакопителей) и сбросом осветленных вод в естественные водоемы. В некоторых случаях перед известкованием сбросных вод осуществляют операцию цементации на железосодержащем ломе с целью извлечения меди [1-4]. Образующиеся значительные объемы шламов в основном складываются в прудах отстойниках, в которых накоплено к настоящему времени десятки миллионов кубометров. Причем для утилизации этих твердых техногенных образований отторгаются территории под промышленные полигоны, а тяжелые и цветные металлы теряются при захоронении [2, 4].

Проведенные аналитические исследования рудничных вод горно-обогатительных предприятий медноколчеданного комплекса Уральского региона показали что, образующиеся воды отличаются высокой концентрацией ионов тяжелых и цветных металлов. При этом содержание металлов в попутных рудничных водах зачастую близки к их содержаниям в традиционном гидроминеральном сырье – минерализованных водах и рассолах, что свидетельствует о потенциальной возможности использования их в качестве дополнительного источника получения металлов [2]. Наряду с этим гидротехногенные образования являются основными источниками поступления токсичных металлов в поверхностные и подземные водоемы. Анализ рудничных вод горнодобывающих предприятий Южного Урала (таблица) показал, что концентрации меди, железа и марганца варьируются в широких пределах, что естественным образом негативно сказалось на качестве воды прилегающих поверхностных водоемов.

Таблица - Показатели химического состава рудничных вод горно-обогатительных комбинатов Уральского региона

Рудничные воды	Химический состав, мг/дм ³						
	pH	Eh	Cu ²⁺	Mn ²⁺	Fe _{общ.}	Cl ⁻	SO ₄ ²⁻
Сибайский филиал Учалинского ГОКа	2,66	+375	238,5	235,2	216,4	105,2	2023,0
Бурибаевский ГОК	2,87	+406	284,3	197,3	507,6	689,3	1837,1
Учалинский ГОК	2,94	+425	170,1	184,5	474,3	215,9	1968,4

Например, превышение норм ПДК_{рх} по данным металлам в реке Карагайлы (г. Сибай) составило: меди – в 116 раз, марганца – в 485 раз, железа - в 60 раз [6]. Кроме того, отмечено, что качество воды в реке Таналык не отвечало нормативным требованиям уже до сброса сточных вод ныне действующих предприятий. Очевидно, это связано с тем, что помимо сброса стоков в поверхностные водоемы происходит так же их загрязнение за счет подземной миграции ионов тяжелых и цветных металлов вследствие фильтрации кислых подотвальных вод.

В связи с вышесказанным, для комплексного использования гидротехногенных георесурсов необходима разработка технологии, позволяющей не только провести очистку данных ресурсов, но и извлечение из них ценных металлов. При этом, некоторые из тяжелых металлов относятся к числу редких и дорогостоящих, и их выделение представляет собой самостоятельный интерес для дальнейшей переработки и вторичного использования [5, 6].

В настоящее время на практике для селективного извлечения катионов металлов из водных растворов наиболее часто реализуются следующие методы: ионная флотация; сорбция; аэрация; фильтрация; окислительно-восстановительное осаждение.

Метод ионной флотации является одним из наиболее эффективных методов концентрирования ионов тяжелых металлов из растворов. Для извлечения из водных растворов малых количеств металлов (менее 20 мг/дм³) в пенную фракцию на практике применяются анионно-активные реагенты. Ограниченность применения флотационных методов для очистки сточных вод обусловлена токсическими свойствами применяемых собирателей.

При сорбционном извлечении металлов наибольшей эффективностью обладают магниевые минералы карбонатных и силикатных пород. Изучение состава и структуры выбранных пород показало, что их образцы имеют относительно развитую поверхность и не содержат канцерогенных примесей, а также токсичных веществ, препятствующих применению минералов в качестве сорбентов в процессах очистки сточных вод.

Сущность метода аэрации заключается в удалении части углекислоты и насыщении воды кислородом воздуха, что приводит к увеличению рН воды, что в свою очередь способствует ускорению процессов окисления и гидролиза металлов с образованием нерастворимых гидроксидов с последующей их коагуляцией. Например, для извлечения ионов марганца (II) находит широкое применение метод аэрирования с последующим фильтрованием образующихся взвесей через контактный фильтр, загруженный природным пиролюзитом или кварцевым песком с предварительно нанесенным диоксидом марганца (черный песок). В некоторых технологиях вместо кварцевого песка рекомендуется использовать зеленый песок (глауконит) или цеолиты с нанесенным диоксидом марганца, последний играет не только роль катализатора, но и сорбента - поглотителя соединений марганца [5, 6].

При извлечении металлов методом фильтрации в качестве фильтрующего материала используют дробленый базальт и базальтовый гравий, карбонат кальция, кварцевый песок, доломит, мрамор, антрацит, оксид марганца, полимерные изделия. Применение базальта позволяет получить высокое качество очистки воды, поскольку он обладает щелочными свойствами и способствует улучшению процессов окисления и осаждения металлов. Также в качестве фильтрующей загрузки широко используется термически модифицированная руда карбонатного типа, которая одновременно выступает и в качестве катализатора процесса окисления катионов поливалентных металлов до малорастворимых соединений. В данном случае обеспечивается упрощение и удешевление очистки воды за счет исключения операции возобновления каталитических свойств фильтрующей загрузки химическими реагентами.

Метод окислительно-восстановительного осаждения применяется в случае извлечения поливалентных металлов (марганец, железо и др.) Процесс осуществляется с использованием реагентов-окислителей, в качестве которых на практике широко используются следующие окислители: озон, хлор, двуокись хлора, а также перманганат калия. Озон и двуокись хлора являются эффективными окислителями, однако для их применения требуются сложные в строительстве и эксплуатации установки, а поэтому в отечественной практике они не находят широкого применения.

Проведенный анализ аспектов формирования кислых рудничных вод на территории горно-обогатительных комбинатов медноколчеданного комплекса, особенности их химического состава и возможные методы их эффективной переработки позволяет сделать вывод о целесообразности разработки и внедрения комплексных технологий селективной переработки гидротехногенных образований, формирующихся на территории ГОКов Уральского региона. Внедрение таких технологий позволит: рассматривать кислые рудничные воды не только как отходы предприятия, но и как дополнительный источник для получения цветных металлов в виде кондиционного сырья,

а также уменьшит безвозвратные потери ценных металлов, что существенно повысит эффективность использования природных ресурсов и работу горнорудных предприятий.

Список использованных источников

1. Абдрахманов Р.Ф., Ахметов Р.М. Влияние техногенеза на поверхностные и подземные воды Башкирского Зауралья и их охрана от загрязнения и истощения // Геологический сборник. - 2006. - № 6. - С. 266-269.
2. Емлин Э.Ф. Техногенез колчеданных месторождений Урала. Свердловск: Изд-во Урал. ун-та, 1991. - 256 с.
3. Мишурина О.А. Технология электрофлотационного извлечения марганца в комплексной переработке гидротехногенных георесурсов медноколчеданных месторождений - автореферат диссертации на соискание ученой степени кандидата технических наук //Магнитогорск: МГТУ, 2010. - 22 с.
4. Мишурина О.А., Муллина Э.Р. Химические закономерности процесса селективного извлечения марганца из техногенных вод // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2012.- № 3. - С. 58-62.
5. Мишурина О.А., Чупрова Л.В., Муллина Э.Р. Деманганация сточных вод растворами хлорной извести. // Альманах современной науки и образования. 2013. № 9 (76). - С. 115-118.
6. Мустафин А.Г., Ковтуненко С.В., Пестриков С.В. и др. Исследование экологического состояния реки Таналык республики Башкортостан // Вестник Башкирского университета. – 2007. - № 4 (Т. 12). - С. 43-44.

**ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ УГЛЕЙ ПРИ ТЕРМИЧЕСКОМ
ПРЕОБРАЗОВАНИИ***

Ульянова Е.В., Малинникова О.Н., Пашичев Б.Н.

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки, Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова Российской академии наук, Москва, Россия, e-mail: ekaterina-ulyanova@yandex.ru

Abstract. Thermogravimetric study revealed that coals with identical technical characteristics manifest the different decomposition rates depending on the mineral inclusions they contain.

Переработка ископаемого каменного угля, в жидкое или газообразное топливо в настоящее время низко эффективны и неэкономичны [1–3] из-за необходимости проведения сложных многоступенчатых процессов, высокой себестоимости, как процесса ожижения, так и обработки получаемых продуктов, выход которых зачастую незначителен, так как для получения 1 т жидких продуктов необходимо не менее 5 т углей. Определяющим направлением научного поиска была и остается проблема снижения термической устойчивости угля, что может способствовать созданию процессов его переработки в более мягких условиях и соответственно, сделать этот процесс экономически более привлекательным. В проведенных исследованиях использовался термогравиметр TGA-701, на котором определялась потеря массы угольного вещества Δm и скорость потери массы $\Delta m/\Delta t$ при повышении температуры до 1000 °С со скоростью 10°С/мин.

* Работа выполнена при поддержке гранта РФФИ 19-05-00824

Нами исследовались три группы образцов углей Кузбасса (таблица 1), имеющих примерно одинаковое содержание летучих веществ, обозначенных номерами проб, из которых они отбирались: 117–120 ($V^{daf} \approx 30\%$), 114, 124 ($V^{daf} \approx 34\%$) и 115, 116 ($V^{daf} \approx 15–17\%$).

Таблица 1 – Технические характеристики ископаемых углей

№	Наименование шахт	$V^{daf}, \%$	$A^{daf}, \%$	$W, \%$
114	Усковская, пл. 50, склонен к самовозгоранию	34,9	2,4	1,0
115	ЗАО «Распадская-Коксовая», пласт III весьма склонен к самовозгоранию, глубина 380 м	17,17	3,83	1,31
116	Алардинская, пласт VI Балахонска серия, глубина 570 м, 50 м от нарушения	15,53	8,57	1,74
117	Осинниковская, пласт Е-5; вблизи проекции разлома "Сейсмический глубина 600м	29,97	3,45	1,1
118	Осинниковская, пласт К-5, разлом Тальпинский, глубина 500м	30,3	4,42	1,2
119	Осинниковская, пласт Е-5, глубина 900 м, место обрушения	30,4	3,2	1,1
120	Осинниковская, пласт Е-5, глубина 600м, удароопасная зона	28,4	8,55	1,1
124	Талдинская - Западная 2 (разрез Заречный).	34,4	3,01	1,0

Исследования проводились в термогравиметре при двух режимах – без доступа кислорода (тигли с угольными образцами накрывались крышками) и в окислительной среде, то есть с доступом воздуха (без крышек).

По полученным результатам построены зависимости максимальной скорости разложения угля $\Delta m/\Delta t$ от содержания летучих веществ (V^{daf}) и температуры (T) при нагреве до 1000 °С для первых двух групп образцов, то есть с V^{daf} около 30 % и выше (рисунок).

Несмотря на небольшую разницу в технических характеристиках, образцы со значением $V^{daf} \approx 30\%$ (образцы 117-120) при нагреве до 1000 °С без доступа воздуха имеют примерно равную максимальную скорость разложения (рисунок *a*). При нагреве в окислительной среде максимальное значение $\Delta m/\Delta t$ для всех образцов разное: от 0,8 до 1,7% (рисунок *a*), как в группе с $V^{daf} \approx 30\%$ (образцы 117-120), так и на углях с $V^{daf} \approx 34\%$ (образцы 114, 124). По техническим характеристикам образцы 114, 124 - это практически один тип угля марки ГЖ (см. таблицу 1), но скорость разложения ($\Delta m/\Delta t$) этих углей разная и в условиях отжига без доступа воздуха и в окислительной среде, отличаясь почти в два раза. Причем уголь № 124 теряет, по окончании нагрева до 1000 °С 96,9% своей начальной массы, тогда как уголь №114 только 66,4%. Температура наибольшей скорости преобразования угольного вещества для этих образцов (114, 124) также разная. Уголь №124 при нагреве без доступа воздуха имеет максимальное значение $\Delta m/\Delta t$ при температуре на 20 °С ниже угля № 114, а при нагреве в окислительной среде разница в температурах уже 90 °С. Из углей с $V^{daf} \approx 30\%$ уголь № 118 также при отжиге в кислородной среде теряет большую часть своей массы (84,6%).

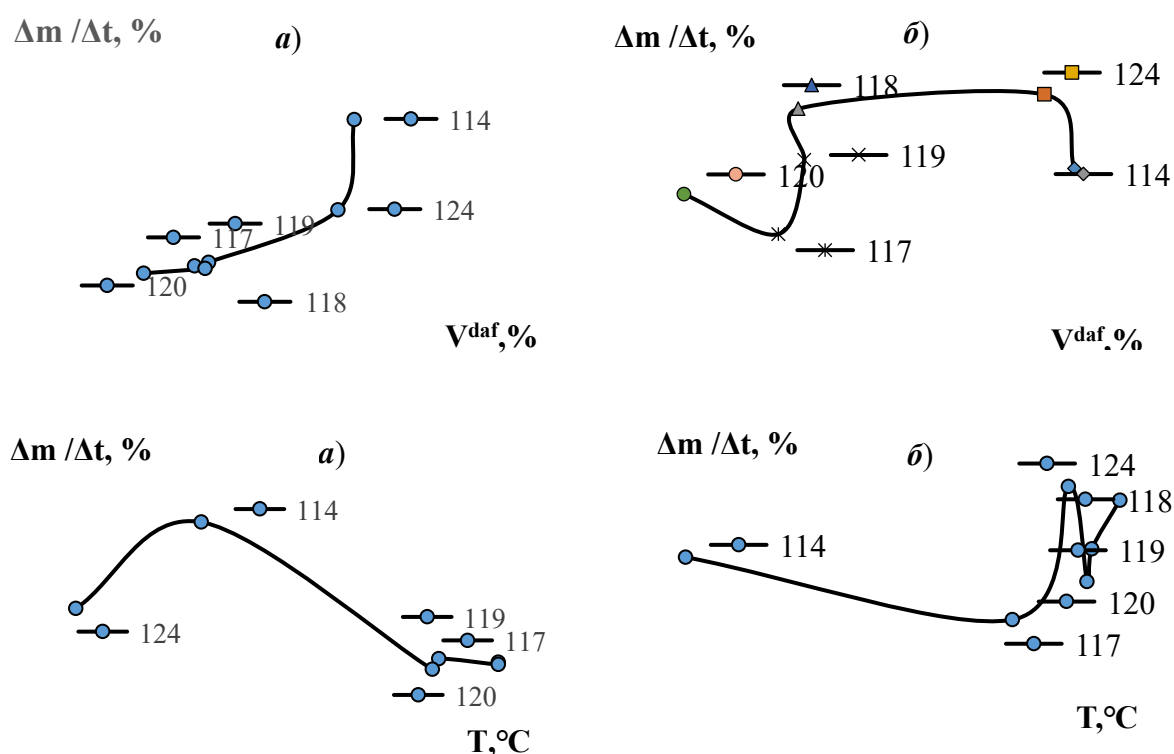


Рисунок – Скорость потери массы для углей от V^{daf} (а) и $T^{\circ}C$ (б) при нагреве до $1000^{\circ}C$ без доступа воздуха (а) и в окислительной среде (б):

Цифрами на рисунках обозначены номера проб, к которым относятся исследуемые образцы угля

Рентгеноструктурный анализ углей показал, что в образцах № 124 и 118 содержится большое количество пирита, и они имеют одинаковый состав минеральных включений. То есть, минеральная часть вещества углей не является инертной примесью, а оказывает существенное влияние на развитие процессов, протекающих как при углеобразовании, так и при переработке органической массы углей, увеличивая или снижая скорость их протекания.

Ранее авторами [4, 5] уже отмечалось влияние присутствующего в угле пирита на его свойства, поэтому были проведены эксперименты для проверки и уточнения этого эффекта. В образцы угля 114, 124, 115 и 116 было добавлено 10 % измельченного пирита (0,1 г пирита на 0,9 г угля). Предварительно пирит выдерживался в течение суток в 5% растворе серной кислоты, после чего высушивался.

В образцы 117 и 118 добавлялся пирит, не обработанный серной кислотой. Образцы угля с пиритом (по 1 г) и, для контроля без пирита, насыпались в тигли. Отжиг образцов проводился в TGA-701 до $1000^{\circ}C$, использовались оба режима отжига с крышкой и без нее. В таблице 2 приведены результаты потери массы образцами на начальной стадии отжига до $200^{\circ}C$.

Из полученных результатов видно, что добавление пирита без обработки раствором кислоты, не оказывает стимулирующего действия на увеличение выделения массы, тогда как пирит, обработанный кислотой, ускоряет процесс разложения угля в 1,5 – 2,0 раза. Видно, что значение потери массы Δm для образцов пробы 114 значительно больше чем для образцов 124, хотя это угли одной марки ГЖ со значением $V^{daf} \approx 34,0\%$.

Таблица 2 – Потеря веса образцами углей при нагреве.

№№ образцов	100 °С				200 °С			
	без крышки		с крышкой		без крышки		с крышкой	
	без/пир	пирит	без/пир	пирит	без/пир	пирит	без/пир	пирит
114	1,31	2,40	0,67	1,06	1,12	4,73	1,68	4,88
124	1,98	2,42	0,74	1,15	3,52	3,25	2,85	3,32
115	0,69	1,33	0,44	0,70	0,61	1,84	0,66	1,95
116	0,88	2,08	0,54	1,09	0,88	3,26	0,97	3,03
117	0,91	0,95	0,54	0,50	0,78	0,87	1,12	0,89
118	0,65	0,70	0,50	0,45	0,65	0,51	0,88	0,81

Проведенные эксперименты показывают, что минеральные включения в углях не является инертной примесью, а оказывает существенное влияние на происходящие в них процессы, в том числе, оказывают заметное влияние на скорость переработки органической массы углей. Соответственно, угли одной марки с одинаковым значением летучих веществ могут вести себя по-разному при нагревании до одинаковых температур в зависимости от состава минеральных включений.

Список использованных источников

1. Калечиц И.В. Синтетические топлива как сырьевая база энергетики и химии в перспективе// Журн. Всесоюзного хим. О-ва. – 1982. – Т. 27, № 3. – С. 42-48.
2. Болдырев В.В. Механохимия, и механическая активация твердых веществ// Успехи химии. – 2006. – Т. 75. – № 3. – С. 203-216.
3. Головина Н.Г., Хвостова Л.А. Перспективы использования термических и механических методов переработки углей/ Химия тверд. топлива. – 2004. - № 3. – С. 87-93.
4. Русьянова Н.Д. Углекимия. – М.: Наука, 2003. – 317 с.
5. Гаврилюк В.Г., Шанина Б.Д., Скоблик А.П. и др. Механизм формирования угольного метана // ГИАБ. – 2015. – № 10. – С. 211-221.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ЗОЛЫ ОТ СЖИГАНИЯ БУРЫХ УГЛЕЙ ТЭС*

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

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

Abstract. The modes of ash processing from the combustion of brown coal of the Ekibastuz coal basin are investigated. A scheme for complex processing of ash with the production of magnetic and carbon concentrates, leaching solutions and aluminosilicate residue for the construction industry has been created.

Зола, образующаяся при сжигании бурых углей на теплоэлектростанциях (ТЭС), является крупнотоннажным отходом с многокомпонентным составом, что делает ее

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

актуальным объектом исследования для комплексной переработки. Буроугольная зола представляет собой тонкодисперсный материал с высоким водопоглощением и повышенным содержанием окисленных соединений серы, а также содержит токсичные металлы, что делает затруднительным прямое использование золы наиболее распространенными способами – в золоцементных материалах и в строительстве, поскольку снижает качество материалов и приводит к загрязнению почвы и подземных вод опасными компонентами. Наличие ценных микроэлементов, в частности, редких и рассеянных, в количестве суммарно от 500 г/т дает возможность рассматривать золы от сжигания углей в качестве перспективного сырья для их попутного извлечения. Комплексная переработка золы позволяет утилизировать все компоненты в полезную продукцию, а также способствует освобождению больших площадей, занимаемых техногенными отходами.

В ИПКОН РАН проведены лабораторные исследования по установлению эффективных режимов и разработаны схемы комплексной переработки золы и золошлаковых отходов**. Объектом настоящего исследования являлась зола от сжигания бурых углей Экибастузского угольного бассейна. Анализ состава золы показал, что она состоит из алюмосиликатной матрицы (содержит более 50% SiO_2 , 25% Al_2O_3), а также содержит кальций (CaO – 9%) и железо (Fe_2O_3 – 5%).

Золы от сжигания бурых углей являются, как правило, более основными, чем золы от сжигания каменных углей, т.к. содержат больше гуматов кальция, однако в данном случае зола является пограничной между кислыми и щелочными золами.

Анализ распределения элементов по крупности показал, что имеются различия в содержании оксида кальция – в классе +100 мкм его содержание 7%, а в меньших классах повышается до 10%.

С уменьшением крупности частиц незначительно повышается содержание оксида железа. Зола является малосернистой – содержание триоксида серы на уровне 1% во всех классах крупности. В золе установлено низкое содержание углерода – 0,8%, что указывает на незначительное количество недожжённых угольных частиц. Он сосредоточен в классе +100 мкм (содержание 5,75%), выход которого составляет 7%. Основными классами крупности в образце золы, по данным гранулометрического анализа, являются -71+40 мкм (30,1%) и -40+20 мкм (45,8%).

Химический состав ценных микроэлементов в пробе золы представлен в табл.1. Анализ состава проведен после сплавления с боратами, мультикислотного растворения с последующим определением методом масс-спектропии с индуктивно связанной плазмой. Ценные микроэлементы, за исключением циркония, представлены в большей степени в тонких классах, особенно галлий. Суммарное содержание редкоземельных элементов в фракции -40 мкм 418,56 г/т, а совместно с цирконием (323 г/т) – 741,56 г/т. Для повышения степени извлечения ценных микроэлементов при выщелачивании и

**** Авторы благодарят сотрудников Центра изучения природного вещества при комплексном освоении недр ИПКОН РАН Н.Г. Новикову, М.О. Долгову и ООО «Тескан» М.В. Лукашову за помощь в проведении аналитических исследований.**

комплексной переработки золы необходимы предварительные операции классификации и выделения дополнительных продуктов - магнитного и углеродсодержащего концентратов.

Таблица 1 – Содержание ценных микроэлементов в пробе золы

Элемент	Zr	Ce	La	Y	Nd	Nb	Ga	Pr	Gd	Hf	Yb	Ag
Содержание, г/т	333,0	151,4	81,2	63,5	62,8	23,9	20,0	16,5	11,8	8,9	6,4	1,0

Электронно-микроскопические исследования с рентгеновским микроанализом показали, что основу золы во всех фракциях представляют алюмосиликатные агрегаты неправильной и сферической формы, являющиеся стеклофазой и сплавленными глинистыми минералами с различными соотношениями алюминия и кремния. Также зола содержит модификацию кварца, свободные оксиды кальция и магния и сульфаты щелочноземельных металлов. Подтверждено наличие во фракции +100 мкм пористых углеродных частиц (рисунок 1 а,б), а также оксида железа (магнетита), осажденного на алюмосиликатной частице неправильной формы (рисунок 1 в, г). Пористые углеродные частицы (недожженный уголь) проявляют сорбционные свойства, что обуславливает повышенный расход реагентов при выделении углеродных частиц флотацией.

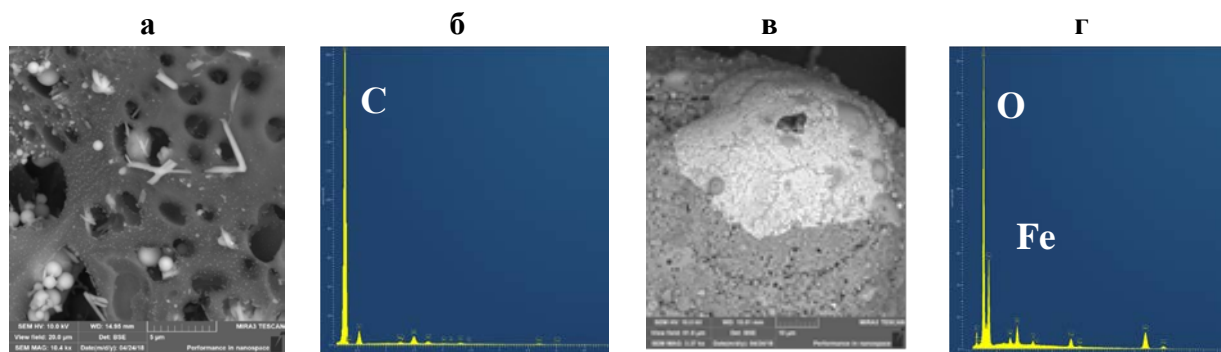


Рисунок 1 – Электронно-микроскопические изображения частиц золы фракции +100 мкм: а – изображение пористой углеродной частицы и ее спектр (б); в – изображение алюмосиликатной частицы с осажденным оксидом железа и его спектр (г)

Фракция -20+40 мкм содержит алюмосиликатные частицы неправильной формы и микросферы (рисунок 2), в т. ч. содержащие сростки или покрытые пленкой оксида железа, осажденной при охлаждении золы после сжигания угля (рисунок 2а, белая пленка), и содержащие кальций и магний (рисунок 2б). Сложные по форме взаимопроникновение и осаждение оксида железа с алюмосиликатами являются причиной снижения качества магнитного концентрата при магнитной сепарации золы.

В мире разработано более 300 технологий переработки золошлаковых отходов. Для разработки схемы комплексной переработки золы, включающей извлечение потенциально ценных микроэлементов и других товарных продуктов, нами проведены экспериментальные исследования процессов сухой магнитной сепарации для выделения магнитного концентрата, флотации для выделения углеродного концентрата и выщелачивания ценных элементов с использованием различных реагентов.

Исследование схем магнитной сепарации с использованием слабого (0,16 Тл) и сильного (0,25 Тл) магнитного полей показало большую эффективность схемы разделения на магнитный и немагнитный продукты в слабом магнитном поле. Полученный за одну стадию магнитный концентрат содержит 49% железа при выходе 3,6%. Также в него переходит 0,18% кобальта, 0,16% марганца, 0,10% титана. Наличие примесных элементов – кремния и алюминия – определяет применение магнитного концентрата в качестве заменителя ферросилиция, утяжелителя буровых растворов и пр. В хвостах остается железо с содержанием 2,9%, марганец - 0,06%, а содержание титана повышается до 0,74%. При этом в хвосты переходят основные редкоземельные элементы (Zr 390 г/т, Се 150 г/т, La 90 г/т, Nb 20 г/т), за исключением иттрия, который распределяется в обоих продуктах с содержанием порядка 60 г/т.

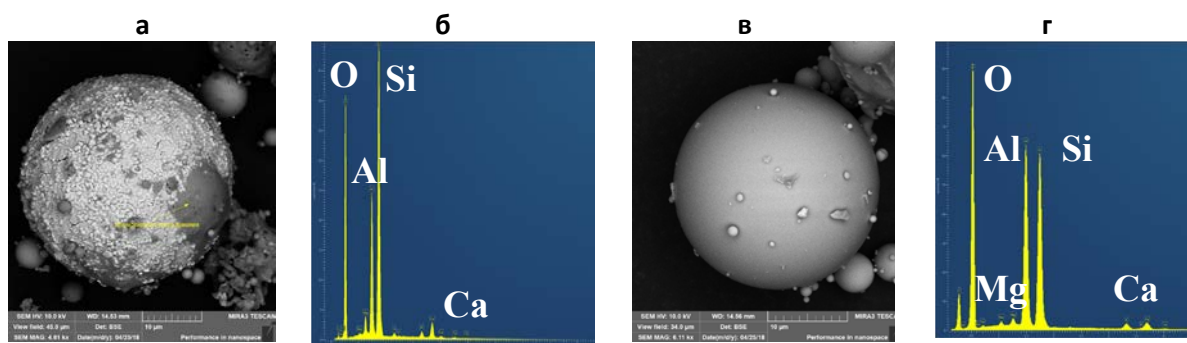


Рисунок 2 – Электронно-микроскопические изображения частиц золы фракции -20+40 мкм: а – изображение алюмосиликатной микросферы, покрытой пленкой осажденного оксида железа, и спектр чистой алюмосиликатной части темного цвета справа (б); в – изображение алюмосиликатной микросферы с осажденными оксидами кальция и магния, и ее спектр (г)

В целях последующего использования компонентов золы после выщелачивания ценных элементов в строительной отрасли с ограничениями по содержанию углерода необходимо выделение углеродсодержащего концентрата. После классификации по классу +100 мкм последующее выделение углеродсодержащего концентрата из фракции золы +100 мкм может быть проведено методом флотации с предварительным доизмельчением до флотационной крупности (порядка 80 мкм). Изучение флотации хвостов магнитной сепарации золы при т:ж = 1:5 с применением в качестве собирателя керосина марки КО-25 и в качестве вспенивателя МИБК показало, что может быть получен концентрат с максимальным выходом 12,2%. Полученный углеродсодержащий продукт может быть использован в качестве дополнительного энергоресурса.

Исследование выщелачивания ценных элементов, прежде всего, редкоземельных, проведено с использованием двухстадийных схем. Установлено, что при использовании на 1-ой стадии раствора аммиака с концентрацией 40 г/л и на 2-ой стадии кислотной смеси комплексобразующих веществ тиокарбамида и гипофосфита натрия при pH 1 наблюдаются более высокие содержания в растворе для Zr, Ga, Nb, Mo, Be, чем при использовании на 1-ой стадии раствора серной кислоты. Напротив, содержания редкоземельных элементов в фильтрате выщелачивания 2-ой стадии (La 1,8; Се 3,7; Y 1,1; Pr 0,5; Nd 1,7 мг/л) были выше при использовании на 1-ой стадии кислотного раствора. После выделения из раствора ценных редкоземельных элементов методами сорбции либо

экстракции полученный раствор направляется на выделение диоксида кремния с использованием методов осаждения, и глиноземного концентрата, пригодного для производства гидроксида алюминия или алюминийсодержащего коагулянта, а также нерастворимый остаток, содержащий сложные оксиды кремния и кальция, который может являться сырьем для производства цемента и строительных материалов.

РАЗРАБОТКА И ОПТИМИЗАЦИЯ ЗАМКНУТЫХ ЦИКЛОВ ВОДОБОРОТА В УСЛОВИЯХ РАСШИРЕНИЯ РЕСУРСНОЙ БАЗЫ ИСТОЧНИКОВ ВОДОСНАБЖЕНИЯ

Пестряк И.В.¹, Морозов В.В.¹, Эрдэнэтуяа Очир²

¹ *Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Национальный исследовательский технологический университет*

«МИСиС», Москва, Россия, e-mail: dchmggu@mail.ru

²*КОО предприятие «Эрдэнэт», г. Эрдэнэт, Монголия*

Abstract. The result of the research, recommended plan and process procedure for the conditioning of circulating water industrial hub of "Erdenet" mining corporation for the joint conditioning filtration water, waste water and urban sewage treatment plants and effluents of thermal power station at the regulation of the pH with lime.

Важной задачей, решаемой при организации систем оборотного водоснабжения на горно-обогатительных предприятиях, является очистка и вовлечение в схему водооборота стоков сложного химического состава, к которым относятся насыщенные ионами тяжелых металлов фильтраты складированных хвостов, а также стоки других потребителей водных ресурсов, в частности городских очистных сооружений. Направление неочищенных стоков непосредственно в хвостохранилище ГОКа или на обогатительную фабрику вызывает снижение качества товарных концентратов и извлечения ценных компонентов.

Ранее проведенными исследованиями была разработана и экспериментально подтверждена физико-химическая модель взаимодействия ионно-молекулярных компонентов жидкой фазы при смешивании сточных вод, устанавливающая граничные условия взаимодействия ионов меди, кальция и других металлов с содержащимися в сточных водах ионами неорганических и органических кислот с образованием нерастворимых соединений и определен интервал значений pH, в котором обеспечивается максимальное связывание в осадки нежелательных для обогатительных процессов ионов.

В соответствии с результатами исследований были разработаны режим и схема кондиционирования насыщенных растворенной медью стоков, предполагающий их смешение с хозяйственно-бытовыми стоками и стоками шламоотвала энергоцеха, в заданной пропорции при поддержании заданного значения pH добавками извести, позволяющий поддерживать оптимальное соотношение между ионно-молекулярными компонентами, обеспечивающими максимально полное связывание в нерастворимые осадки и последующее удаление механическими способами ионов меди и органических

соединений с собирательными свойствами и снижение в оборотной воде концентрации растворенной меди до 0,65 мг/л технических жирных кислот до 0,95 мг/л.

Для подтверждения эффективности разработанного режима были проведены укрупненные исследования в полупромышленных условиях. В качестве источников сточных вод использовались воды поддамбногo ручья, идентичные входному потоку фильтрата и стоки городских очистных сооружений. Для укрупненных испытаний процессов очистки сточных вод была использована лабораторная установка, моделирующая на представительном уровне процессы взаимодействия компонентов жидкой и твердой фаз в изучаемых водах. Результаты экспериментов, подтвердили правильность выполненных расчетов и подтвердили возможность снижения концентрации ионов меди в стоках менее 0,5 мг/л, а олеатных ионов – менее 1 мг/л при совместном кондиционировании сильнозагрязненных стоков за счет взаимного осаждения ионов меди, кальция и жирных кислот. кондиционировании. Полученные результаты подтвердили данные лабораторных опытов о более полном связывании ионов меди жирных кислот в осадки при использовании в качестве регулятора рН извести.

Полученные результаты флотационных исследований показали, что показали, что при использовании малореагентного режима кондиционирования удается повысить на 0,9 - 1,1% извлечение меди и молибдена в концентрат медно-молибденовой флотации.

В результате проведенных исследований были рекомендованы схема и технологический регламент кондиционирования применительно к стокам промышленного узла ГОКа «Эрдэнэт», предусматривающий совместное кондиционирование фильтрационных вод со стоками городских очистных сооружений и золоотвала ТЭЦ. Разработанный режим и схема водооборота, представленные на рисунке, предполагают направление стоков золоотвала ТЭЦ первоначально в городские очистные сооружения, затем объединенный сток направляется основной фильтрационный канал, где смешивается с фильтратом хвостохранилища. Схема не предусматривает направление дебалансного стока городских очистных сооружений в окружающую гидросистему. Особенностью регламента является регулирование рН в фильтрационном канале добавками извести.

Проведенные промышленные испытания по действующей флотационной схеме обогащения медно-молибденовых руд месторождения «Эрдэнэтийн-Овоо» показали, что использование оборотной воды, полученной по расширенной схеме водооборота, и технологии кондиционирования сильнозагрязненных стоков среды улучшают технологические показатели обогащения медно-молибденовых руд. Из приведенных в таблице 1 показателей процесса обогащения медно-молибденовой руды видно, что в сравнении с проектной схемой удалось повысить качество концентратов и извлечение меди и молибдена на 1,3 и 1,5%.

Расчеты показывают, что общий дебит технической оборотной воды при этом возрастает на 13,04 млн. м³ в год, что составляет 17,5% от текущего. Такой прирост дебита технической воды обеспечит увеличение производительности фабрики, что соответствует планам интенсификации производства на КОО «Предприятии Эрдэнэт».

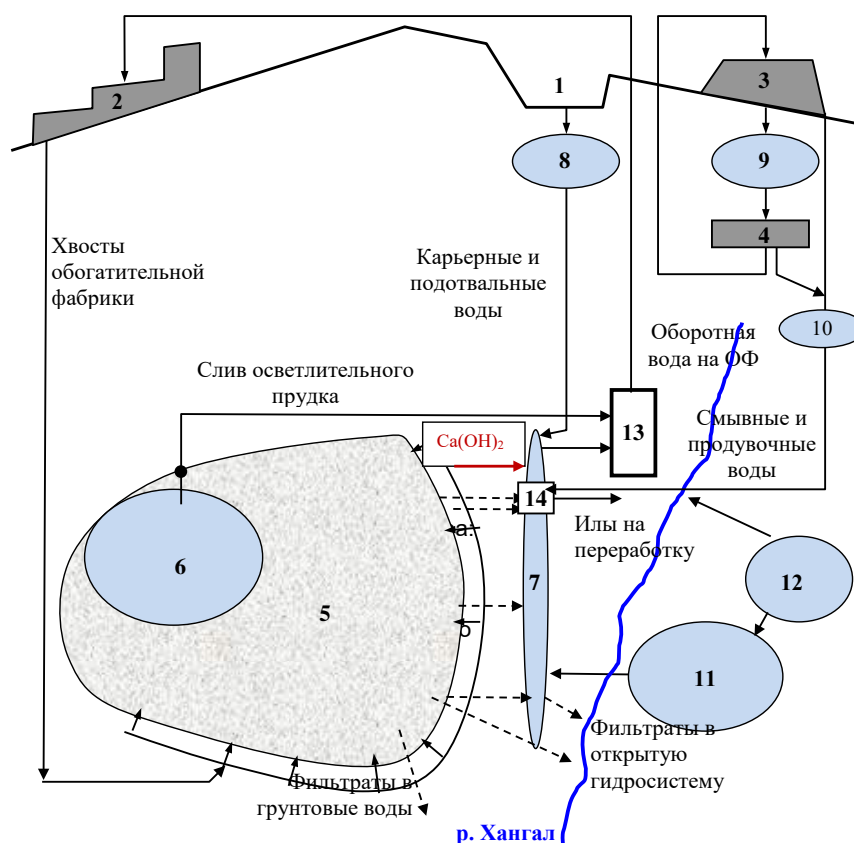


Рисунок - Принципиальная схема водооборота для ГОКа «Эрдэнэт»:

1 – карьер, 2 – обогатительная фабрика; 3 – установка выщелачивания; 4 – электролизеры; 5 – хвостохранилище; 6 – прудок хвостохранилища; 7 – фильтрационный канал; 8 - узел очистки карьерных вод; 9 - узел очистки подотвальных вод установки выщелачивания; 10 канал сбора подотвальных вод; 11 – городские очистные сооружения; 12 – золоотвал ТЭЦ; 13 – насосная станция; 14 – илосборник

Таблица 1 - Сравнительные показатели оборотных вод (ОВ) и процесса обогащения при промышленном использовании схем водооборота для обогатительной фабрики ГОКа «Эрдэнэт»

№	Схема водооборота	Концентрация в ОВ, мг/л		Содержание в товарном концентрате, %		Извлечение в товарный концентрат, %	
		<i>Cu</i>	<i>ЖК</i>	<i>Cu</i>	<i>Mo</i>	<i>Cu</i>	<i>Mo</i>
1	Ранее действующая схема с объединением слива прудка и фильтратов хвостохранилища	0,65	0,25	21,5	49,0	86,23	36,3
2	Проектная схема с дополнительной подачей хозяйственно-бытовых стоков в прудок хвостохранилища	0,55	1,35	20,5	49,1	85,01	35,5
3	Разработанная схема с предварит. смешиванием фильтрата хвостохранилища, хозяйственно-бытовых стоков и стоков золоотвала энергоцеха	0,15	0,4	21,9	49,6	86,58	36,8

При использовании разработанного технологического регламента водоподготовки также было достигнуто снижение концентрации ионов тяжелых металлов в приповерхностных грунтовых водах, используемых населением в бытовых и хозяйственных нуждах. Как видно из таблицы 2, применение разработанной схемы и режима водоподготовки обеспечило снижение в приповерхностных водах ниже по уровню хвостохранилища концентрации ионов меди на 40%, технических жирных кислот – в 2 раза.

Таблица 2 - Состав и свойства стоков до и после использования технологии водоподготовки с объединением сильнозагрязненных стоков

Продукт	Концентрация, мг/л					
	pH	[Cu]	[Fe]	[Or]	[SO ₄ ²⁻]	[Cl]
До объединения стоков	7,0-7,2	0,1-0,25	0,1-0,2	1-2	600-870	20-35
После объединения стоков	7,2 -7,8	0,05-0,07	<0, 1	1,5-2	650-750	25-45

Or – органические соединения

В конечном итоге за счет снижения содержания растворенной меди, железа и молибдена в грунтовых водах снижается от 15% до 2,7 раз сверхнормативный сброс нормируемых загрязняющих веществ.

Таким образом, предложенный регламент очистки загрязненных стоков, включенных в схему оборотного водоснабжения ГОКа «Эрдэнэт», решает не только технологическую задачу снижения расхода свежей воды и сокращения потерь ценных компонентов, но и экологическую задачу уменьшения концентрации и сброса нормируемых загрязнений в приповерхностных водах промышленного узла ГОКа «Эрдэнэт».

ОБОСНОВАНИЕ ЭКОЛОГИЧНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ АНТРАЦИТОВЫХ ШТЫБОВ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА ТОПЛИВНЫХ БРИКЕТОВ

Лавриненко А.А.¹, Попов Е.М.²

¹ Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова Российской академии наук,

²ООО «НТЦ «Бакор», Научно-исследовательский центр,

Москва, Россия, e-mail: lavrin_a@mail.ru; eugenepopov1991@gmail.com.

Abstract. The results of investigation of the waste gases composition in thermal processing and burning of briquettes from low-sulfur anthracite breeze with a new complex binder of modified lignosulphonates and tall pitch solution confirmed the environmental friendliness of this briquettes production and use.

В Европейских странах строго относятся к экологическим последствиям сжигания топлива. К твердому топливу предъявляются ограничения по содержанию золы, серы, предъявляются требования по калорийности. В первую очередь учитывается сера, содержание которой должно быть менее 1 %, которая в большом количестве содержится в энергетических углях, добываемых в Российской Федерации. Уменьшение крупности угля при современных способах его добычи, возрастание количества штыбов и шламов

при переработке угля заставляет специалистов разрабатывать способы перевода угольной мелочи в кусковое топливо, альтернативное дефицитному сортовому углю.

Одним из главных направлений роста объема переработки углей является брикетирование отходов добычи и обогащения высококалорийных антрацитовых углей. Штыбы и шламы являются одной из главных проблем современных шахт, поскольку из-за своей высокой зольности не являются горючими и скапливаются в виде отходов на подобию породных отвалов, занимая большие площади и загрязняя окружающую среду. Основным связующим материалом для брикетирования антрацитовой мелочи являются нефтебитумы. Они отличаются высокими прочностными и спекающими свойствами, но дефицитны и очень токсичны.

Между тем, Россия имеет огромные запасы антрацитового штыба в Ростовской области, однако она не обладает мощностями по его переработке. Качественные характеристики антрацитовых штыбов (АШ) некоторых угленосных районов Восточного Донбасса приведены в таблице 1.

Таблица 1 - Основные характеристики антрацитовых штыбов некоторых промышленно-эксплуатируемых угольных районов Восточного Донбасса

Угленосный район Восточного Донбасса	Средние показатели качества антрацитовых штыбов				
	Зольность, A^d , %	Влага общая, W , %	Сера общая, S , %	Выход летучих веществ, V , %	Теплота сгорания высшая, Q_s , Ккал/кг
Каменско-Гундоровский	15,4	10,9	5,0	3,6	7204,84
Белокалитвинский	17,0	12,3	3,2	4,7	7586,36
Краснодонецкий	15,0	15,9	2,4	6,9	7284,80
Сулино-Садкинский	15,0	13,4	5,4	3,5	7165,38
Шахтинско-несветаевский	12,6	16,2	2,6	5,1	7368,75
Задонский	17,5	16,8	4,5	4,9	7089,62

Таблица 2 - Основные характеристики антрацитового штыба шахты «Обуховская»

Показатели качества антрацитового штыба	Значение показателя
Зольность, A^d , %, средняя	15
Влага общая, %, предельная	14
Сера общая, S_t^d , %, предельная	0,90
Сера пиритная, %	0,35
Сера органическая, %	0,45
Сера сульфатная, %	0,10
Выход летучих веществ, %	3,30
Низшая теплота сгорания, Q_i , Ккал/кг	5650
Высшая теплота сгорания, Q_s , Ккал/кг	7900
Массовая доля более крупных сортов угля, не более, %	5,00

Представленные в таблице 1 АШ угленосных районов, характеризуются высоким содержанием серы, что делает их малопригодными для производства экологически приемлемых топливных брикетов. Для этих целей рационально использовать малосернистые АШ. В связи с этим в работе был использован малосернистый АШ крупностью частиц до 6 мм шахты «Обуховская» (таблица 2), расположенной на пласте К2 Гуково-Зверевского угленосного района Ростовской области. Из таблицы видно, что в

антраците присутствует минимальное количество пиритной серы, что определяет перспективность использования АШ для производства экологически приемлемых брикетов. Во всех других угольных районах Восточного Донбасса (см. таблицу 1) именно присутствие пирита значительно повышает сернистость углей от 2,4 до 4,5 % и в исключительных случаях до 5,4 %.

Для более детального исследования экологичности антрацитовых брикетов, изготовленных на основе разработанного комплексного полимерного связующего из модифицированных лигносульфонатов и раствора таллового пека, провели анализ газов, выделяющихся при термообработке и сжигании брикетов. Исследовали сырые брикеты с расходом связующего 6, 8 и 10 %, а также готовые брикеты с расходом связующего 8 %. Термообработку сырых брикетов осуществляли при температуре 220 °С, сжигание термообработанных готовых брикетов - при температуре 800 °С.

Результаты анализов отходящих газов при термообработке сырых брикетов и сжигании готовых брикетов представлены в таблице 3. В таблице 4 приведены предельно-допустимые концентрации (ПДК) для вредных веществ, представленных в таблице 3. Таблица 3 - Состав отходящих газов при термообработке и сжигании брикетов из антрацитового штыба с новым комплексным связующим

Компонентный состав отходящих газов	Содержание отходящих газов, мг/м ³			
	при термообработке сырых брикетов, содержащих связующее, %			при сжигании готовых брикетов, содержащих связующее, %
	6	8	10	8
Ангидрид сернистый SO ₂	1,95	2,25	2,60	2,80
Оксиды азота NO, NO ₂	не обн.	0,10	0,04	0,01
Оксид углерода CO	не обн.	не обн.	не обн.	0,03
Сумма бензиновых углеводородов	9,94	14,84	2,80	10,50
Формальдегид HCOH	0,014	0,037	0,400	не обн.
Фенол C ₆ H ₅ OH	0,019	0,100	0,380	0,013
Бензол C ₆ H ₆	0,42	0,90	0,14	0,48
Толуол C ₆ H ₅ CH ₃	0,24	1,60	0,20	0,40
Ксилол C ₆ H ₄ (CH ₃) ₂	0,10	0,06	0,02	0,08

Таблица 4 - ПДК веществ, выделяющихся при термообработке и сжигании брикетов с новым комплексным связующим

Вещества отходящих газов	Для населенных мест, мг/м ³		Для рабочей зоны, мг/м ³
	ПДК _{м.р.}	ПДК _{с.с.}	ПДК _{р.з.}
Ангидрид сернистый, SO ₂	0,5	0,05	10,0
Оксиды азота (в пересчете на NO ₂)	0,4	0,06	5,0
Оксид углерода, CO	5,0	3,0	20,0
Бензин (в пересчете на углерод)	5,0	15,0	300,0
Формальдегид, HCOH	0,035	0,003	0,5
Фенол, C ₆ H ₅ OH	0,01	0,003	0,1
Бензол, C ₆ H ₆	1,5	0,1	5,0
Толуол, C ₆ H ₅ CH ₃	0,6	0,6	50,0
Ксилол, C ₆ H ₅ (CH ₃) ₂	0,2	0,2	50,0

Представленные в таблицах 3 и 4 данные свидетельствуют, что концентрации веществ, выделяющихся при термообработке и сжигании брикетов, находятся на значительно более низком уровне, чем их ПДК в рабочей зоне.

Таким образом, брикеты, изготовленные на основе комплексного полимерного связующего из модифицированных лигносульфонатов и раствора таллового пека, с использованием антрацитового штыба шахты «Обуховская», который содержит менее 1% общей серы, являются наилучшим вариантом для изготовления экологически чистого твердого топлива из отходов переработки.

ОЧИСТКА СТОЧНЫХ ВОД ОТ ФТОРА

Красавцева Е.А., Светлов А.В., Горячев А.А., Макаров Д.В., Маслобоев В.А.

*Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем
промышленной экологии Севера КНЦ РАН,
г. Апатиты, Россия, e-mail: Vandeleur2012@yandex.ru*

Abstract. Lab-scale experiments were conducted to test various reagents and different initial concentrations of fluoride ions in the treatment of model solutions and mine water. Depending on the initial concentrations, magnesium and calcium-containing sorbents are proposed for the defluorization of water.

Предприятие ООО «Ловозерский ГОК» расположено в центре Кольского полуострова и является градообразующим для поселка Ревда. На руднике «Карнасурт» имеется два забора свежей воды и шесть выпусков сточных вод, служащих для отвода бытовых, производственных и дренажных вод. В настоящее время очистка шахтных вод не производится, и они сбрасываются в реку Сергевань, которая является притоком первого порядка озера Ловозеро, имеющего высшую категорию водоема рыбохозяйственного назначения. В состав пород рудника «Карнасурт» входит минерал виллиомит (NaF), характеризующийся легкой растворимостью в воде, поэтому в шахтных водах рудника наблюдается повышенное содержание фторид-ионов, существенно превышающее предельно допустимые значения.

Актуальность поиска более простых технологических решений для очистки стоков с использованием местного сырья или отходов производства определяется большими объемами сточных вод, требующих очистки, а также удаленностью площадок горно-обогатительных комплексов от производителей реагентов и строительных материалов. В большинстве случаев внедрение предлагаемых технологий очистки воды от фтора останавливается на стадии промышленных испытаний и требует доработки технических решений.

Для обесфторивания растворов были использованы следующие образцы реагентов, которые могут быть получены из отходов и побочных продуктов горнопромышленного комплекса Мурманской области: термоактивированный (500°C, 2 часа) брусит, обожжённый (900°C, 2 часа) карбонатит, смесь термоактивированного брусита и обожжённого карбонатита в соотношении 1:1 по массе, а также $AlCl_3 \cdot 3H_2O$.

Предлагаемые реагенты были опробованы на модельных растворах концентрацией 10 и 100 мг/л, на реальной шахтной воде, отобранной на одном из выпусков рудника «Карнасурт», содержащей 51 мг/л фтора. Время взаимодействия варьировали от 0.5 до 24 часов, расход реагента – от 0.25 г/л до 5 г/л. Корректировку pH растворов проводили путем добавления растворов H_2SO_4 и $NaOH$.

Определение концентрации фтор-иона в воде проводили потенциометрическим методом с использованием электродной системы, состоящей из фторидного ионселективного электрода и вспомогательного хлор-серебряного электрода. Результаты экспериментов, проведённых на модельных растворах, приведены на рисунках 1 и 2.

Механизм сорбции бруситом и карбонатитом, а также их смесью объясняется тем, что происходит изоморфное замещение гидроксильных/карбонатных ионов фтором с образованием мало растворимых фторидов кальция и магния без изменения кристаллической решетки, растворимость $MgF_2 = 0.13$ г/л и $CaF_2 = 0.018$ г/л при 25 °С. Для регенерации сорбента возможно использовать 2%-ый раствор едкого натра.

В процессе очистки воды с помощью хлорида алюминия происходит гидролиз с образованием хлопьевидных соединений с общей формулой $[Al_n(H_2O)_{3n}(OH)_{3n-x}]_x^+ x OH^-$, где x ионов OH^- находятся во внешнем слое, а $3n-x$ ионов OH^- связаны в структуре хлопьев.

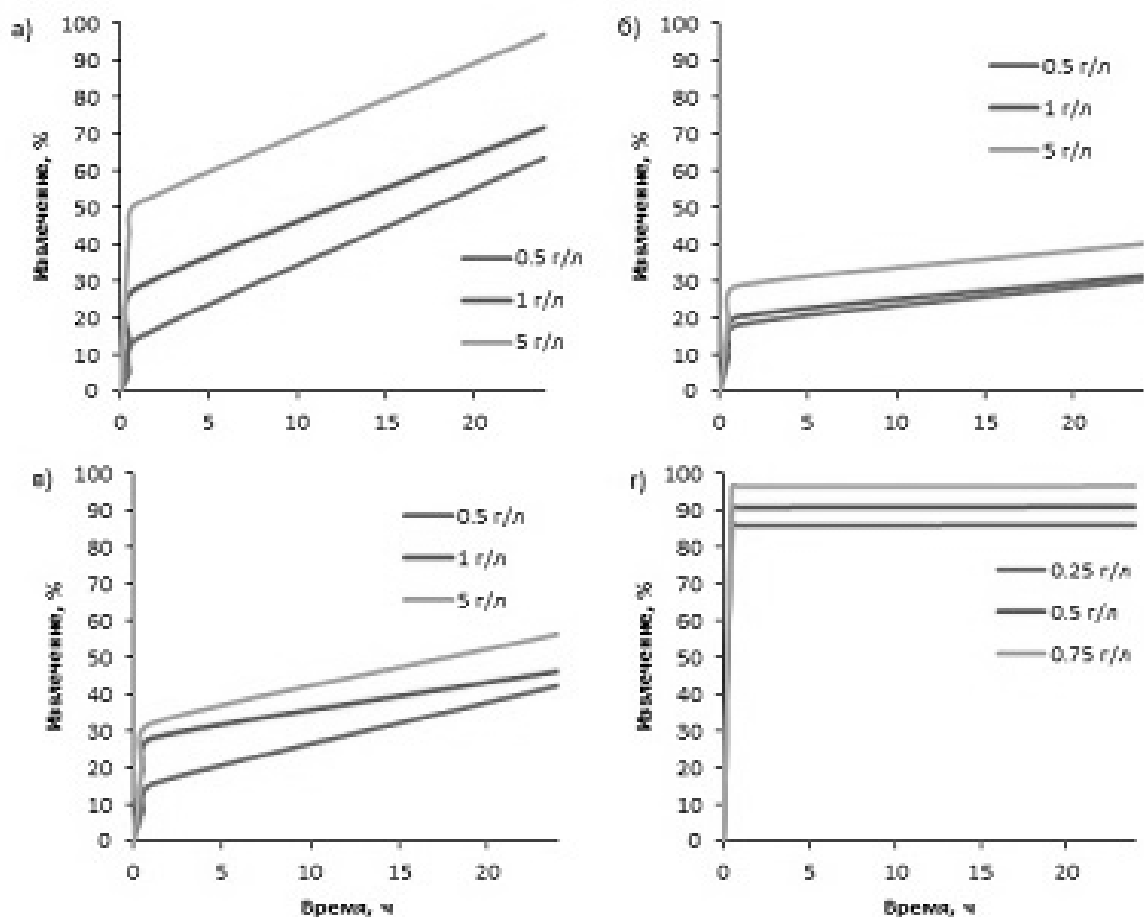


Рисунок 1 - Удаление фторид-ионов из модельного раствора, 10 мг/л:

- а) термоактивированным бруситом; б) обожжённым карбонатитом; в) смесью брусита и кальцита; г) $AlCl_3 \cdot 3H_2O$

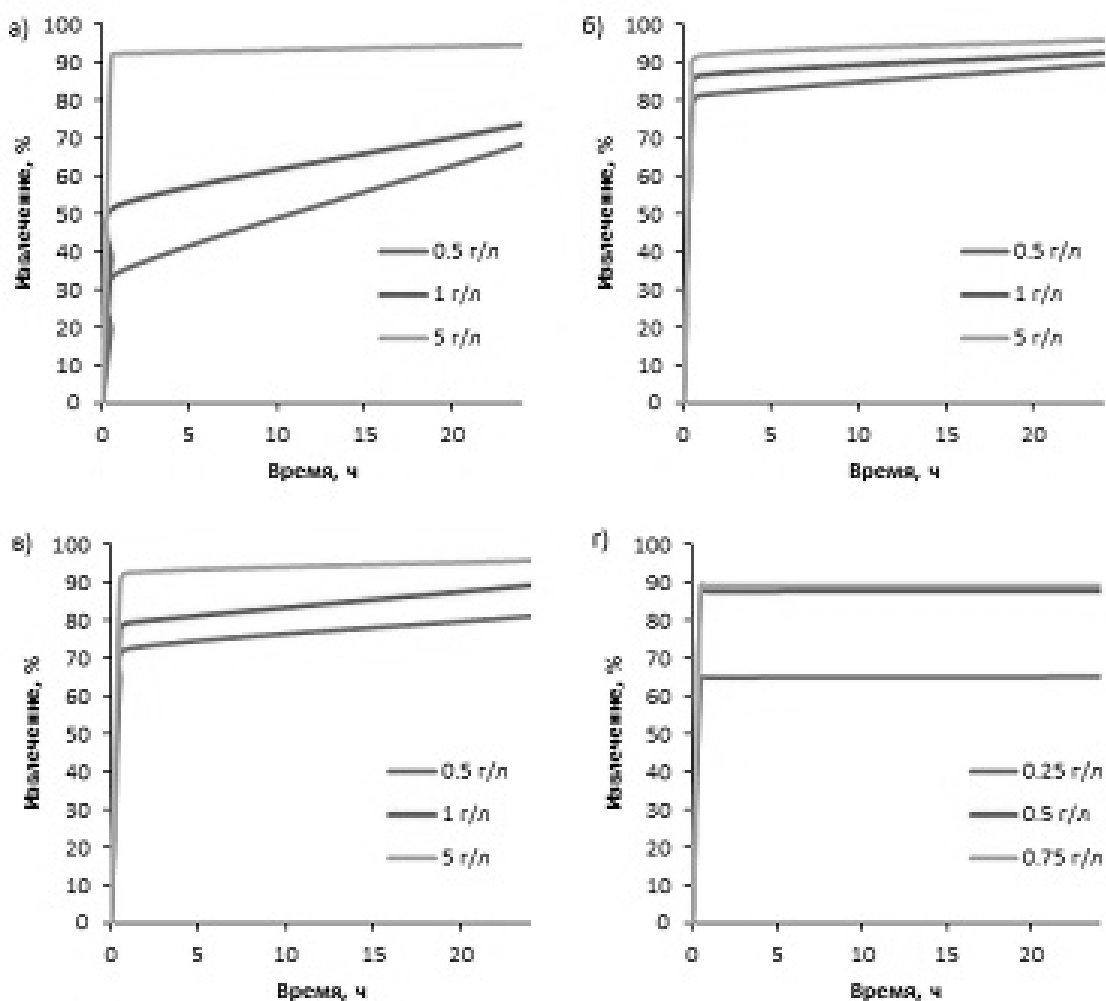


Рисунок 2 - Удаление фторид-ионов из модельного раствора, 100 мг/л:

а) термоактивированным бруситом; б) обожжённым карбонатитом; смесью брусита и кальцита; г) $AlCl_3 \cdot 3H_2O$

Оптимальное значение pH для формирования стабильных хлопьев $Al(OH)_3$ и максимального поглощения F- в диапазоне pH 5.5-7. Уже в течение первого получаса при минимальном расходе реагента удалось снизить концентрацию ионов фтора до 1.42 мг/л и 35.4 мг/л в модельных растворах, содержащих 10 и 100 мг/л фтора. Вторичное загрязнение хлорид-ионами не превышает предельно допустимых концентраций. Изученные кальций и магнийсодержащие реагенты снижают концентрацию ионов фтора до ПДК при большом расходе – 5 г/л, который мало реализуем на производстве. Можно применять эти сорбенты в меньших количествах для предварительной обработки сточных вод, а для доочистки возможно применение реагентов, например, хлорида алюминия. На реальной шахтной воде с начальной концентрацией фторидов 51 мг/л опробовали двухэтапную схему очистки (рисунок 3).

На первом этапе расход реагентов (термоактивированный брусит, обожжённый карбонатит, смесь брусита и карбонатита) составил 1 г/л, время взаимодействия – 30 минут, по истечении которых растворы фильтровали. Затем к фильтратам добавляли 0.5 г/л хлорида алюминия. Длительность второго этапа составила так же 30 минут.

Магний и кальцийсодержащие реагенты повышали рН среды почти до 10, а добавление соли алюминия снижало до 6.1-6.3, дополнительная регулировка рН не потребовалась.

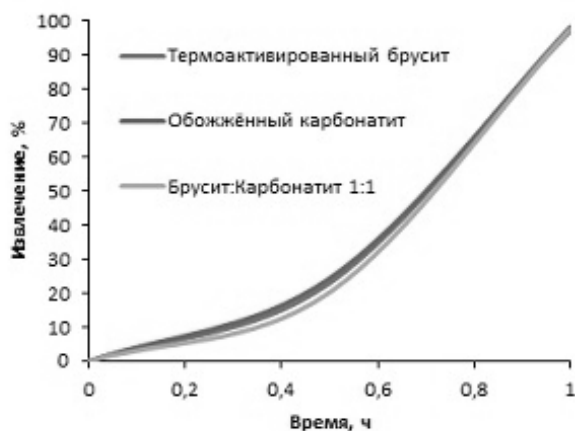


Рисунок 3 - Удаление фторид-ионов из реальной шахтной воды, 51 мг/л

Анализ притока дренажных вод по их количеству и качеству загрязнения показал, что до 70% вод, поступающих в рудник «Карнасурт», это условно чистые воды. Они имеют первичное загрязнение, сопоставимое с требованиями ПДК рыбохозяйственных водоемов для шахтных вод.

Таким образом, если избежать вторичного загрязнения поступающих в рудник вод за счет перехвата дренажных вод до их загрязнения в выработках, можно значительно снизить объемы очищаемых вод. В этом случае появится возможность проведения очистки в отработанных пространствах рудника.

Для исходных концентраций фтора порядка 100 мг/л эффективны технологии химического осаждения, позволяющие удалять до 95% фтора. Эффективными в применении для предварительной очистки будут являться известь и/или магнезит.

Для дальнейшего снижения концентрации ионов фтора возможно использование хлорида алюминия, при малом расходе которого вторичного загрязнения ионами хлора не произойдет.

МЕТОДЫ СНИЖЕНИЯ РАСХОДА ЦИАНИДА НАТРИЯ ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ СЛОЖНОГО ПО СОСТАВУ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

Петров С.В., Ольберг Е.П., Петров В.Ф.

ОА «Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов», г. Иркутск, Россия, e-mail:svpetrov@mail.ru; eolberg@mail.ru

Abstract. Several methods of free cyanide recycling from technological solutions have been proposed, with the NaCN regeneration varying from 60 to 90 %. Simultaneously, the formation of solutions takes place that can be used for recirculated water supply to hydrometallurgical processes.

Для извлечения золота из сложных по минеральному составу руд требуется значительный расход цианида натрия, который обусловлен нецелевыми реакциями, в

результате которых образуются тиоцианаты, а также цианистые комплексы металлов, в основном меди и железа.

При организации замкнутого оборотного водоснабжения эти примеси накапливаются в технологических водах, снижая их качество. Для решения этих проблем могут быть использованы методы регенерации свободного цианида – кондиционирования.

Авторами разработаны три метода регенерации цианида натрия, позволяющие снижать и контролировать концентрацию депрессоров в технологических водах, что положительно сказывается на всех показателях технологии извлечения благородных металлов.

В качестве «побочного эффекта» достигается существенная экономия на природоохранных мероприятиях за счет снижения расхода реагентов на обезвреживание хвостов. Каждый из методов предназначен для решения конкретных проблем, решение о целесообразности его использования принимается на основании информации о составе оборотных вод и наличия инфраструктуры в районе размещения промышленного объекта.

Наиболее простым в аппаратном оформлении является процесс кондиционирования, основанный на разрушении металлоцианидных комплексов меди в присутствии сульфидов. В результате образуется высококачественный концентрат меди, пригодный для реализации, и свободный цианид – основной реагент для извлечения золота.

Степень регенерации свободного цианида достигает ~ 90 %, остаточная концентрация меди в растворе не превышает 20–30 мг/л при низком остаточном содержании сульфид-иона. Достижимый контроль концентрации меди в оборотных водах позволяет значительно улучшить качество и емкость сорбента, упростить десорбцию, а также увеличить извлечение благородных металлов.

При переработке первичного или полуокисленного сырья целесообразно применять т.н. кислотную технологию. Этот процесс не требует введения в качестве осадителя растворимых сульфидов.

Данный метод позволяет эффективно регенерировать свободный цианид, при этом степень его извлечения достигает 60-70 %. Концентрация меди и железа снижается на 90 и более процентов.

При переработке высокосульфидного сырья методом цианирования, образуется большое количество тиоцианатов (SCN^-).

Для регенерации свободного цианида из этого соединения предлагается технология, основанная на использовании селективного окисления озоном. Извлечение свободного NaCN составляет 80-85 %. Опционально процесс позволяет заместить обезвреживание хвостов – кондиционированием, что благоприятно для экономики предприятия, т.к. обезвреживание перестает быть статьей затрат.

Появляется возможность достижения «нулевого стока» по цианидам и их производным – продуктам взаимодействия NaCN с минералами руды, что снижает платежи и экологические риски при обращении с отходами.

ТЕХНОЛОГИЯ ТЕРМОХИМИЧЕСКОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ЛЕЖАЛЫХ ХВОСТОВ ФЛОТАЦИИ МЕДНО-ЦИНКОВЫХ РУД

Муллина Э.Р.¹, Медяник Н.Л.¹, Леонтьева Е.В.², Мишурина О.А.¹, Расторгуев А.Е.¹

¹ Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», Магнитогорск, Россия, e-mail: chem@magtu.ru

² ООО «УралЭнергоРесурс», Магнитогорск, Россия, e-mail: allen_28@mail.ru

Abstract. In this paper, based on the study of the composition of stale tailings of flotation and the mechanism of interaction of ammonium reagents with the major components of tailings developed a two-stage processing scheme for the extraction of gold and silver, and the optimum process parameters of each stage of processing.

Увеличение спроса на драгоценные металлы при одновременном истощении их запасов в легкообогатимых, доступных месторождениях приводит к поиску альтернативных минеральных источников. В связи с этим в настоящее время в переработку все чаще вовлекаются техногенные образования, запасы которых в России составляют порядка 100 млрд. т., из них 5000 т - золото. В частности, ресурсный потенциал золота в хвостохранилищах горно-обогатительных предприятий Южного Урала составляет более 100 т.

Однако, переработка техногенных георесурсов с использованием традиционных технологий характеризуется низкой эффективностью извлечения ценных компонентов, что обусловлено «упорностью» данного сырья.

Перспективным решением данной проблемы может стать разработка комбинированных химико-металлургических методов, способных обеспечить глубокое вскрытие и эффективное извлечение золота и серебра. Одним из подобных методов является термохимическая обработка техногенного рудного сырья хлораммонийными реагентами в сочетании с гидрохимическим выделением цветных металлов [1, 2].

Целью данной работы является определение оптимальных параметров термохимической переработки лежалых хвостов флотации медно-цинковых колчеданных руд Учалинского горно-обогатительного комбината с использованием хлораммонийных реагентов.

В исследуемых лежалых хвостах содержится более 50 т золота и 770 т серебра. Результаты пробирного анализа позволяют сопоставить лежалые хвосты флотации по содержанию золота и серебра (1,7–2,0 и 18,0–19,5 г/т соответственно) с исходными медно-цинковыми колчеданными рудами (0,83–3,48 г/т Au, 16,2–23,9 г/т Ag) [3], что свидетельствует о ресурсной перспективности этого хвостохранилища. Однако, данное сырье характеризуется наличием устойчивых ассоциаций минералов золота и серебра с пиритом, что существенно осложняет их вторичную переработку [4].

Количественный рентгенофазовый анализ лежалых хвостов, проведенный на дифрактометре SHIMADZU XRD-6000, показал, что главным рудным минералом является пирит (50–56 %), породные минералы представлены преимущественно кварцем (13–21 %) и алюмосиликатами (13–15 %).

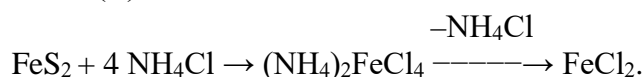
Для установления характера взаимосвязи золота с минералами хвостов проведен фазовый анализ, результаты которого показали, что в цианируемой форме (свободное

золото и золото в сростках) находится только 30–31 % Au. При этом основная масса золота (52,3–55,5%) закапсулирована в сульфидах, что блокирует действие выщелачивающих реагентов.

Цианирование данного сырья затруднено наличием покровных пленок и нахождением золота в кварце. Применение флотации осложняется окисными пленками, состоящими в основном из гидроксидов железа. Низкая эффективность кислотного выщелачивания обусловлена высоким содержанием пирита и значительной дисперсностью отходов.

Результаты исследования лежалых хвостов флотации свидетельствуют о том, что перспективной технологией в данном случае может стать термическая переработка с применением хлораммонийных реагентов (хлоридом аммония и его смесью с нитратом аммония), которые переводят упорные минералы в растворимые соединения, тем самым способствуя эффективному извлечению золота и серебра [5, 6].

Для определения оптимальных условий термической переработки проведено изучение методами термодинамического и термического анализа механизма взаимодействия хлораммонийных реагентов с основными компонентами лежалых хвостов, который заключается в том, что при реакции пирита с хлоридом аммония образуются водорастворимые хлорферриты аммония, которые затем разлагаются с образованием хлорида железа (II) по схеме:



Результаты термического анализа показали, что температурный интервал переработки составляет 200–300°C.

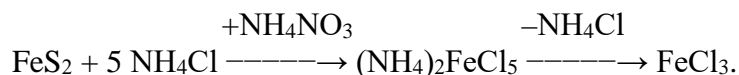
Анализ данных последующего водного выщелачивания спеков показал, что максимальное извлечение железа в раствор (около 90%) достигается при спекании в течение 8 ч при температуре 250°C. При этом наблюдается максимальное извлечение серебра и железа. Изучение влияния расхода хлорида аммония позволило установить, что удовлетворительные результаты достигаются при расходе не менее 100% от массы отходов.

На основании результатов проведенных исследований установлены оптимальные условия I стадии термохимической переработки: $T = 250^\circ\text{C}$, длительность — 8 ч, расход NH_4Cl — 100 % массы лежалых хвостов. На данной стадии в результате спекания хвостов с хлоридом аммония происходит разложение пирита и халькогенидов золота, серебра с образованием в спеке преимущественно хлоридов металлов для их последующего выщелачивания в раствор-1. Ионы золота в присутствии железа (II) восстанавливаются до свободного золота, которое отделяется и концентрируется в кек-1.

Результаты определения концентрации железа в растворе и выхода кека-1 позволили установить оптимальные условия для выщелачивания спека-1: Ж:Т = 3:1; длительность 30 мин; температура 80°C.

На II стадии термохимической переработки происходит спекание кека-1 со смесью хлорида и нитрата аммония, при котором наблюдается выделение свободного хлора. Для обеспечения безопасного выделения хлорсодержащих газов соотношение реагентов в смеси должно составлять $\text{NH}_4\text{Cl} : \text{NH}_4\text{NO}_3 = 2:1$.

На этой стадии протекает доразложение пирита и окисление свободного золота. Взаимодействие пирита со смесью хлорида и нитрата аммония происходит с образованием хлорферратов аммония, которые затем преобразуются в хлорид железа (III) по схеме:



Исследование спекания кека-1 с предлагаемой смесью позволили установить, что максимальное извлечение золота наблюдается при температурах 200 и 225°C и составляет 87,5 и 88,6% соответственно, однако, при последней температуре расход смеси увеличивается в 1,5 раза.

На основании проведенных исследований были установлены оптимальные условия II стадии термохимической переработки: температура 200°C; время 5 ч., расход нитратно-хлоридной смеси – 50% от массы кека-1. На этой стадии под действием продуктов разложения нитратно-хлоридной смеси происходит хлорирование свободного золота, вскрытие остаточных масс пирита, халькогенидов золота, серебра с образованием преимущественно хлоридов металлов для их последующего выщелачивания в раствор-2. Выщелачивание спека-2 проводилось подкисленным раствором реагента дифенилгуанидина при температуре 50°C в течение 30 мин., соотношение Ж:Т = 2:1.

Анализ результатов проведенных исследований состава лежалых хвостов флотации и изучения механизма взаимодействия их компонентов с предлагаемой хлораммонийной смесью позволили разработать технологию двухстадиальной термохимической переработки лежалых хвостов флотации медно-цинковых руд ОАО «Учалинский ГОК», которая позволяет эффективно вскрыть и перевести в растворы выщелачивания 78% серебра и 86% золота, а твердые остатки выщелачивания (кек-2) использовать для закладочных работ.

Список использованных источников

1. Hendrix J. L. Overview of treating gold ores containing lowgrade copper values // Proceedings of XVI Balkan mineral processing congress, Belgrade, Serbia, 2015. Vol. 1. — Belgrade: Mining Institute: Academy of Engineering Science of Serbia: University of Belgrade, 2015. P. 45–52.
2. Zhang M., Zhu G., Zhao Y., Feng X. A study of recovery of copper and cobalt from copper–cobalt oxide ores by ammonium salt roasting // Hydrometallurgy. Vol. 129/130. P. 140–144. DOI:10.1016/j.hydromet.2012.06.014
3. Технологии обогащения медных и медно-цинковых руд Урала / под общ. ред. В. А. Чантурия, И. В. Шадруновой. — М.: Наука, 2016. — 387 с.
4. Викентьев И.В., Молошаг В.П., Юдовская М.А. Формы нахождения и условия концентрирования благородных металлов в колчеданных рудах Урала // Геология рудных месторождений. 2006. Т. 48, № 2. С. 91–125.
5. Медяник Н.Л., Леонтьева Е.В., Муллина Э.Р., Шадрунова И.В. Определение оптимальных параметров термохимической переработки отходов лежалых хвостов флотации медно-цинковых руд хлораммонийными реагентами // Цветные металлы. - 2018. - № 6. - С. 7-13.
6. Медяник Н.Л., Тусупбаев Н.К., Варламова И.А. и др. Удаление тяжелых металлов из растворов методом ионной флотации // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. - 2016. - Т. 14. - № 1. - С. 18-26.

**ФЛОТАЦИОННОЕ ИЗВЛЕЧЕНИЕ СУЛЬФИДОВ ИЗ СКЛАДИРОВАННЫХ
ОТХОДОВ ОБОГАЩЕНИЯ МЕДНО-НИКЕЛЕВЫХ РУД***

Каменева Ю.С., Черноусенко Е.В., Вишнякова И.Н., Митрофанова Г.В.

*Горный институт Кольского научного центра Российской академии наук, г Анапиты,
Мурманской обл., Россия, e-mail: Dgeremi@mail.ru, chern@goi.kolasc.net.ru*

Abstract. The flotation of the stored copper-nickel beneficiation tailings has resulted in producing a beneficiated product with Ni content of 0.38% and Cu 0.19% at recovery of 47 and 62%, respectively. The article shows a possibility of increasing the extraction of non-ferrous metals with the use of sulfidizing and complexing agents.

Необходимость вовлечения в переработку складированных отходов обогащения медно-никелевых руд, обусловлена, с одной стороны, истощением запасов разрабатываемых месторождений, с другой, высокой степенью их экологической нагрузки на окружающую среду. Кроме ресурсной ценности, сульфидсодержащие отходы являются опасным источником загрязнения грунтовых и поверхностных вод тяжелыми металлами, за счет окисления сульфидов и перехода части цветных металлов в водорастворимые соединения в процессе хранения.

В качестве объекта исследований рассмотрены отвальные хвосты обогащения медно-никелевых руд, отобранные с дамбы хвостохранилища обогатительной фабрики АО «Кольская ГМК». Основные породообразующие минералы хвостов представлены серпентином, пироксеном, амфиболами, оливином и тальком. Главными рудными минералами являются сульфиды – пирротин, пентландит, халькопирит; и оксиды – магнетит, хромшпинелид, ильменит.

Содержание основных компонентов в материале пробы составило: Ni – 0,22%, Cu – 0,083%. Исследования гранулометрического состава хвостов показали, что материал на 50% представлен классом – 0,071 мм. Основная масса сульфидов находится в сродках с силикатами и магнетитом. Во всех фракциях крупности наблюдаются признаки окисления сульфидов, обусловленные воздействием климатических факторов в результате продолжительного хранения.

Флотационные исследования проводили в открытом цикле в щелочной среде (pH-9.8), создаваемой кальцинированной содой, с использованием сульфгидрильных собирателей – бутилового ксантогената калия, подаваемого в измельчение, и бутилового аэрофлота натрия. Для активации сульфидных минералов использовали медный купорос.

В результате проведения флотационных экспериментов при различной крупности измельчения установлено, что наибольшее извлечение цветных металлов в пенный продукт при наименьшем их содержании в камерном получено при крупности измельчения 90% кл.-0,045 мм.

Извлечение Ni и Cu в этом случае составило 46,84% и 62,15% соответственно (таблица 1).

* Работа выполнена в рамках проекта КО1030 по Программе Kolarctic СВС «Исследование экологических, экономических и социальных воздействий на окружающую среду».



«Эта публикация была подготовлена при содействии Европейского Союза. Исключительную ответственность за содержание этой публикации несут авторы: Ю.С.Каменева, Е.В.Черноусенко, И.Н.Вишнякова, Г.В.Митрофанова. Публикация никоим образом не отражает взгляды Европейского Союза».

Таблица 1 – Результаты флотации с использованием сульфгидрильных собирателей

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
		Ni	Cu	Ni	Cu
Пенный	27,50	0,383	0,185	46,84	62,15
Камерный	72,50	0,165	0,043	53,16	37,85
Исходный	100,00	0,225	0,082	100,00	100,00

В связи с присутствием в материале пробы хвостов признаков окисления сульфидов, проведены флотационные исследования с использованием сернистого натрия (Na_2S) в качестве сульфидизатора. Испытаны варианты подачи реагента в измельчение и во флотацию с предварительной агитацией.

Полученные результаты показали эффективность применения сернистого натрия. Использование реагента позволило увеличить извлечение никеля и меди и получить более низкие по содержанию цветных металлов хвосты флотации.

Лучшие показатели достигнуты при подаче реагента во флотацию (таблица 2), что позволило повысить извлечение Ni и Cu на 1,3 и 1%, соответственно.

Таблица 2 – Результаты флотации с использованием сульфгидрильных собирателей и сернистого натрия

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %		Примечание
		Ni	Cu	Ni	Cu	
Пенный	28,38	0,378	0,185	47,70	62,54	Na_2S в измельчение
Камерный	71,62	0,164	0,044	52,30	37,46	
Исходный	100,00	0,225	0,084	100,00	100,00	
Пенный	28,56	0,374	0,179	48,13	63,09	Na_2S во флотацию
Камерный	71,44	0,161	0,042	51,87	36,91	
Исходный	100,00	0,222	0,081	100,00	100,00	

Проведена оценка возможности использования в качестве собирателя комплексобразующего реагента на основе гидроксамовых кислот. Реагент ГК составлен по аналогии с реагентом ИМ-50 и представляет собой смесь 75% алкил($\text{C}_7\text{-C}_8$) гидроксамовых и 25% соответствующих карбоновых кислот, взятых в массовом соотношении 3:1. Гидроксамовые кислоты, являясь бидентатными лигандами, способны образовывать устойчивые комплексы с ионами цветных металлов и железа, что позволяет их использовать в аналитической химии для концентрирования ионов металлов из водных растворов.

В ходе проведения экспериментов исследовали действие реагента ГК как моносорбителя и в сочетании с ксантогенатом. Рассмотрены различные точки подачи реагентов. Лучшие результаты получены при сочетании реагента ГК и ксантогената (1:1), при подаче ксантогената в измельчение, а реагента ГК во флотацию (таблица 3). Полученные результаты близки к результатам опытов с использованием ксантогената и аэрофлота, причем извлечение никеля в пенный продукт в этом случае составило 48,91%, что на 2,07% выше, чем при использовании композиции сульфгидрильных собирателей.

В результате флотации складированных хвостов обогащения медно-никелевых руд с использованием сульфгидрильных собирателей получен обогащенный продукт, извлечение Ni и Cu в который составило 46,84% и 62,15%, соответственно.

Таблица 3 – Результаты флотации с применением комплексообразующего реагента ГК

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
		Ni	Cu	Ni	Cu
Пенный	31,01	0,353	0,165	48,91	62,32
Камерный	68,99	0,166	0,045	51,09	37,68
Исходный	100,00	0,224	0,082	100,00	100,00

Использование в качестве сульфидизатора сульфида натрия обеспечило повышение извлечения Ni на 1,3%, Cu на 1%.

Показана возможность применения в качестве дополнительного собирателя комплексообразующего реагента на основе гидроксамовых кислот. Использование реагента ГК совместно с ксантогенатом позволило не только получить показатели сопоставимые с результатами флотации сульфгидрильными собирателями, но и повысить извлечение никеля в пенный продукт на 2%.

**ПЕРЕРАБОТКА ЗАБАЛАНСОВЫХ ЗОЛОТОСУЛЬФИДНЫХ,
ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД И ОТВАЛЬНЫХ ХВОСТОВ МЕТОДОМ
КУЧНОГО БАКТЕРИАЛЬНОГО ОКИСЛЕНИЯ**

Селезнев А.А., Баликов С.В., Шкетова Л.Е.

АО «Иргиредмет», г. Иркутск, Россия, e-mail: lost.ofp@gmail.com

Abstract. The objects of research were pyrite copper - zinc and gold-containing tailings of copper ore enrichment, waste products of sulfide copper-nickel ore processing and off-balance gold-sulfide ore of "double technological refractory".

Перспективным сырьевым источником металлургической промышленности являются отходы горнодобывающих предприятий (забалансовые руды, хвосты обогатительных и металлургических комплексов), которые содержат драгоценные и цветные металлы. Их переработка по традиционным технологиям экономически не целесообразна. Особый тип отходов, содержащих ценные компоненты, связанные с сульфидными минералами, может быть переработан с применением малозатратного метода кучного бактериального окисления (выщелачивания). Этот метод позволяет переводить в раствор медь, никель, цинк, уран и другие цветные металлы, а также высвобождать заключённые в сульфиды драгоценные металлы, делая их доступными для выщелачивания соответствующими растворителями.

Многолетняя практика использования кучного выщелачивания на зарубежных и российских предприятиях показывает высокую эффективность этой технологии. Кучное бактериальное окисление (КБО) наиболее широко применяется для медных руд Чили, а также в Австралии, США, Перу и др. странах, для переработки медных отвалов ВНР Billiton (Чили), при извлечении золота из бедных руд компании Newmont Gold (США). Одним из самых крупных проектов КБО за последнее время в мировой практике является отработка колчеданно-полиметаллического никельсодержащего рудника «Talvivaara» в условиях субарктического климата (Северо-Восточная Финляндия).

Объектами исследований являлись пиритные медь-цинк- и золотосодержащие хвосты обогащения медной руды (проба 1 – «пиритные хвосты»), отвальные продукты переработки сульфидной медно-никелевой руды (проба 2 – «медно-никелевые отвалы») и забалансовая золотосульфидная руда «двойной упорности» (проба 3 – «золотосульфидная руда»).

Общая продолжительность кучного биоокисления для проб 1, 2 и 3 составила 6, 10 и 16 месяцев соответственно. Извлечение меди и цинка из материала пробы 1 составило 68 и 71 % соответственно. Извлечение меди и никеля из материала пробы 2 составило 50 и 75 % соответственно. После биоокисления материалы проб 1 и 3 отмывали от кислоты дренированием воды в колоннах и защелачивали раствором гидроксида натрия до pH = 10,5 – 11,0. Далее проводили выщелачивание золота цианистыми растворами. Извлечение золота из пробы 1 составило 65 % из пробы 3 – 85 %.

КИСЛОТНОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ ЛЕЖАЛЫХ ХВОСТОВ ФЛОТАЦИИ МЕДНО-ЦИНКОВЫХ РУД*

Булаев А.Г.¹, Меламуд В.С.¹, Бодуэн А.Я.²

¹ *Федеральное государственное учреждение «Федеральный исследовательский центр «Фундаментальные основы биотехнологии» Российской академии наук», Москва, Россия, e-mail: bulaev.inmi@yandex.ru*

² *Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Санкт-Петербургский горный университет», Санкт-Петербург, Россия*

Abstract. The goal of the work was to study Cu and Zn leaching from two samples of old flotation tailings containing 0.26, 0.22, and 17.4% and 0.36, 0.23, and 23.2% of Cu, Zn, and Fe, respectively, with sulfuric acid solutions (from 0.5 to 10%) and water. It was possible to reach selective leaching of non-ferrous metals and obtain solutions with relatively low concentrations of iron ions.

Истощение запасов легкообогащаемого сырья, которое хорошо поддается переработке с помощью традиционно используемых технологий (флотационное обогащение, обжиг, плавка, конвертирование) приводит к необходимости вовлечения в переработку новых типов сырья, в том числе техногенного. Необходимо отметить, что к настоящему времени на многих ГОКах РФ накоплен большой объем различных отходов (вскрышная порода, хвосты флотации). Хранение таких отходов представляет собой проблему для окружающей среды, превращая территории, на которых расположены горнодобывающие и металлургические предприятия, в зону экологического бедствия.

Постепенное истощение месторождений богатых руд приводит к тому, что хранилища отходов обогащения начинают рассматриваться как техногенные месторождения ценных (цветных и благородных) металлов, содержание которых в отходах зачастую соответствует их содержанию в перерабатываемых рудах, однако вовлечение таких отходов в хозяйственный оборот ограничивается отсутствием эффективных технологий для их переработки.

Целью данной работы являлось исследование процесса выщелачивания лежалых хвостов флотации полиметаллических (медно-цинковых) руд месторождений Урала растворами серной кислоты различной концентрации для определения технологической возможности селективного выщелачивания цветных металлов из отходов обогащения.

Содержание металлов в образцах хвостов флотации показано в таблице.

Таблица – Содержание железа и цветных металлов в образцах лежалых хвостов флотации

№	Fe _{сумм} , %	Cu, %	Zn, %
1	17,4	0,26	0,22
2	23,2	0,36	0,23

Частицы класса крупности -74 мкм составляли 95% (P₉₅ = 74 мкм). Пробы хвостов флотации характеризовались высоким содержанием железа в виде пирита и оксидных минералов.

Выщелачивания цветных металлов из проб лежалых хвостов флотации проводили с помощью растворов серной кислоты (от 0,5 до 10%) или дистиллированной воды. Выщелачивание проводили в перколяторах и на бутылочном агитаторе. В перколяторы загружали по 100 г лежалых хвостов, а выщелачивание проводили 100 мл растворов кислоты или 100 мл воды. При агитационном выщелачивании плотность пульпы (Т : Ж) составила 1 : 5, время выщелачивания составляло 3 ч.

Результаты экспериментов представлены на рисунках 1 и 2.

Перколяторное выщелачивание позволило извлечь из первой пробы до 43 и 47% Cu и Zn. Извлечение было максимальным при выщелачивании 1 и 2,5% растворами серной кислоты.

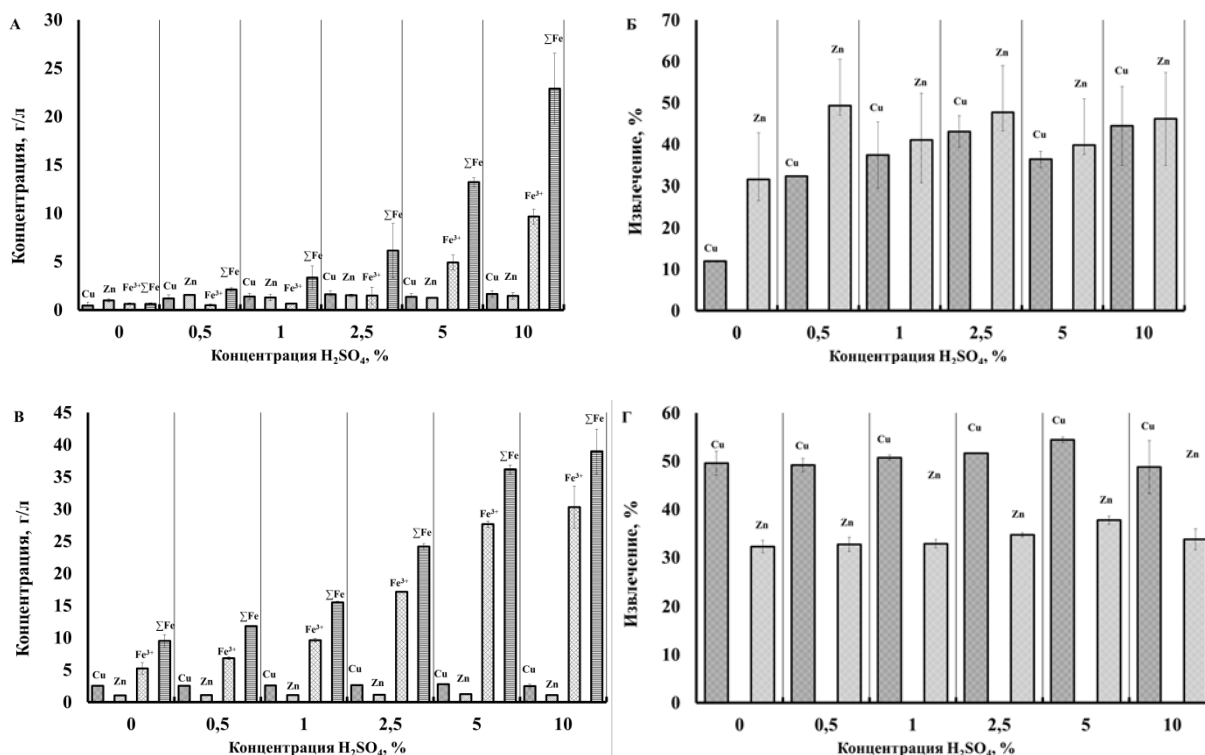


Рисунок 1 – Концентрации ионов металлов в продуктивных растворах перколяторного выщелачивания и степень выщелачивания меди и цинка:

А и Б – из первая проба, В и Г – вторая проба хвостов флотации

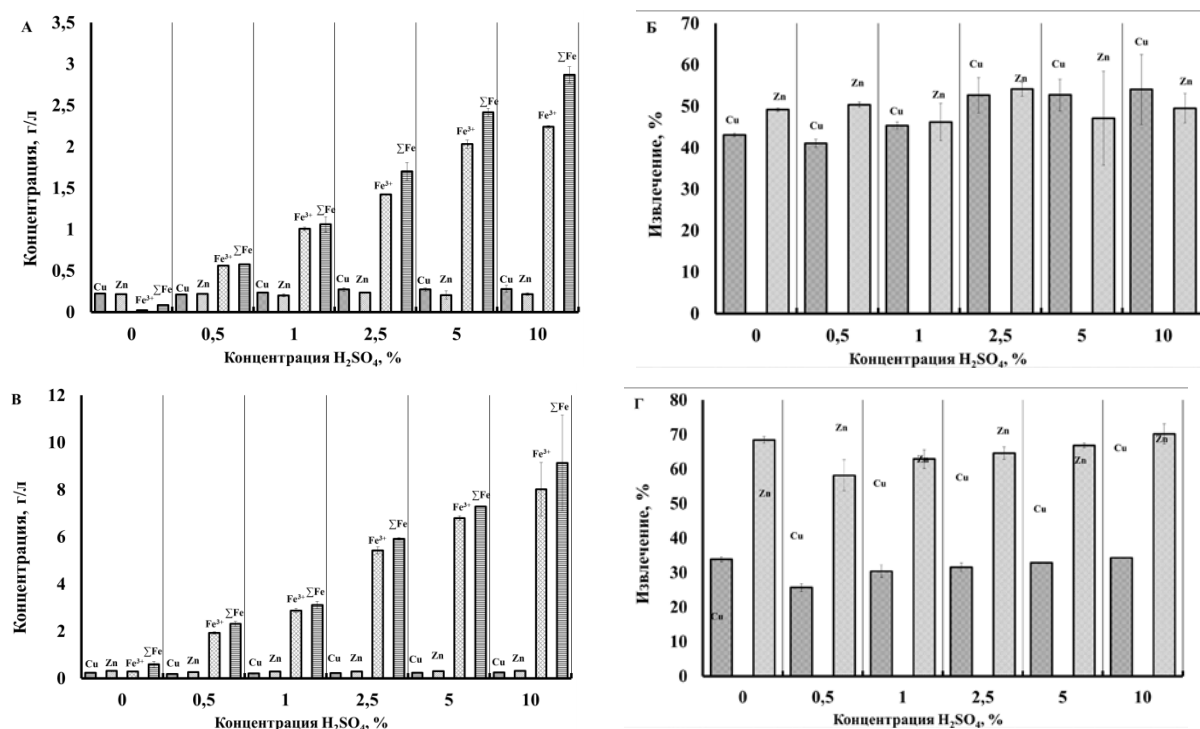


Рисунок 2 - Концентрации ионов металлов в продуктивных растворах агитационного выщелачивания и степень выщелачивания меди и цинка:

А и Б – из первая проба, В и Г – вторая проба хвостов флотации

При агитационном выщелачивании максимальной была степень выщелачивания 2,5% раствором серной кислоты (52 и 54% Cu и Zn), но при этом степени выщелачивания всеми растворами, а также дистиллированной водой различались незначительно. Перколяторное выщелачивание позволило выщелочить из второй пробы хвостов до 54 и 37% Cu и Zn, а агитационное – до 34 и 68% Cu и Zn. Степень извлечения цветных металлов из второй пробы при выщелачивании водой не отличалась значительно от степени извлечения растворами кислоты.

Во всех вариантах эксперимента увеличение концентрации H₂SO₄ вело к увеличению концентраций в продуктивных растворах ионов железа, что усложняет извлечение цветных металлов из растворов.

Таким образом, было показано, что при определенных условиях можно достичь селективного выщелачивания цветных металлов и получить растворы с относительно низкими концентрациями ионов железа, что необходимо для дальнейшей эффективной экстракции ионов цветных металлов из раствора.

Результаты данной работы показывают, что для переработки лежалых хвостов обогащения, содержащих ценные металлы, могут быть разработаны эффективные гидрометаллургические методы, позволяющие добиться не только высокой степени извлечения металлов, но и высокой селективности. Как было показано в наших предыдущих работах, кислотное выщелачивания может не только позволить извлекать цветные металлы, но и увеличивать степень извлечения золота и получать продуктивные растворы, содержащие высокие концентрации ионов трехвалентного железа (сильного окислителя), которые могут быть использованы для выщелачивания других типов сырья.

УДАЛЕНИЕ МЫШЬЯКА ИЗ СТОЧНЫХ ВОД С ПОМОЩЬЮ КОМПОЗИТНОГО НЕОРГАНИЧЕСКОГО СОРБЕНТА

Маковская О.Ю., Польшина Т.Д.

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования Уральский федеральный университет имени первого Президента России Б.Н. Ельцина, г. Екатеринбург, Россия, e-mail: makovskaya@inbox.ru

Abstract. New composite inorganic sorbent based on quartz with a coating of acaganeite for treatment of arsenic-containing wastewater has been proposed. Alumina (Al_2O_3) and quartz (SiO_2) were used as carrier materials. Various methods of synthesis have been studied, the conditions under which the resulting sorbent has a maximum capacity for As (V) ions have been determined.

Вовлечение в переработку руд, содержащих мышьяк, приводит к образованию большого количества мышьяксодержащих шахтных и подотвальных вод, а также сточных вод металлургических предприятий. Чаще всего, мышьяк осаждают в виде труднорастворимых соединений с кальцием, и полученный шлам захоранивают на специальных полигонах. Недостатком такого метода является образование большого количества бедного по мышьяку шлама. Более эффективным способом является концентрирование мышьяка в богатый малотоксичный продукт меньшего объема. Такая задача может быть успешно решена с помощью сорбционных методов. Сорбция мышьяка на синтетических ионообменных смолах часто экономически нецелесообразна из-за дороговизны ионитов. Таким образом, может быть перспективным применение недорогого неорганического сорбента.

Отличительной особенностью неорганических сорбентов является дешевизна и доступность исходных реагентов, химическая и термическая стойкость, достаточная селективность и способность к регенерации. Наиболее полно этим требованиям соответствуют оксигидраты железа, титана, алюминия, обладающие высокой сорбционной активностью и относительной простотой получения. В зависимости от способа синтеза оксигидраты приобретают различные сорбционные свойства, что объясняет большое количество исследований, посвященных сорбции на этих материалах. Чаще всего применяется оксигидрат железа (ОГЖ), в частности, акаганеит (β -FeOОН). Акаганеит образуется в виде наноразмерных частиц и поэтому обладает большой удельной площадью поверхности и, соответственно, заметной сорбционной емкостью. С другой стороны, малые размеры частиц осложняют применение проточных систем для очистки сточных вод и создают значительные затруднения при фильтрации. В связи с этим, используется прием нанесения активного вещества (ОГЖ) на более крупнозернистый носитель.

Метод синтеза разрабатываемого сорбента основан на создании условий формирования оксигидрата железа β -модификации при гидролизе солей трехвалентного железа.

Композитный сорбент получали нанесением покрытий на частицы неорганических веществ в условиях, обеспечивающих формирование оксигидрата железа. Для этого навески материала-носителя загружали в раствор сульфата железа (III), с концентрацией ионов железа 0,5 М. Также в раствор вводили хлорид-ионы, до концентрации 2,5 г/дм³.

Полученную пульпу выдерживали при 85 °С в течение 16 ч при постоянном перемешивании, после чего осадок отделяли от раствора фильтрацией и высушивали на воздухе.

С целью определения условий синтеза, позволяющих получить композитный сорбент с максимальной емкостью по мышьяку, проведена серия экспериментов, где в качестве материала-носителя использован глинозем. Для этого навески материала-носителя из расчета Ж:Т = 10:1 загружали в раствор сульфата железа (III), содержащий также 2,5 г/дм³ NaCl и заданную в соответствии с матрицей планирования концентрацию сульфата натрия. Концентрацию железа и продолжительность синтеза также устанавливали в соответствии с планом эксперимента. Полученную пульпу выдерживали при температуре 85 °С. При этом обеспечивали перемешивание в течение первых 4-х часов, когда протекает гидролиз железа и оставшееся время пульпу выдерживали при заданной температуре без перемешивания. После чего осадок отделяли от раствора фильтрацией и высушивали на воздухе.

Для изучения сорбции мышьяка на полученных при оптимальных условиях синтеза композитных сорбентах, материал предварительно подготавливали, максимально насыщая кристаллическую структуру оксигидрата железа ОН-группами. Для этого навеску сорбента, массой 1 г выдерживали в 0,1 М растворе NaOH, при температуре 60 °С в течение 1 ч, после чего сорбент отделяли от раствора фильтрацией и промывали дистиллированной водой.

Сорбцию проводили в статическом режиме, в водном растворе мышьяка с концентрацией ионов As(V) 100 мг/дм³, объемом 100 см³, при температуре 25 °С, рН=3. Далее, фильтрат отделяли от сорбента и определяли концентрацию мышьяка методом атомно-абсорбционной спектроскопии.

Результаты экспериментов по сорбции мышьяка на сорбентах, полученных в разных условиях, представлены на рисунке 2. В качестве носителя использован глинозем со средним размером частиц 150 нм. Показана зависимость статической обменной емкости от условий синтеза композитного сорбента (рисунок).

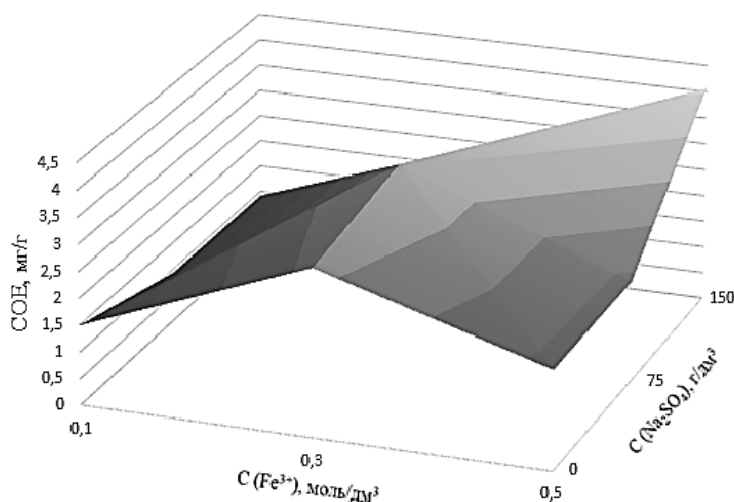
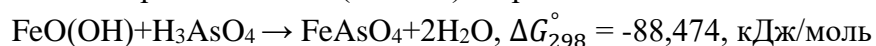


Рисунок - Зависимость емкости по мышьяку от условий синтеза композитного сорбента

Композит с максимальной емкостью по мышьяку был получен в следующих условиях: концентрация Na_2SO_4 150 г/дм³; концентрация Fe^{3+} 0,5 моль/дм³; температура 85 °С; продолжительность синтеза 16 часов. Емкость по As(V) составила 4,06 мг/г.

В аналогичных условиях был проведен синтез сорбента на основе кварца. Емкость по As(V) составила 6,0 мг/г. Полученные композитные сорбенты проявляют способность к регенерации. Однако степень десорбции композита не превышает 67 %. Это может быть связано с тем, что часть сорбированного мышьяка образует труднорастворимое соединение с железом – арсенат железа (FeAsO_4) по реакции



При проведении нескольких циклов «сорбция-десорбция» наблюдается снижение сорбционной емкости сорбента. Можно рекомендовать захоронение насыщенного отработанного сорбента аналогично труднорастворимому арсенату железа.

НАПРАВЛЕНИЯ ПЕРЕРАБОТКИ И ЛИКВИДАЦИИ НАКОПЛЕННЫХ МЫШЬЯКОВИСТЫХ ТЕХНОГЕННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ГОРНО-ПЕРЕРАБАТЫВАЮЩЕЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

Качор О.Л., Богданов А.В.

*Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Иркутский национальный исследовательский технический университет»,
г. Иркутск, Россия, e-mail: olgakachor@gmail.com*

Abstract. The article deals with the pollution problem of the town of Vershino-Darasunsky of by arsenic waste where the abandoned industrial site of the former arsenic plant is located in the central part of the village. Since 2016 need of elimination of similar sources of technogenic pollution is fixed legislatively in a type of introduction of amendments to the Federal law No7.

В рамках Федеральной целевой программы «Национальная система химической и биологической безопасности Российской Федерации (2009-2014)», а также областной программы «Защита окружающей среды в Иркутской области» на 2006-2015 годы, ФГБОУ ВО «ИРНИТУ» были проведены работы по ликвидации накопленного экологического ущерба - мышьяковистых отходов промплощадки бывшего Ангарского мышьяковистого завода (АМЗ) по переработке арсенопиритных руд МО «г. Свирск» Иркутской области, который в период с 1934 по 1949 гг. осуществлял выпуск триоксида мышьяка. [1].

До начала работ по ликвидации техногенного очага загрязнения общее количество огарков, хранившееся на 13 га промплощадки АМЗ, составило 156,9 тыс. т со средним содержанием мышьяка около 1 %. Непосредственно у отвалов на промплощадке располагались останки производственных зданий и технологического оборудования, общий объемом 6,6 тыс. м³ с содержанием в них мышьяка 150 т. Еще одним источником загрязнения промплощадки АМЗ являлся зараженный почвогрунт - 48 тыс. т.

По современным экологическим требованиям огарки горно-перерабатывающей промышленности, накопленные к настоящему времени в огромных количествах, являются техногенными месторождениями.

Согласно протокола государственной экспертизы материалов пересчета запасов золота и серебра в отвалах АМЗ по состоянию на 01.10.2003г. №591 от 16 октября 2003 г. утвержденные забалансовые запасы золота и серебра составили 6,1 и 47 г/т соответственно.

Отвалы огарков АМЗ, как техногенное месторождение золота, серебра и сопутствующих элементов, создавали серьезную угрозу негативного экологического воздействия на население города и акваторию Братского моря ввиду непосредственной близости с жилой зоной и рекой Ангара. Поэтому для исключения малейшей вероятности загрязнения объектов окружающей среды в процессе ликвидации очага загрязнения промплощадки АМЗ Правительство Иркутской области приняло решение об обезвреживании и захоронении огарков без извлечения из них ценных компонентов вместе с другими отходами – загрязненным почвогрунтом и останками производственных зданий и технологического оборудования в отработанном карьере «Северный 5», находящемся в 20 км от МО «город Свирск». Саркофаг для захоронения отходов АМЗ состоит из двух приемных отсеков: первый для строительного мусора и почвы, второй – для огарков.

Таким образом, огарки АМЗ все еще остаются техногенным месторождением золота, серебра и сопутствующих элементов, законсервированным до тех пор, пока его разработки станет экономически целесообразна [2].

Промплощадка АМЗ МО «г. Свирск» - далеко не единственный заброшенный завод по производству мышьяка в стране. Подобных техногенных месторождений, являющихся источниками крайне высокой социально-экологической опасности, в РФ все еще остается много.

Территориально ближайшим примером является завод по производству мышьяка в поселке «Вершино-Дарасунский» Забайкальского края. Промплощадка бывшего завода находится в центральной части поселка, население которого на данный момент насчитывает 5,5 тысяч человек. Завод в поселке «Вершино-Дарасунский» как и в Свирске был построен в 30-х годах XX столетия для производства белого мышьяка из арсенопиритных руд. Завод был закрыт без проведения работ по ликвидации мышьяксодержащих отходов и рекультивации территории в 1973 году. Бывшая промплощадка завода расположена вдоль главной транспортной артерии города - ул. Центральной. Социальные объекты поселка располагаются в 200 м от условных границ бывшей промплощадки мышьяковистого завода. Четко очертить границы бывшей промплощадки на данном этапе не представляется возможным ввиду тесного соседства разрушенных зданий бывшего мышьяковистого завода с современными постройками ООО «Урюмкан». На территории бывшей промплощадки расположен полуразрушенный цех рафинации мышьяка общей площадью 671 м² и цех обжига мышьяка общей площадью 198 м², площадь прилегающей территории составляет 2160 м². Количество мышьяковистых огарков оценивается в 50 тыс. т.

Для определения содержания мышьяка и тяжелых металлов в природных и техногенных объектах на бывшей промплощадке мышьяковистого завода и в селитебной зоне поселка «Вершино-Дарасунский» были отобраны 47 проб.

Анализ проводился в аккредитованной лаборатории экологического мониторинга природных и техногенных сред ФГБОУ ВО «ИРНИТУ», № РОСС RU.0001.518897. Во всех пробах грунта, отобранных с промлощадки бывшего завода, содержание мышьяка значительно превосходит нормативное содержание (ПДК = 2 мг/кг) в 2590 - 79000 раз; в несколько сотен раз превышены нормативы содержания по тяжелым металлам. Содержание мышьяка в кирпичках разрушенных зданий достигает 1680 мг/кг, в отвалах огарков 20890 мг/кг [3]. Такие значительные превышения свидетельствуют о крупномасштабном загрязнении данной территории и требуют проведения работ по ликвидации накопленного экологического ущерба. Содержание золота и серебра в огарках соответственно равно 7,32 г/т и 39 г/т, среднее содержание мышьяка составляет 1,1%.

С 2016 г. необходимость устранения подобных источников техногенного загрязнения закреплена законодательно ввиду внесения изменений в Федеральный закон № 7 «Об охране окружающей среды» [4]. В связи с этим появляется острая необходимость в экологически безопасной и экономически выгодной технологии ликвидации подобных техногенных месторождений с извлечением из них ценных компонентов.

Наиболее перспективным направлением решения этой проблемы является сочетание технологий рециклинга и рекуперации, когда при извлечении ценных компонентов, в данном случае – драгоценных металлов, для обезвреживания имеющихся мышьяковистых отходов различной природы используются образующиеся побочные продукты, содержащие реагенты-нейтрализаторы.

Одним из таких примеров может служить технология тиокарбамидного выщелачивания золота и серебра. При нейтрализации хвостов негашеной известью, в щелочной среде, в присутствии кислорода воздуха происходят окисление двухвалентного железа и гидролиз образующегося трехвалентного железа. Арсенат-ионы, взаимодействуя с ионами трехвалентного железа, образуют малорастворимый арсенат трехвалентного железа.

Таким образом, совмещение технологий рециклинга и рекуперации позволяет не только получить ценные компоненты, но и обезвреженные отходы, безопасные для захоронения.

Список использованных источников

1. Качор О.Л., Богданов А.В., Федотов К.В. Ликвидация последствий деятельности мышьякового производства горно-перерабатывающей промышленности // Экология и промышленность России. 2014, №5, с. 31-35
2. Богданов А.В., Федотов К.В., Качор О.Л. Разработка научных и практических основ рекуперативной технологии экобетонирования мышьяксодержащих отходов горно-перерабатывающей промышленности (монография) // Издательство ИрГТУ 2014.
3. Качор О.Л., Богданов А.В., Федотов К.В. Оценка правовой и технической возможности ликвидации накопленного вреда окружающей среде мышьяковистыми отходами горно-перерабатывающей промышленности // Экология и промышленность России. 2017. Т.21. №11. С.42-46.
4. Федеральный закон "Об охране окружающей среды" от 10.01.2002 N 7-ФЗ (в редакции от 29.07.17).

ФЛОТАЦИЯ ФЛЮОРИТА ИЗ ВТОРИЧНОГО СЫРЬЯ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ СОБИРАТЕЛЕЙ РАЗЛИЧНОГО СОСТАВА

Киенко Л.А., Воронова О.В.

*Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела
Дальневосточного отделения Российской академии наук, г. Хабаровск, Россия
e-mail: kienkola@rambler.ru*

Abstract. The paper presents the results of research of dressability of technogenic tailings of the Yaroslavskaya Mining Company. The influence of the composition of used collectors on the results of flotation is shown. In enrichment of old tailings of the enterprise the quality concentrates were isolated with fluorite extraction in them over 60 %

Флотационное обогащение кальцийсодержащего сырья, в том числе флюоритовых руд основано на использовании в качестве собирателей карбоксильных соединений различной природы. Наиболее эффективными из них являются смеси ненасыщенных жирных кислот, ассортимент которых на рынках довольно широк. Достижение удовлетворительных результатов при флотации бедного флюоритсодержащего, в том числе техногенного сырья требует тщательного изучения свойств комплексов используемых реагентов, в том числе собирателей с различной структурой углеводородных радикалов.

Одним из основных оценочных показателей обогатимости карбонатно-флюоритовых руд является значение карбонатного модуля, отражающего соотношение содержаний флюорита и кальцита. В доступных для добычи рудах Вознесенского рудного района, являющихся сырьевой базой Ярославской горнорудной компании (ЯГРК), содержится не более 26-29 % CaF_2 и до 20-25 % CaCO_3 . Содержание флюорита в хвостах, проскладированных в хвостохранилище колеблется в пределах 13-23 %, кальцита – не более 12-14 %. По имеющимся данным, объём их оценивается более чем в 30 млн.т. Сырьё, с таким содержанием флюорита вполне заслуживает внимания, как объект для вторичной переработки.

Все руды Вознесенского рудного района (ВРР), являющиеся первичными сырьевыми источниками ЯГРК, относятся к разряду труднообогатимых, что обусловлено очень тонким взаимным прорастанием минеральных фаз и наличием близких по флотационным свойствам флюорита и кальцита. В техногенных хвостах флюорит представлен наиболее проблемными зёрнами, не извлечёнными на стадии первичной переработки. Технология обогащения такого материала должен предусматривать тщательную подготовку материала по крупности, нейтрализацию остатков реагентов первичной стадии флотации и продуктов вторичных взаимодействий, образовавшихся в процессе хранения.

Изучение обогатимости техногенного сырья проводились на материале усреднённой пробы, отобранной из хвостохранилища обогатительной фабрики ЯГРК, с содержанием CaF_2 – 20,7 %, CaCO_3 , – 10,2 %, SiO_2 – 32,2 %, Zn – 0,38 %. В период работы компании, выпускались флюоритовые концентраты марки ФФ-90, в меньшем количестве марки ФФ-92, содержащие, соответственно, 90 и 92 % CaF_2 . В 2013 году по причине дефицита доступных для переработки качественных руд, и возросшими требованиями к

флюоритовым концентратам предприятие было остановлено. Перепрофилирование производства на переработку вторичного сырья при одновременном повышении качества выпускаемых концентратов является крайне сложной задачей. Вместе с тем, по имеющимся данным содержание в концентратах CaF_2 ниже 93-94 % потребителя, в условиях запланированных реконструкций технологических линий потребителя (криолитовых производств), не устраивает.

Для эффективной концентрации флюорита, представленного в техногенном сырье в основном зёрнами с тонкой вкрапленностью кальцита и силикатов, необходимо обеспечение тонкого помола. Серией экспериментов было установлено, что при измельчении материала в течение 25-30 минут (содержание класса - 0,044 мм составляет при этом 90-96 %) соответствует оптимальному раскрытию минеральных компонентов. При флотации такого материала с использованием в качестве собирателя жирных кислот таллового масла (ЖКТМ) в сочетании с комплексным модификатором на основе фторида аммония достигается извлечение флюорита в концентраты, содержащие CaF_2 93,28-94,14%, на 61,75-60,26 %, что для труднообогатимого вторичного сырья можно оценить как удовлетворительный результат. Вместе с тем, высокие требования к качеству концентратов и, одновременно, дефицит высокоселективных жирных кислот на рынках РФ предполагают необходимость расширения ассортимента эффективно действующих собирателей. В состав ЖКТМ входят олеиновая кислота (до 26 %), линолевая (36-54,7 %) и линоленовая (5-15,7 %). Реагент хорошо зарекомендовал себя в наших лабораторных исследованиях и при практическом использовании на обогатительной фабрике ЯГРК.

Изучение особенностей действия собирателей различного состава проводилось по схеме открытого цикла, состоящей из основной флотации и семи перечисток черного концентрата. Помимо ЖКТМ изучалось действие технического мыла производства Уссурийского масложиркомбината, технической олеиновой кислоты марки В-115, а также двух марок жирных кислот производства Индии, которые рекомендованы как экономически перспективные для использования в России по результатам маркетингового исследования ООО «МАС Альбион». Тестирование образцов марки MASOIL-S, MASOIL-1880 проводилось ранее на шеелитовых рудах Приморских месторождений. В таблице представлена характеристика собирателей, использованных в экспериментах, кроме мыла технического, так как состав его непостоянен.

Таблица – Состав жирнокислотных собирателей

Собиратель	Названия кислот, углеродный состав						
	Пальми- тиновая	Стеари- новая	Олеино- вая	Линоленовая		Арахин- овая	Гадолеи- новая
	$\text{C}_{16:0}$	$\text{C}_{18:0}$	$\text{C}_{18:1}$	$\text{C}_{18:2}$	$\text{C}_{18:3}$	$\text{C}_{20:0}$	$\text{C}_{20:1}$
Олеиновая кислота (техн.) В-115	5,7	5,6	58,9	26,6	1,3	0,5	0,1
ЖКТМ	3,9-9,1	2,2-4,4	10-26,6	36-54,7	5-15,7	-	-
MASOIL S (Индия)	3,76	5,2	35,8	27,5	16,1	10,8	-
MASOIL 1880 (Индия)	-	2,6	21,9	33,5	21,6	1,1	10,8

Примечание – В углеродном составе кислот указано число атомов углерода в молекуле и количество двойных связей.

Известно, что собиратели из группы жирных кислот, имеющие в структуре углеводородного радикала две-три ненасыщенными связи, отличаются наиболее высокими селективными свойствами, особенно в тонкодисперсных пульпах. Собиратель марки MASOIL-1880 обогащён линоленовой и линоленовой кислотами, имеющими, соответственно две и три двойных связи в углеводородном радикале.

Результаты сравнительных экспериментов по флотации флюорита из техногенных хвостов с использованием различных жирных кислот представлены на рисунке.

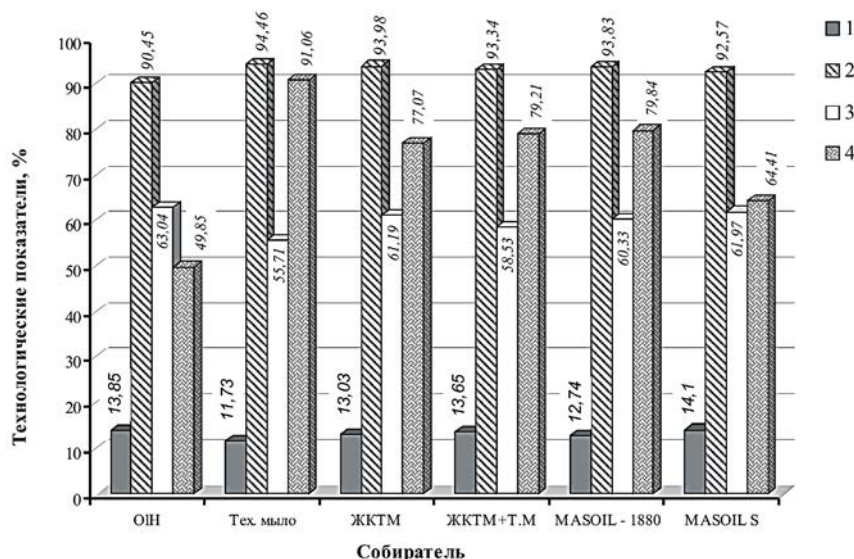


Рисунок 1 – Показатели флотации флюорита из техногенных хвостов с использованием различных собирателей:

1 – выход концентрата; 2 – содержание в концентрате CaF_2 ; 3 – извлечение флюорита; 4 – индекс селективности разделения флюорита и кальцита

Концентраты, содержащие свыше 93 % CaF_2 , получены в экспериментах с использованием ЖКТМ, технического мыла, композиции ЖКТМ и технического мыла, а также жирных кислот MASOIL 1880. Как свидетельствуют приведенные данные, лучшие результаты, получены с применением ЖКТМ и индийского собирателя MASOIL 1880. Применением в процессе олеиновой кислоты и жирных кислот MASOIL S сопровождается некоторым снижением качества концентратов при близких показателях по извлечению флюорита. Дозировка в процесс технического мыла обеспечивает получение качественных концентратов, однако извлечение флюорита при этом заметно снижается

Таким образом, полученные данные показывают возможность применения различных собирателей при флотационном извлечении флюорита из техногенных хвостов. При этом возможно регулирование качественных показателей, в зависимости от текущих конъюнктурных требований потребителей к продукции предприятия. Расширение ассортимента собирателей с необходимым набором технологических характеристик при флотации в тонкодисперсных пульпах обеспечит необходимую стабильность в работе предприятия за счёт снижения остроты проблемы дефицита реагентов.

Выводы. В результате проведенных исследований дана оценка технологических свойств нескольких собирателей из группы жирных кислот, доступных для использования при флотации тонковкрапленного, труднообогащаемого вторичного сырья. Установлена эффективность флотации флюорита из техногенного сырья Ярославской горнорудной компании с применением нескольких марок собирателей из группы жирных кислот. При использовании в качестве собирателей ЖКТМ и жирных кислот марки MASOIL 1880 производства Индии достигается удовлетворительный уровень селективности флотации в тонкодисперсных пульпах. Обогащение по схеме открытого цикла, без доработки промпродуктов, позволяет получить из техногенных хвостов с содержанием CaF_2 – 20,7 %, CaCO_3 , – 10,2 %, концентраты, содержащие CaF_2 93,83-93,98 % при извлечении флюорита до 60,33-61,19 %.

АНАЛИЗ ВЛИЯНИЯ УЛЬТРАЗВУКОВОЙ ОБРАБОТКИ ПУЛЬПЫ НА КИНЕТИКУ ФЛОТАЦИИ ФЛЮОРИТА ПРИ ОБОГАЩЕНИИ ТЕХНОГЕННЫХ ХВОСТОВ

Воронова О.В., Киенко Л.А.

*Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела
Дальневосточного отделения Российской академии наук, г. Хабаровск, Россия
e-mail: olya-vo@mail.ru*

Abstract. The results of studying the kinetics of the main flotation and operations of recleaning in the beneficiation of technogenic tailings on conventional technology and technology using ultrasound are presented. It is shown that under the action of ultrasound the speed and selectivity of the process increases markedly. The increase of extraction is up to 1,75 %.

При флотационном 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 обогащения, различные новообразования, связанные с длительным хранением в водно-солевой среде хвостохранилища.

Одним из методов повышения эффективности флотации может рассматриваться использование ультразвуковых колебаний. Ультразвук, влияя на процессы массообмена, способствует очистке природных плёнок и вторичных образований с поверхности минеральных частиц оказывает кондиционирующее, диспергирующее или иное энергетическое влияние, в зависимости от точки его приложения.

Накопленный объём хвостов обогащения флюоритовых руд предприятия Ярославской горнорудной компании (ЯГРК), базирующемся на переработке руд Вознесенского рудного района Приморского края, оценивается более чем в 30 млн.т. Содержание флюорита в хвостах, проскладированных в хвостохранилище колеблется в пределах 13-23 %, кальцита – не более 12-14 %.

Сырьё с таким содержанием флюорита вполне заслуживает внимания для изучения возможности его вторичной переработки.

Воздействию ультразвуком подвергались «лежалые» хвосты, содержащие CaF_2 – 19%, CaCO_3 – 12,9%. Обработка осуществлялась с помощью ультразвуковой установки ИЛ100-6 производства Санкт-Петербургской компании «Ультразвуковая техника ИНЛАБ». Рабочая частота ультразвука – 22 кГц.

В связи с существенными различиями в результатах флотации обработанной и необработанной ультразвуком пульпы проводилось исследование кинетики процесса флотации, в головной части схемы, и в циклах концентрации флюорита в перечистных операциях.

В обычном режиме флотации без использования ультразвука и в режиме с озвучиванием материала на стадиях подготовки к измельчению и перед основной флотацией пенный продукт каждой из девяти минут процесса отдельно собирался с целью дальнейшего его количественного и качественного анализа.

На рисунке 1а графически отображены изменения во времени содержания в пенном продукте CaF_2 , и извлечения флюорита.

Полученные данные указывают на то, что качество пенных продуктов в первоначальный период основной флотации (1-3 минуты) в опытах с использованием ультразвука (кривая 2) существенно выше, при этом извлечение флюорита в пенный продукт отстаёт, что объясняется, очевидно, высокой поглощающей способностью очищенной от различных покрытий минеральных поверхностей.

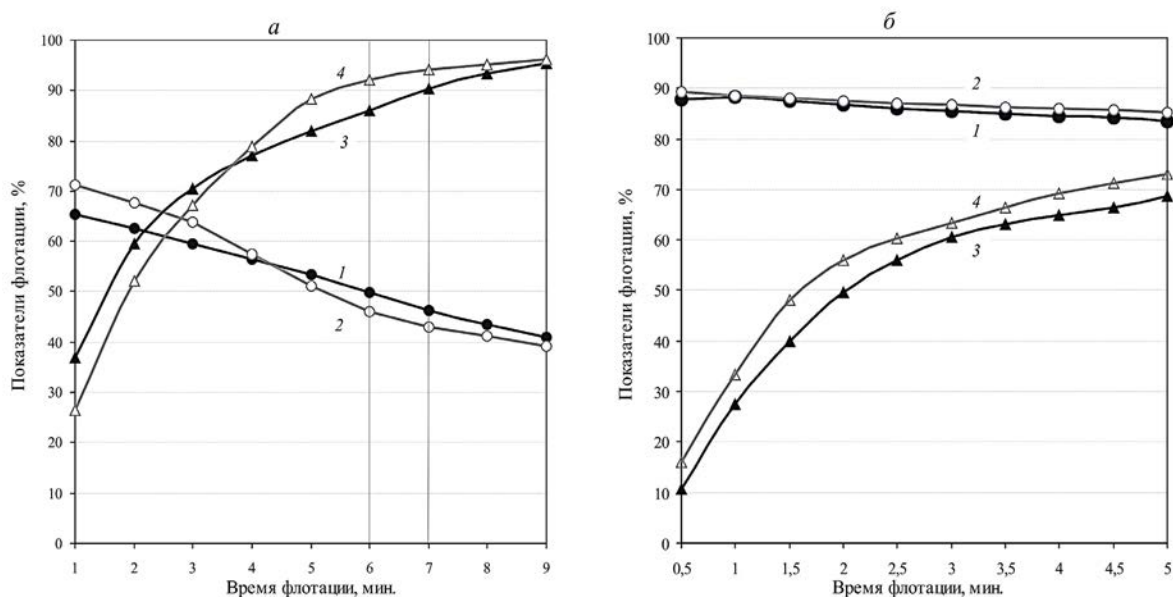


Рисунок 1 – Сравнительные результаты исследований кинетики флотации

флюорита по обычной технологии и технологии с обработкой пульпы ультразвуком:

а – на стадии основной флотации; б – на стадии третьей перечистки; 1, 3 – содержание CaF_2 и извлечение флюорита в пенный продукт по результатам экспериментов без обработки пульпы ультразвуком; 2, 4 – содержание CaF_2 и извлечение флюорита в пенные продукты в экспериментах с использованием ультразвука

После шести минут флотации достигается извлечение флюорита в пенный продукт на 92,08 % при содержании в нём CaF_2 46,05 %, извлечение кальцита в этот продукт составило 59,22 % при содержании CaCO_3 19,79.

В эксперименте с необработанным ультразвуком питанием флотации даже после семи минут флотации получено более низкое извлечение флюорита – 90,33 % в пенный продукт равного по флюориту качества. При этом содержание и извлечение в него кальцита, напротив, заметно выше (соответственно 20,53 и 66,87 %), что свидетельствует о сниженной селективности процесса.

Полученные данные в значительной степени предопределяют дальнейший ход технологии с более высокой эффективностью флотации обработанной ультразвуком пульпы.

В сравнительных исследованиях кинетики процесса флотации на стадии третьей перечистки пенного продукта установлена более высокая селективность обогащения на протяжении всего периода флотации при использовании ультразвуковой обработки материала. Поскольку общая продолжительность третьей перечистки обычно не превышает пяти минут и основной объём пенного продукта получен в первые 2,5-3 минуты, то дробный съём производился с интервалом в 30 секунд.

На рисунке 1б графически отображены исследования кинетики третьей перечистки – изменения по качеству и распределению флюорита в пенных продуктах.

Графики, отображающие показатели флотации в опытах с «озвучиванием» материала расположены выше соответствующих кривых, полученных на необработанном материале, на всём их протяжении.

Содержание CaF_2 в соответствующих продуктах на 0,3-1,7 % , извлечение, на 2,61-8,29 % выше.

Следует отметить, что пенные продукты, полученные после озвучивания питания, значительно менее загрязнены кальцитом: содержание в них CaCO_3 ниже, в основном на 0,4-1 %, извлечение в общий продукт ниже на 1,46 %.

Полученные данные свидетельствуют о более высоком уровне селективности флотации.

Таким образом, в результате исследований влияния ультразвуковой обработки пульпы установлено:

1. В результате изучения кинетики основной флотации при обогащении техногенных хвостов по обычной технологии и технологии с использованием ультразвука показало, что скорость и селективность процесса после обработки заметно возрастает. Качественный состав пенного продукта в опытах без ультразвука после семи минут флотации соответствует пенному продукту, полученному по истечении шести минут в опытах с ультразвуковой обработкой.

Прирост извлечения в экспериментах с ультразвуком составил 1,75 %.

2. Установлена более высокая селективность обогащения в исследованиях кинетики перечистных операций на примере третьей перечистки пенного продукта. На протяжении всего периода флотации с использованием ультразвуковой обработки материала пенные продукты в экспериментах с озвучиванием питания флотации характеризуются более высоким качеством и одновременно, извлечением в них флюорита. Кроме того, они гораздо менее загрязнены кальцитом, что свидетельствует о росте селективности процесса.

ПРИМЕНЕНИЕ ФЛОТОМАШИНЫ PNEUFLOT^R ПРИ ОБОГАЩЕНИИ ВОЛЬФРАМСОДЕРЖАЩИХ ПЕСКОВ ХВОСТОХРАНИЛИЩА

Шепета Е.Д.¹, Лебедев А.В.², Саматова Л.А.¹

¹ Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела
Дальневосточного отделения Российской академии наук, г. Хабаровск, Россия:

e-mail: elenashepeta56@mail.ru

² ООО «МБЕ Обогащение угля и минералов», Москва, Россия

Abstract. A Pneufлот^R laboratory flotation machine was tested for beneficiation of tungsten-containing sands of mineral mining and processing wastes. An -80+0 mkm size fraction constituted 58 % of total particles in flotation feed. The test yielded an enriched product with WO₃ content of 0,42 %, concentration efficiency of 8,4, and extraction as much as 69 %.

Снижение содержаний ценных минералов в руде на заключительном этапе отработки месторождений, изношенность парка флотомашин обуславливает необходимость увеличения переработки руд, повышения качества продуктов и извлечения ценных минералов, снижения себестоимости продукции, что требует проведение модернизации технологического процесса обогащения. Возможные направления модернизации могут быть связаны с совершенствованием технологической схемы за счет внедрения предконцентрации исходной руды, повышением контрастности минеральных поверхностей на основе применения новых композиций реагентов и использования новых аппаратов обогащения [1-3].

В последние три десятилетия отмечалось активное развитие конструкций колонных и чановых флотомашин, совершенствование узлов аэрации, что обусловило появление на рынке машин нового поколения MicrocelTM, Outotes SonicspargerTM Coalpro(Stackcell), Pneufлот^R (чановая), имеющих существенные преимущества относительно классических флотомашин [4-7].

Использование колонных и чановых машин приводит к уменьшению аппаратности технологических схем, сокращается площадь его размещения, снижаются эксплуатационные расходы, повышается извлечение ценных минералов при высоком качестве концентратов за счет активизации флотации тонких частиц. Преимущества чановых машин — отсутствие специальных фундаментов (используются металлоконструкции), снижается высота установки, создаются максимально благоприятные условия интенсивного контакта воздух/частица.

В статье представлены материалы испытаний на обогатимость песков хвостохранилища Приморской фабрики (ПФ) в лабораторной машине Pneufлот^R (тип P-FV 02 K). Лабораторная установка включала контактный чан V-60 л, цилиндрическую камеру разделения пенного и камерного продукта V- 12,5 л, аэратор, работающий под наддувом сжатым воздухом от компрессора, оборудование подачи, отвода пульпы, приборы настройки и контроля процесса обогащения.

В зависимости от нагрузки пульпы подача воздуха регулировалась в пределах 3,3-7,5 л/мин, что позволяло оптимизировать площадь поверхности разделения фаз, управлять диспергацией воздуха. С помощью S- образного колена устанавливалась необходимая высота пенного слоя, а регулировка сброса камерного продукта обеспечивала контроль потерь ценных минералов.

Пески хвостохранилища представлены отвальными хвостами ПФ, перерабатывающей скарновые шеелит-сульфидные руды месторождения Восток-2. Проба песков хвостохранилища отобрана из зимней намывной канавы (намыв 2017 год) с глубины 2,5 м. Объем пробы 100 кг. Среднее содержание WO_3 -0,055 %, Cu -0,04 %. Гранулометрическая характеристика песков представлена на рисунке 1.

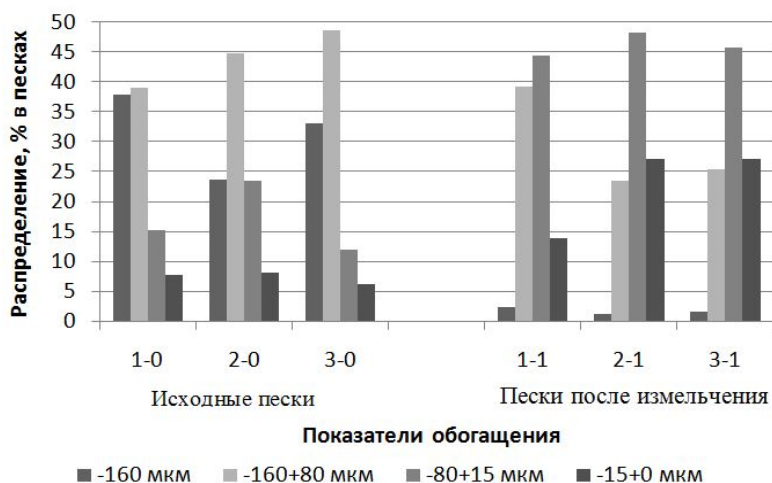


Рисунок 1 — Распределение выхода классов(1); и ценных металлов WO_3 (2); Cu (3) в вольфрамовых песках хвостохранилища по классам крупности

Среднее содержание класса -80+0 мм в отвальных хвостах ПФ 56-58 %, однако в исходных песках хвостохранилища 23 %, что связано с дренированием шламовой части продукта в нижние слои хвостохранилища. Для проведения флотации на лабораторном образце машины Pneufлот^R потребовалось доизмельчение. Промышленные образцы позволяют обогащать продукт данной крупности без доизмельчения. Время измельчения в лабораторной шаровой мельнице 15 минут, Т:Ж:Ме = 1 (кг) : 0,6 (л) : 8 (кг).

Распределение в классе -80+0 мм WO_3 - 75 %, Cu -73 %. Режимные параметры работы машины в период испытаний представлены в таблице 1.

Таблица 1 — Режимные параметры тестирования флотации

№ теста	% тв.	Т °С	Уд.в., г/см ³	рН	W м ³ /ч	Р воздуха Нл/ч	Н пены, мм
Тест-11(Б-1)	23,5	22	2,57	8,2	590	250	30-70
Тест-10 (Б-2)	22,0	28	2,57	10	730	200	10-20

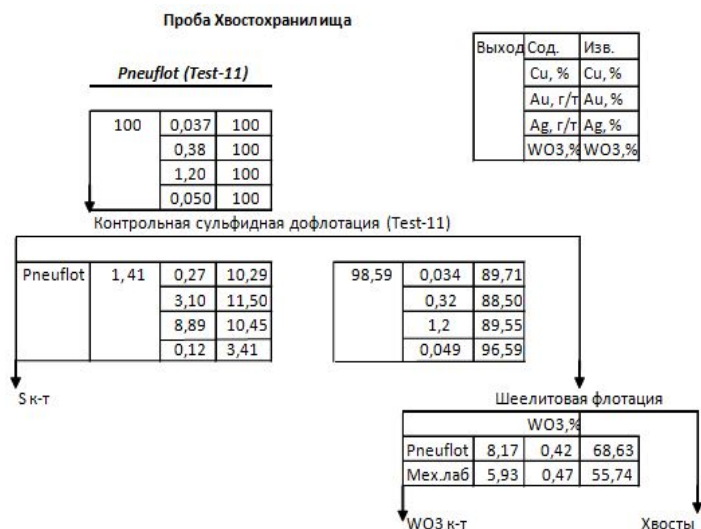
Питание теста 11-пески хвостохранилища теста 10- отвальные хвосты ПФ (зуппф)

Сульфидная флотация теста №11 выполнена при комнатной температуре, модификаторы рН пульпы не подавались, в качестве собирателя использован диалкилдитиофосфат ИМА-И413п (25 г/т), пенообразователь — сосновое масло (20 г/т), для снижения потерь шеелита вводилось жидкое стекло — (100 г/т).

Результаты обогащения песков хвостохранилища (А) и пенный слой флотации тестов (Б) представлены на рисунке 2.

Уровень извлечения меди и благородных металлов 10-12 %. При проведении флотации в механической лабораторной машине (V-3 л) извлечено 6,5 % сульфидов, качество по Cu -0,21 %, извлечение 39 %, потери шеелита с сульфидами 14 %.

А



Б-1



Б-2

Рисунок 2 — Показатели обогатимости песков хвостохранилища Приморской фабрики

Более эффективно в машине Pneufлот[®] из песков хвостохранилища протекала флотация шеелита. Реагентный режим: сода 3,6 кг/т (рН-10,4), жидкое стекло 350 г/т, олеат натрия 325 г/т, температура пульпы 28⁰С. При степени концентрации в обогащенном продукте 8,4 извлечение шеелита составило 69 %, для механической машины 56 %. Качество обогащенного продукта соответствует питанию основной флотации ПФ, что требует повторной перефлотации данного продукта в основном цикле рудного обогащения.

Переработка песков с таким низким исходным содержанием ценных минералов экономически нецелесообразно. Требуется проведение предварительной концентрации ценных минералов на гравитационных аппаратах обогащения. Последующая перефлотация концентрата гравитации в машине Pneufлот[®] позволит получить обогащенный продукт, соответствующий по качественной характеристике черновому концентрату, который может быть направлен в цикл селекции.

Выводы

Эффективность извлечения шеелита из песков хвостохранилища в машине Pneufлот[®] при степени концентрации 8,4 составила 69 %. Экономически целесообразно направить на флотацию в машину обогащенный продукт гравитации песков хвостохранилища, что позволит повысить степень концентрации конечного концентрата перефлотации, вследствие чего данный продукт может являться питанием заключительного цикла обогащения- селекции кальцийсодержащих минералов.

Список использованных источников

1. Шепета Е.Д., Саматова Л.А., Воронова О.В. Перспективные направления развития технологий обогащения вольфрамсодержащих руд и техногенных образований //Горный журнал. 2018. №- 10. С. 67-71.
2. Ignatkina V.A. Experimental Investigation of Change in the Contrast between Flotation Properties of Calcic Minerals. JOURNAL OF MINING SCIENCE. Vol: 53. No 5 p: 897-906.

3. Лебедев А.В. Использование технологии Pneuflot^R флотации тонкого золота и шламов борогипса. Обогащение руд. 2018. №4. С.17-20.
4. M. Forss, A. Breussand, T. Monreden, Гребенешников А. А. и др. Новое поколение флотационного оборудования компании METSOMINERALS — основа эффективных решений. Горная промышленность. №5, 6. 2005.
5. Kohmuench J. N., Mankosa M.J. An Update on the Role of Column Flotation in the Coal Industry. CPSA Journal — Volume 5. №1. 2006. USA.
6. Kohmuench J. N, Mankosa M.J., Yan E. S. Evaluation of the StackCell Technology for Coal Applications. XVI International coal preparation congress — 2010. Edited by R.Q. Honaker. Lexington, Kentucky, USA. P. 374-381.
7. Козлов В.А., Пикалов М.Ф. Существующие флотационные технологии для обогащения угольного шлама. «Переработка Угля». Февраль. 2014. С. 65-69.

ИЗУЧЕНИЕ КИСЛОТНО-ОСНОВНЫХ СВОЙСТВ АПАТИТА ДЛЯ ОБОСНОВАНИЯ ВЫБОРА ОРГАНИЧЕСКИХ ФЛОКУЛЯНТОВ

Артемьев А.В., Митрофанова Г.В.

*Горный институт - обособленное подразделение Федерального государственного
бюджетного учреждения науки Федерального исследовательского центра "Кольский
научный центр Российской академии наук", г. Апатиты, Россия
e-mail: sashaartemev2009@yandex.ru*

Abstract. In paper, in order to substantiate the choice of organic flocculants for water treatment while processing the apatite-nepheline ores of the Khibiny, the acid-base properties of apatite are studied under various conditions.

Традиционно в практике работы горно-обогатительных предприятий для очистки технологических вод с целью их дальнейшего применения используют отстойники хвостохранилища, где осветление воды происходит под действием гравитационных сил. Хвостохранилища занимают огромные площади, перекачиваемые объемы пульпы требуют больших энергетических затрат, поэтому вовлечение в процесс предварительно очищенных технологических вод обогатительной фабрики без сброса их в хвостохранилище представляет интерес для предприятий.

Как известно, наибольшее влияние из всех компонентов оборотных вод на изменение поверхностных свойств минералов апатитсодержащих руд оказывают взвешенные вещества и катионы Ca^{2+} [1,2].

Отрицательное воздействие шламов на процесс флотации заключается в сорбции на себя собирателя, изменении ионного состава пульпы и загрязнении апатитового концентрата за счет механического выноса шламов в пену [3]. Катионы Ca^{2+} взаимодействуют с мылами жирных кислот с образованием труднорастворимых солей в виде коллоидно-дисперсных образований, снижают ККМ собирателей. При флотации они активируют поверхность минералов, вызывая нарушение селективности процесса, и приводят к ухудшению качества концентрата [2].

Наиболее загрязненной составной частью технологических вод, сбрасываемых с хвостохранилища, является слив сгустителя апатитового концентрата, отличающийся

вследствие использования неорганического коагулянта высокой жесткостью, повышенной концентрацией поливалентных ионов и высоким содержанием взвешенных веществ.

Эффективным методом очистки столь загрязненных объектов от взвешенных веществ является использование органического полимерного флокулянта, выбор которого зависит от характеристик твердой фазы дисперсной системы.

Поскольку взвешенные частицы слива сгустителя на 90 % представлены апатитом (таблица) была проведена оценка влияния на поверхность этого минерала реагентов, используемых в технологии обогащения.

Таблица – Минеральный состав твердой фазы слива сгустителя апатитового концентрата

Наименование минерала	Содержание, %	Наименование минерала	Содержание, %
Фторапатит	88,42	Содалит	0,29
Нефелин	5,38	Натролит	0,55
Эгирин	0,96	Титанит	1,09
Эгирин-авгит	0,7	Ильменит	0,55
Арфведсонит	0,8	Аннит	0,24

Поверхность апатита гетерогенна и бифункциональна и несет на себе одновременно как кислотные, так и основные центры разной силы. Ионы H^+ и OH^- являются потенциалобразующими для поверхности апатита [4], что определило возможность использования рН-метрического метода для изучения кислотно-основных свойств этого минерала [5].

Отрицательное значение суспензионного эффекта (СЭ) в дистиллированной воде говорит об отрицательном заряде частиц апатита. Положение изoadсорбционной точки в щелочной области рН ($pH_{ИАТ} \sim 8,0$) близко к значению $pH_{ИЭТ}$, определенному ранее с помощью измерения ζ -потенциала [4, 6], и показывает преобладание на поверхности апатита основных центров.

В операции сгущения апатитового концентрата используется железный купорос, в результате чего значительно снижается рН слива сгустителя. Из-за растворения апатита в таких условиях жидкая фаза слива сгустителя содержит большие концентрации ионов железа и кальция.

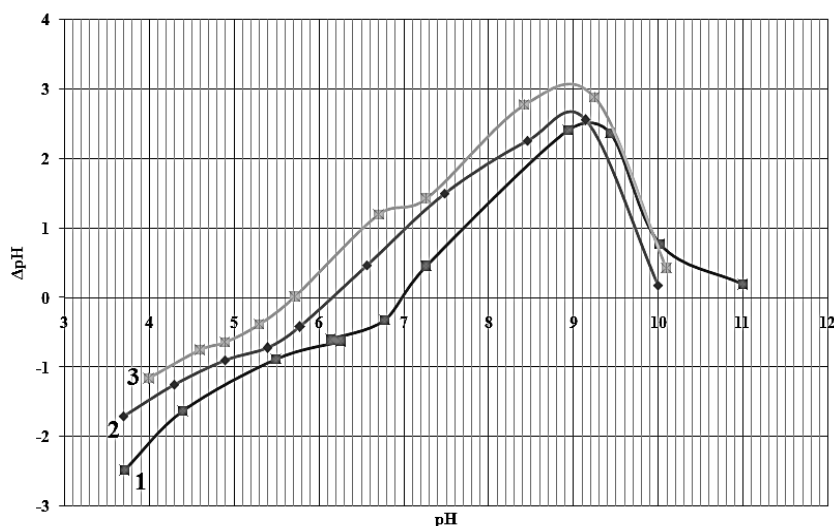


Рисунок 1 - Зависимость суспензионного эффекта от рН для суспензии апатита, обработанной железным купоросом: концентрация $FeSO_4 \cdot 10^5$ моль/л: 1 - 1,3; 2 - 2,6; 3 - 5,2

Преобладание основных центров на поверхности апатита определяет активную адсорбцию этих катионов, в результате чего рН изoadсорбционной точки смещается в сторону меньших значений, причем, чем больше концентрации поливалентных катионов, тем меньше значение рН_{ИАТ} (рисунок 1).

Таким образом, в результате закрепления на поверхности катионов создаются условия, предпочтительные для использования флокулянта анионного типа. Для подтверждения этого вывода рассмотрены анионный (AN 934) и катионный (FO 4700) флокулянты фирмы SNF.

Получены дифференциальные кривые распределения частиц по размерам, показывающие массовую долю каждой фракции при осаждении слива сгустителя апатитового концентрата без применения реагентов и с использованием флокулянтов (рисунок 2).

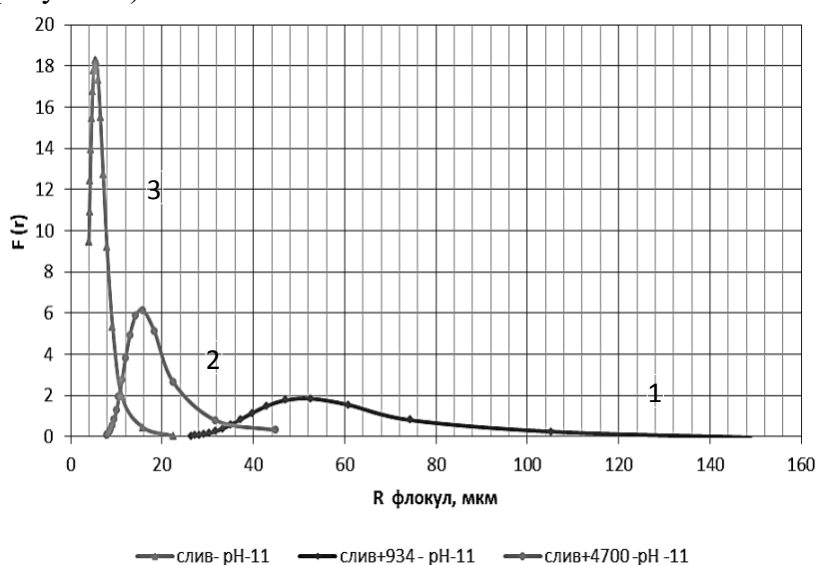


Рисунок 2 -
Дифференциальные кривые
распределения частиц по
размерам при
использовании
флокулянтов различного
типа:
1 - AN 934, 2 - FO 4700, 3 -
без флокулянта

Из данных рисунка видно, что в случае использования анионного реагента размер флокул, а, следовательно, и эффективность осаждения взвешенных частиц намного выше.

Список использованных источников

1. Голованов Г.А. Флотация кольских апатитсодержащих руд. – М.: Химия, 1976. – 216 с.
2. Голованов В.Г., Петровский А.А., Брыляков Ю.Е., Внедрение оборотного водоснабжения на АНОФ-2 // Горный журнал. – 1999. - № 9. – С. 48-50.
3. Герман Т.П., Филиппов В.Н., Алейников Н.А. Растровая электронная микроскопия коллоидных дисперсий оборотной воды от обогащения апатито-нелиновых руд // Обогащение шламов. - Апатиты: КФАН СССР, 1983. - С.120-125.
4. Брыляков Юрий Евгеньевич. Развитие теории и практики комплексного обогащения апатит-нефелиновых руд Хибинских месторождений: Дис. ... д-ра техн. наук: Кировск, 2004. 358 с.
1. Иконникова К.В., Иконникова Л.Ф., Минакова Т.С. и др. Теория и практика рН-метрического определения кислотности основных свойств поверхности твердых тел : учеб. пособие – Томск: Изд-во Томского политехнического университета, 2011. – 85 с.
5. Алейников Н.А., Герман Т.П. Поверхностные свойства апатита в растворах электролитов // Труды V научно-технической сессии института Механобр. – Ленинград, 1967. Т.1. С.500-510.

ИССЛЕДОВАНИЯ ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ ЛОПАРИТОВЫХ РУД

Горячев А.А.^{1,2}, Красавцева Е.А.^{1,2}, Лашук В.В.³, Икконен П.В.³,
Смирнов А.А.³, Макаров Д.В.¹, Маслобоев В.А.^{1,2}

¹Федеральное государственное бюджетное учреждение науки
ФИЦ «Кольский научный центр РАН», г. Апатиты, Россия

²Институт проблем промышленной экологии Севера

ФИЦ «Кольский научный центр РАН», г. Апатиты, Россия

³Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья
им. И.В. Тананаева ФИЦ «Кольский научный центр РАН», г. Апатиты, Россия
e-mail: mdv_2008@mail.ru

Abstract. Engineering and geological properties, as well as material composition of loparite ores refinement tailings have been investigated. Lack of material composition uniformity is already formed at the stage of waste storage. Fast transfer of fluorine into solution, while leaching the samples of tailings with distilled water, was revealed. Efficient volume specific activity of natural radioactive nuclides ²²⁶Ra, ²³²Th and ⁴⁰K for the investigated samples is within the range 646±21 – 1300±24 Bq/kg.

ООО «Ловозерский ГОК» является основным отечественным предприятием, производящим концентрат редкоземельных металлов, тантала и ниобия. На предприятии производится добыча и обогащение руды с получением лопаритового концентрата. В его состав входит рудник «Карнасурт», обогатительная фабрика и комплекс вспомогательных цехов и объектов.

На обогатительной фабрике «Карнасурт» устроена система производственного водоснабжения с повторным использованием воды, осветлением жидких отходов в прудках-отстойниках и депонированием осадков в хвостохранилище.

Особенность сырья заключается в том, что оно имеет повышенный радиационный фон, поэтому экологическому состоянию природных объектов и хвостовых отвалов должно быть уделено особое внимание.

Комбинат расположен у подножия гор Ловозерские тундры, в нескольких километрах на север от комбината находится поселок Ревда. Таким образом, в пределах изучаемой территории на природную среду оказывают влияние разные по масштабу, степени и характеру воздействия производства, наблюдается также воздействие селитебных территорий и автотранспорта. Природная среда района исследований в настоящее время подвержена воздействию горнодобывающей промышленности и обогатительного производства.

Хвосты обогащения лопаритовых руд представляют интерес как техногенное месторождение редкоземельных элементов (РЗЭ). С другой стороны, они оказывают негативное воздействие на окружающую среду вследствие ветровой и водной эрозии.

Анализом гранулометрического состава установлено, что хвосты характеризуются преобладанием фракций с размером зерен -0.5+0.25 мм (32.8 %) и -0.25+0.1 мм (47.8 %). Практически для всех фракций, за исключением фракции -0.25+0.1 мм, коэффициент вариации превысил 0.33, что указывает на неоднородность значений относительного содержания фракции в той или иной пробе.

Таким образом, хвосты поверхностного слоя по литологической классификации могут быть отнесены к мелко- и среднезернистым пескам. С учетом гранулометрического состава при высыхании поверхности хвостохранилища в летний период и быстрой потери влаги верхними слоями под воздействием ветровой эрозии велика вероятность пыления хвостов.

Усредненный химический состав хвостов, %: SiO_2 – 50.4; Al_2O_3 – 18.7; Na_2O – 14.1; K_2O – 4.5; Fe_2O_3 – 6.1; FeO – 1.4; MgO – 0.3; CaO – 1.2; TiO_2 – 1.0; MnO – 0.2; P_2O_5 – 0.7; BaO – 0.04; ппп – 1.4.

В составе хвостов преобладающими минералами являются полевые шпаты – альбит и микроклин, содержание которых составляет более 50%, нефелин – до 25%, в заметных количествах представлен эгирин.

Присутствуют также магнетит, лопарит, эвдиалит, вторичные минералы по нефелину, слюды, пирротин. Суммарное содержание лейкократовых минералов – полевого шпата и нефелина превышает 70%. Среднее содержание минералов РЗЭ – лопарита и эвдиалита составляет 1.1 и 0.5 % соответственно.

Установлено, что уже на стадии складирования отходов наблюдается дифференциация вещества по крупности, плотности, а, следовательно, формируется неоднородность вещественного состава и содержаний ценных компонентов. Эти процессы будут усиливаться при хранении хвостов вследствие суффозии и гипергенных изменений минералов.

С учетом того, что хвосты могут представлять интерес как техногенное месторождение РЗЭ, данные факты необходимо учитывать при разработке технологий его эксплуатации.

Были рассчитаны значения удельных активностей ^{226}Ra , ^{232}Th и ^{40}K хвостов обогащения лопаритовых руд.

Эффективная удельная активность природных радионуклидов исследованных проб находится в диапазоне значений 646 ± 21 – 1300 ± 24 Бк/кг. Большинство проб отнесено к строительным материалам III класса, которые могут использоваться в дорожном строительстве вне населенных пунктов.

При переработке хвостов как техногенного месторождения флотацией с выделением лопаритового концентрата следует ожидать снижение удельной активности до требуемых показателей полевошпатового и нефелинового концентратов, которые могут найти применение как сырье в алюминиевой, керамической и стекольной отраслях промышленности, производстве строительных материалов и т.д.

Для оценки интенсивности перехода экологически опасного элемента – фтора в подвижные формы проведены опыты по водному выщелачиванию пробы хвостов дистиллированной водой. Через час выщелачивания концентрация ионов фтора составила 6.80 мг/дм³. Эта концентрация в 9.1 раз превышает ПДК водных объектов рыбохозяйственного значения и в 4 раза ПДК водных объектов хозяйственно-питьевого значения. Величина водородного показателя дистиллированной воды с 5.9 повысилась до 8.3 единиц. Увеличение времени выщелачивания до 2, 3 и 4 часов не привело к росту извлечения фтора в раствор.

ALUMINA-CONTAINING RAW MATERIALS PROCESSING BY PHOTOMETRIC SEPARATION FOR USE IN THE ELECTROLYSIS PROCESS

Burdonov A.E., Barahtenko V.V., Zelinskaya E.V.

Irkutsk National Reserch Technical University, Irkutsk, Russia,

e-mail: slimbul@inbox.ru

Аннотация. В процессе выполнения работ установлены качественные показатели влияния внешних факторов (влажность воздуха, осадки, солнечный свет, перепад температур) на взаимодействие компонентов физико-химических процессов при хранении сырья. На основании лабораторных испытаний установлено, что глиноземсодержащее сырье может быть переработано с использованием с использованием фотометрической и гравитационной сепарации. Разработана математическая модель движения частиц первичного и подготовленного глиноземсодержащего сырья в каскадно-гравитационном классификаторе. Установлены критерии и факторы, характеризующие глиноземсодержащий материал.

Introduction

In raw aluminum production process on electrolyzers with self-baking anodes during technological operations, flow-regulated processing and the electrolyte chemical composition adjustment, operations performed by diesel and floor-rail technology, spillage of alumina and fluoride salts through the ventilation grilles (corrugations) of the electrolysis body aeration channels, looseness in the equipment, machinery and motorized machinery construction elements. As a result, a part of the bus station and the level of ± 0 (a basement room with supporting curbstones and columns, on which electrolyzers are installed) are covered with technological raw materials. This leads to an increase in the conductor (bus) resistance, contact connections deterioration, cell insulation failure and raw materials loss [1-4].

Also, during emergency breaks of the melt from the cell to the mark ± 0 , aluminum and electrolyte, which subsequently solidifies, fall on the iron scale from the metal structures and silicon, which is formed from the concrete coating destruction.

As a result, during the dust collecting machines (PIP) operation, up to 420 tons per month of alumina-containing waste that are unsuitable for recycling in the electrolysis process due to substantial contamination with salts of iron and silicon is formed. It should be taken into account that alumina is supplied in addition to the Achinsk alumina plant from Kazakhstan, Guinea, Australia and Italy, which significantly reduces the electrolysis process economic parameters [5,6].

As is known, the subject of increasing the quality requirements for alumina-containing raw materials, from the point of view of its use in APG and APPS systems for high-amperage (more than 300 kA) and high-power aluminum electrolyzers (over 500 kA) is extremely topical, and a decrease in the alumina specific consumption (from 1945 kt / t on IrkAZ to 1925 kg), as at the factories of China, due to measures to organize the spills processing (secondary alumina) can solve this problem [7-9].

The research part

The main objective of the studies was to reduce the iron and silicon impurities mass fractions to 0.2% and 0.3% respectively, in the oxides conversion to manufacture products suitable for reuse in electrolysis.

Material samples taken during the work from the territory of the electrolysis shop of PJSC "RUSAL Bratsk" from the mark ± 0 represent a fine powder mixture, preferably 2.5 mm in size (on average 62.78% by weight) with the material pieces presence from the size of 0.5 to 6 cm (an average of 20.26% by weight). The samples contain pieces of hardened aluminum with dimensions from 5 to 20 mm (average 16.96% by weight). Material large pieces are found in a single quantity, they are frozen electrolyte melt, concrete pieces, iron reinforcement and can reach several tens of centimeters. The material distribution by the size classes is shown in Table 1.

Table 1 - Granulometric composition of the estimate

Size class, mm	Exit, %
+2,5	37,22
-2,5+1,25	6,24
-1,25+0,63	8,05
-0,63+0,315	3,18
-0,315+0,16	29,85
-0,16+0	15,46
Total	100

The largest yield is in the size classes $-0.315 + 0.16$ mm in the volume of 29.85% and the largest class $+ 2.5$ mm - 37.22% [10].

For a more detailed understanding of the fine classes ratio, a sample of -0.315 mm was tested on an Analysette 22 Nano Tecplus laser particle analyzer (Fritsch, Germany) [11]. The greatest amount of material is represented by classes of size $-0,045 + 0,025$ mm and $-0,1 + 0,045$ mm. The amount of slurry particles is insignificant. It is established that the material under study has a wide particle size distribution, with both small and large fractions [12, 13].

The estimate chemical composition study was carried out in the laboratory of Institute "Technology of mineral processing", Irkutsk, using the VARIAN 730-ES optical emission spectrometer (certificate No. 282-186). The analysis was carried out in accordance with the methods of NSAM 155-X, STO AC 3.001-2011, NSAM 478-XS, NSAAM 130-C. The results of the averaged samples analysis are presented in Table 2.

Table 2 - Results of analytical studies

Element	Mass fraction of element, %						
	(+ 5)	(-5 + 2,5)	(-2,5 + 1,25)	(-1,25 + 0,63)	(-0,63+0,315)	(-0,315+0,16)	(-0,16)
Al	15,9	16,7	15,8	18,5	17,6	45,3	48,6
Ca	4,13	4,30	4,03	3,86	3,95	0,88	0,69
Fe	0,197	0,104	0,401	0,474	0,72	0,207	0,133
Mg	0,238	0,241	0,280	0,277	0,338	0,095	0,099
K	0,352	0,356	0,400	0,360	0,373	0,133	0,121
Na	23,3	24,2	23,4	22,5	22,0	2,63	1,62
Si	0,88	0,481	1,41	1,12	1,96	0,52	0,323

* Elements of Zn, Pb, Cu, Cr, Cd, Ti, Mn, P are fixed in an insignificant amount.

It was found that the greatest amount of Al is concentrated in the fractions $-0.315 + 0.16$ mm and $0.16 + 0$ mm, which is 45.7% and 48.8%, respectively. The concentrations of Al in other fractions are practically the same and range from 15.9% (+5 mm) to 18.3% ($-1.25 + 0.63$ mm). The greatest concentration of Si (1.91%) is contained in the fraction $-0.63 + 0.315$ mm. High

concentrations were recorded in the size classes $-2.5 + 1.25$ mm (1.49%) and $-1.25 + 0.63$ mm (1.31%). The smallest content in the size class is $-0.16 + 0$ (0.252%).

The largest content of Fe in the class of coarseness is $-1.25 + 0.63$ mm (0.601%) and $-0.63 + 0.315$ mm (0.62%). The minimum Fe content is in the fraction of $+2.5$ mm (0.103%). The impurities distribution study results by the size classes of the sample of the year are presented in Tables 3.

Table 3 - Distribution of SiO₂ and Fe₂O₃ by size classes estimates

Size	Exit, %	Content, %		Distribution, %	
		SiO ₂	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Fe ₂ O ₃
+ 5.0	20,27	1,843	0,491	25,24	15,29
+2.5	16,95	1,035	0,297	11,85	7,73
-2.5+1.25	6,24	3,107	1,111	13,09	10,65
-1.25+0.63	8,05	2,582	1,431	14,04	17,70
-0.63+0.315	3,18	4,146	1,914	8,90	9,35
-0.315+0.16	29,85	1,014	0,651	20,44	29,85
-0.16+0	15,46	0,617	0,397	6,44	9,43
Total	100	1,481	6,292	100	100

It is found that the content of SiO₂ (4,146%) recorded in the class of size $-0.63 + 0.315$, but due to the small size of this class output SiO₂ (3,18%) the amount is only 8.9% of SiO₂ in the material. The prevailing class in the material is class $-0,315 + 0,16$ (29,85%). In this class of size, more than 20% of SiO₂ is concentrated. The minimum content of SiO₂ in the class defined $-0.16 + 0$ (0.617%) and its amount is 6.4% of the total amount of SiO₂ in the material.

It is found that the maximum content of iron in terms of Fe₂O₃ to be in the class of size sample $-0.63 + 0.315$ (1.9%). According to the distribution of Fe₂O₃, the prevailing class is $-0.315 + 0.16$ (29.85%). The minimum amount of iron oxide is in the fineness class $+2.5$ (7.7%) with a content of 0.297%.

During the raw materials mineralogical composition analysis in order to identify the modes of occurrence mineral formations and their associations to determine the most appropriate separation methods is set, that the material, centered in different classes of coarseness is similar mineral composition: cryolite (Na₃AlF₆), chiolite (Al₃F₁₄Na₅), quartz, feldspars, carbonaceous matter and the technogenic phase of the composition (NaF) · 1.5CaF₂ · AlF₃. Each fraction was studied on a binocular microscope. The products revealed two phases: dark, black-gray and light, grayish-white. The light phase is represented mainly by spheres that differ only in size. Two mono-fractions were isolated from the products. Each of fractions determined by the chemical composition shown in Table 4. The quantitative ratio in all products predominates light gray phase (ratio of fractions in samples of 90: 10-95: 5).

The obtained results of spectroscopic studies of alumina-containing mono-fractions estimates showed significant differences in the reflection coefficient ($R = 3,786-88,189$) in the entire visible region of light, which is a favorable factor for the application of the photometric separation method. [14-15].

For the purpose of cleaning the estimate, laboratory tests were carried out for its separation by the method of photometric separation.

Studies to determine the efficiency of separation of ore by the method of large-scale photometric separation were performed on a photometric separation unit of the GemStar300 model. From each color difference, characteristic samples were taken, which were photographed

by the optical system of the separator. To determine the coordinates in the RGB system, from each color difference, the readings in the RGB system for 50 points were taken.

Table 4 - Chemical composition of mono-fractions

Element	Mass fraction of element, %	
	Light (greyish-white mass)	Dark (greyish-black mass)
Al ₂ O ₃	27,8	15,7
CaO	5,85	4,07
Fe ₂ O ₃ Σ	0,179	3,62
MgO	0,231	1,49
MnO	0,011	0,075
P ₂ O ₅	< 0,0050	0,066
K ₂ O	0,53	1,23
Na ₂ O	30,5	6,13
TiO ₂	0,017	0,427
SiO ₂	1,06	31,0
As	0,0013	0,0010
Ba	0,014	0,019
Cr	0,0044	0,010
Sr	0,019	0,015
Zn	0,0011	0,0087
C	0,067	31,8

The dark-colored difference corresponds to histograms (channels) $20 \leq R < 70$; $20 \leq G < 70$; $20 \leq B < 70$, the gray difference corresponds to the channels $70 \leq R < 160$; $70 \leq G < 180$; $70 \leq B < 180$, the white color difference corresponds to the channels $160 \leq R < 255$, $200 \leq G < 255$, $180 \leq B < 255$. The color class for the channels $R < 20$, $G < 20$ and $B < 20$ correspond to the background substrate. The values obtained were recorded in the separator setting program.

As a result of photometric separation of samples of alumina-containing aluminum production from the size class of $-20 + 5$ mm, it was possible to isolate an alumina-containing product with an Al content of 30.14%, Si 0.31%, Fe 0.1%, extracting aluminum from the whole mass sample 2.76%. It should be noted that during the process of photometric separation it was possible to reduce the content of Si in the product 4 times compared with its content in the original class of size, the Fe content decreased 4.7 times.

As a result of separation of the size class $-50 + 20$ mm, an alumina-containing product with an Al content of 22.24%, Si 0.31%, Fe 0.12%, extracting aluminum from the total sample mass of 4.58%. It was possible to reduce the Si content in the product in comparison with its content in the initial class of grain size by 2.6 times, the Fe content decreased 2.1 times.

The main aluminum losses (84.9%) are related to the photometric separation due to its high yield - 74.19%. The loss of aluminum with photometric separation tails is 7.76%.

For the purpose of processing finely dispersed alumina-containing estimates of aluminum production from impurities of iron and silicon compounds, the method of dry air classification was used. The air classification of the production of aluminum fractions 0 - 10 mm and 0 - 5 mm in the cascade-gravity and centrifugal classifiers was carried out in the work.

An analysis of the results obtained showed that the silicon and iron oxides are unevenly distributed in the size classes in the original aluminum estimate. So a smaller content of impurities (SiO₂ - 2.48% and Fe₂O₃ - 0.3%.) Is present in the material with a particle size of less than 0.16 mm, which was isolated from the initial estimates in the classification of the fraction 0-10 mm in the CG. The yield of this product was 48.4%.

In the subsequent classification of the product in a centrifugal-shock classifier, a product with a mass fraction of SiO₂ of 0.92% and Fe₂O₃ of 0.24% was obtained. However, the yield of

this material was only 6.8%. When classifying the combined sample material containing SiO₂ - 5.45%, Fe₂O₃ - 1.16% in the cascade-gravity classifier, it was not possible to significantly reduce the content of impurities. The "dust" classification of the poorest in the content of silicon and iron contains SiO₂ - 3.25% and Fe₂O₃ - 0.89%. When grinding and classifying the material of sample 3, 9.4% of the material is isolated in the complex into a "shallow" product, which contains SiO₂ - 1.3% and Fe₂O₃ - 0.7%.

On the basis of the studies carried out, we recommend using the estimate of aluminum production in the enrichment scheme for air classification in the gravity classifier, a estimate of the fraction 0-10 mm.

Conclusion

In the course of the research it was established that in the technogenic waste - the estimate of aluminum production, the largest content in the sample has the size classes -0.315 + 0.16 mm (29.85%) and +2.5 mm (37.22%). Aluminum is concentrated in the fractions -0.315 + 0.16 mm (45.7%) and 0.16 + 0 mm (48.8%), silicon in the fraction -0.63 + 0.315 mm (1.91%), iron in the -1, 25 + 0.63 mm (0.601%) and -0.63 + 0.315 mm (0.62%).

In the course of the analysis of the mineralogical composition of the raw materials, it has been found that the material has a mineral composition: cryolite (Na₃AlF₆), chiolite (Al₃F₁₄Na₅), quartz, feldspar, carbonaceous matter and technogenic phase composition (NaF) · 1.5CaF₂ · AlF₃.

Based on the studies carried out during the work on the study of the contrast of alumina-containing estimates, it is established that the following morphological types of particles are present in the bulk material, which correlate with the phase composition of the aggregates. Particles of dark color are represented by polymineral aggregates consisting of silica, plagioclases, potassium feldspar, pyroxenes, silicates and aluminosilicates of iron and magnesium, titanium and iron oxides, iron and copper sulphides, and carbonaceous matter. Aggregates of white and light gray are represented by compounds of fluorine, sodium, aluminum and calcium with each other and in combination with a hydroxyl group,

The obtained results of spectroscopic studies of samples of alumina-containing estimates showed significant differences in the reflection coefficient, which is a favorable factor for the application of the photometric separation method. During the semi-industrial tests, the content of the main elements in the sample was determined: Al - 36.72%, Si - 0.72%, Fe - 0.34%.

As a result of studying the granulometric composition, the following was established: - the yield of classes of fineness +5 mm is 25.81%, while Al is extracted in them - 15.1%; - there is an increased content of Al in the size class -5 + 0 mm; - Iron and silicon are distributed unevenly in size classes, a reduced content of silicon in the class of grain size -5 + 0 mm - 0.49%.

As a result of tests on a photometric separator of the GemStar300 model, samples of an alumina-containing estimate from a size class of -20 ± 5 mm made it possible to isolate an alumina-containing product with an Al content of 30.14%, Si 0.41%, Fe 0.1% of the total mass of the sample 2.76%. A decrease in the content of Si in the product was found to be 4 times as compared with its content in the initial class of size, the Fe content decreased 4.7 times. The main aluminum losses (84.9%) are related to the photometric separation due to its high yield - 74.19%. The loss of aluminum with photometric separation tails is 7.76%. The air classification of the production of aluminum fractions 0 - 10 mm and 0 - 5 mm in the cascade-gravity and centrifugal classifiers was carried out in the work.

An analysis of the results obtained showed that the silicon and iron oxides are unevenly distributed in the size classes in the original aluminum estimate. So a smaller content of impurities (SiO_2 - 2.48% and Fe_2O_3 - 0.3%.) Is present in the material with a particle size of -0.16 mm, isolated from the initial estimate for the fraction 0-10 mm. The yield of this product was 48.4%. In the subsequent classification of the product in a centrifugal-shock classifier, a product with a mass fraction of SiO_2 of 0.92% and Fe_2O_3 of 0.24% was obtained. However, the yield of this material was only 6.8%.

When classifying the combined sample material containing SiO_2 - 5.45%, Fe_2O_3 - 1.16% in the cascade-gravity classifier, it was not possible to significantly reduce the content of impurities. The "dust" classification of the poorest in the content of silicon and iron contains SiO_2 - 3.25% and Fe_2O_3 - 0.89%. When grinding and classifying the material of sample 3 in the grinding complex, 9.4% of the material is isolated in a "shallow" product, which contains SiO_2 - 1.3% and Fe_2O_3 - 0.7%.

References

1. Nikolaev A.Yu., Yasinsky AS, Suzdaltsev AV, Polyakov PV, Zaikov Yu.P. Electrolysis of aluminum in melts and suspensions KF-ALF3-AL₂O₃ // Melt. 2017. No. 3. P. 205-213.
2. Golovnykh N.V. Modeling of aluminum electrolysis production processes and ensuring its environmental safety // Ecology of industrial production. 2009. № 3. P. 2-8.
3. Vinogradov AM, Vasyunina IP, Mikhalev Yu.G., Polyakov P.V. Investigation of the influence of the electrolyte composition on the consumption of calcined anodes during electrolytic aluminum production // Izvestiya Vysshikh Uchebnykh Zavedenii. Non-ferrous metallurgy. 2008. № 5. P. 22-28.
4. Sysoev I.A., Ershov V.A., Kondrat'ev V.V. method of controlling the energy balance of electrolytic cells for aluminum production Metallurgist. 2015. Vol. 59. № 5-6. P. 518-525.
5. Romaseva Yu.A. Characteristics of violations of normal operation of the cell and ways to eliminate them // Innovative Science. 2016. No. 11-2. Pp. 65-67.
6. Wang, W., Chen, W., Gu, W. Creep Deformation of Carbon-Based Cathode Materials for Low-Temperature Aluminum Electrolysis // 2017. - Metallurgist. - 61 (7-8), p. 717-725.
7. Sizyakov, V.M., Vlasov, A. A., Bazhin, V.Yu. Strategy tasks of the Russian metallurgical complex. Tsvetnye Metally, 2016 (1), P. 32-37.
8. Sizyakov V.M., Vlasov A.A., Bazhin V.Yu. et. On the Interaction between alumina batch and cryolite-alumina melt. Russian Journal of Non-Ferrous Metals, 2014, Vol. 55, No. 4, pp. 331-335.
9. Bazhin V.Yu., Brichkin V.N., Sizyakov V.M., et. Pyrometallurgical treatment of a nepheline charge using additives of natural and technogenic origin. Metallurgist. Vol.61. No.1-2. P. 147-154.
10. Fruhstorfer, J. Aneziris, C.G. Influence of particle size distributions on the density and density gradients in uniaxial compacts // Ceramics International. - Volume 43. Issue 16. 2017. P. 13175-13184.
11. Burdonov AE, Barakhtenko VV, Zelinskaya EV, Suturina EO, Burdonova AV, Golovnina AV Physicomechanical characteristics of composite materials based on waste products with various formulations // Engineering and Construction Journal. 2012. No. 9 (35). Pp. 14-22.
12. Khazaei Feizabad, MH, Sharafi, S., Khayati, GR, Ranjbar, M. Effect of process control agent on the structural and magnetic properties of nano / amorphous Fe_{0.7}Nb_{0.1}Zr_{0.1}Ti_{0.1} powders prepared by high energy ball milling // Journal of Magnetism and Magnetic Materials. - 2018. - 449, p. 297-303
13. Chertov AN, Gorbunova EV, Skamnitskaya LS, Bubnova TP Possibilities of enrichment of quartz-feldspar raw materials of deposits of northern Karelia by the optical method // Enrichment of ores. 2015. № 4 (358). Pp. 54-59.
14. Tripathy, D.P., Guru Raghavendra Reddy, K. Novel methods for gangue from limestone and coal using multispectral and joint color-texture features. // Journal of The Institution of Engineers (India): Series D. 2017. 98 (1), p. 109-117.
15. Skorokhodov VF, Hohulya MS. Increasing the efficiency of separation of man-made waste iron ore // Vestnik MSTU. - 2009. - T. 12. - No. 4. - P. 619-623.
16. Zhu, J.-H. Role and significance of geochemical exploration in the discovery of the Dayangshugou molybdenum deposit, Liaoning // Geology in China. 2007. 34 (2), p. 342-346.

ПЛАСТОВЫЕ ВОДЫ НЕФТЕГАЗОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ – ИСТОЧНИК ПРОИЗВОДСТВА ЛИТИЯ*

Каршигина З.¹, Кан С.³, Абсаметов М.³, Абишева З.^{1,2}, Берстенов С.³,
Бочевская Е.¹

¹ АО «Институт металлургии и обогащения»,

² Казахский национальный исследовательский технический университет имени
К.И. Сатпаева, АО «Институт металлургии и обогащения»,
г. Алматы, Республика Казахстан, e-mail: abisheva_z@mail.ru

Abstract. Associated reservoir waters, which are opened during the development of oil and gas fields, are also hydro-mineral raw materials for industrial recovery of rare elements, such as lithium. The content of lithium in reservoir waters of Kazakhstan is determined and sorption processes are proposed for lithium recovery.

Проблема поиска и вовлечения в производство редких металлов новых видов минерального сырья является актуальной задачей.

Одним из таких новых видов гидроминерального сырья могут быть пластовые рассолы, попутно добываемые при разработке месторождений нефти и газа. Попутные пластовые воды, вскрываемые при отработке месторождений нефти и газа, также являются гидроминеральным сырьем для получения промышленной продукции.

Промышленная вода содержит компоненты, состав и ресурсы которых достаточны для извлечения этих компонентов в промышленных масштабах [1, 2]. Однако, как правило, это сырье не используется, так как либо изливается или сбрасывается на поверхность, либо закачивается обратно в подземные горизонты, что требует дополнительных затрат, а главное наносит значительный ущерб окружающей среде.

Для Республики Казахстан приоритетное направление в будущем — это добыча и получение чистых ценных компонентов и их соединений с дальнейшим развитием полупроводниковой, электронной, приборостроительной и других передовых отраслей науки и техники. В нефти обнаружено более 60 микроэлементов [3-5], а в попутных пластовых водах, представленных в основном рассолами, в промышленных масштабах содержатся хлористый натрий, хлористый кальций, другие соли и редкие элементы, такие как литий, стронций, цезий, рубидий, йод, бром, бор и др. Вопрос извлечения этих редких микроэлементов и их соединений в настоящее время приобрел значительную актуальность.

Из редких металлов к широко используемым относится литий. Идентифицированные сырьевые ресурсы лития в мире оцениваются в 13 млн. т при объеме мирового потребления ~65 тыс. т. При этом 22 % подтвержденных запасов лития сосредоточены в пегматитовых рудах, а 78 % – в различных видах гидроминерального сырья. Открытие и разработка в 90-х годах прошлого века богатейшего месторождения литиевой рапы в Чили произвели коренной переворот на рынке литиевой продукции [6]. Подземные рассолы становятся во всем мире доминирующим сырьем для производства

* Работа выполнена по гранту AP05132075 Министерства образования и науки Республики Казахстан.

Li_2CO_3 из-за более низких издержек по сравнению с получением карбоната лития из твердой руды.

К низким промышленным концентрациям относится содержание лития в пластовых водах больше 10 мг/дм^3 . Такие концентрации содержат попутные воды ряда месторождений нефти и газа Прикаспийской впадины и полуострова Мангышлак.

Учеными Казахстана с 2015 г. проводятся научные исследования по изучению попутных пластовых вод и определению содержания в них ценных элементов по площадям и структурам месторождений нефти и газа в Мангистауской области, принадлежащим АО «Мангистаумунайгаз»

По данным химико-аналитических исследований были выбраны три перспективные площади: месторождение Асар, пластовые рассолы с содержанием лития – $11,6 \text{ мг/ дм}^3$, стронция – 963 мг/ дм^3 , брома – $417,41 \text{ мг/ дм}^3$, калия – 1029 мг/ дм^3 ; месторождение Бектурлы, с содержанием лития – $13,6 \text{ мг/ дм}^3$, стронция – 873 мг/ дм^3 ; месторождение Южный Жетыбай, с содержанием лития – $12,0 \text{ мг/ дм}^3$, стронция – 778 мг/ дм^3 . При этом перспективные пластовые воды имеют $\text{pH} < 6,0$.

Вторым существенным параметром является содержание SO_4^{2-} . При $\text{pH} > 6,0$ содержание сульфат иона выше 200 мг/дм^3 может указывать на повышенное содержание лития на 25-36% по сравнению с близкими по значению pH рассолов. Установлено, что для рассолов с pH 6,12 и 6,05 и концентрации сульфатов 5,4 и $226,4 \text{ мг/дм}^3$, содержание лития было 9,6 и 12 мг/дм^3 , соответственно, а в рассолах с pH 6,57 и 6,59, и концентрации сульфатов 375 и $467,2 \text{ мг/дм}^3$, содержание лития было 5,8 и $9,2 \text{ мг/дм}^3$, соответственно.

Из органических синтетических сорбентов для сорбции лития используются по большей части катионообменные смолы как в протонированной, так и натриевой формах. В их число входит распространенный катионит КУ-2-8 или его аналоги.

В исследованиях по сорбционному извлечению лития из литийсодержащих растворов из числа неорганических сорбентов преимущественно используются соединения на основе марганца, титана и алюминия. Для извлечения лития из природных рассолов в статических условиях проведена сорбция с применением ионообменных смол: КУ-2-8, Purolite C100, Purolite C160S, Purolite S940, Amberlite IR 120, CYBBER CRX 210 и CYBBER CRX 300. Показано, что литий практически не сорбируется на ионитах. Незначительное извлечение лития имеет место на сульфокатионите КУ-2-8 и составляет 0,49 %.

Выполнены исследования по переработке природных рассолов с применением неорганических сорбентов (в виде коммерческих реагентов): гидроксида алюминия, оксидов титана и марганца, и активированного угля. Кроме того, была проведена сорбция на подобных первым трем из вышеперечисленных, но предварительно синтезированных свежих неорганических сорбентах, таких как гидроксид алюминия, гидратированные оксиды титана и марганца.

Установлено, что наиболее высокие показатели имели место при использовании в качестве сорбента – коммерческого реагента гидроксида алюминия, при этом извлечение лития составило 21,87 %, а также на синтезированном сорбенте – гидратированном оксиде марганца, где извлечение Li достигло 20,11 %. Для извлечения лития из рассолов выбран способ сорбции неорганическими сорбентами с использованием в качестве сорбентов соединений алюминия и/или марганца.

Список использованных источников

1. Бондаренко С.С., Куликов Г.В. Подземные промышленные воды.- М.: Недра.-1984.- 385 с.
2. Зелинская Е.В., Воронина Е.Ю. Теоретические аспекты использования гидроминерального сырья. - М.: Академия Естествознания, 2009.-118 с.
3. Алешин Г.Н., Самедов Ф.И., Мир-Бабаев М.Ф., Камьянов В.Ф. Микроэлементный состав высокомолекулярных компонентов нефтей и нефтяных остатков Азербайджана // Нефтехимия.-1990. - №2. - С. 175-183
4. Надиров Н.К., Котова А.В., Камьянов В.Ф. Металлы в нефтях. -Алма-ата: Наука, 1984. 448с.
5. Литвиненко В.И. Комплексное использование попутно добываемых и пластовых вод Тимано-Печорской нефтегазоносной провинции как гидроминерального сырья // Нефтяное Хозяйство. - 1990. - № 11. – С.72-74
6. PacificLithiumLtd, 2000, QLLaccessed 4 April 2000 at URL:<http://www>.

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПЕРЕРАБОТКИ ГЛИНИСТЫХ ПЕСКОВ

Ширман Г.В., Матвеев А.И., Матвеев И.А., Еремеева Н.Г., Очосов О.Ю.

*Федеральное государственное бюджетное учреждение науки - Федеральный исследовательский центр Якутский научный центр СО РАН Институт горного дела Севера им. Н.В. Черского Сибирского отделения РАН, г. Якутск, Россия
e-mail: shirman@inbox.ru*

Abstract. The article presents a new type of washing device. Evaluation of the device showed the economic feasibility of its use for processing sands, containing clay, fine and thin gold.

В ИГДС СО РАН предложен для разработки новый тип бескрубберного промывочного прибора, ориентированный на переработку золотоносных песков с высоким содержанием илисто-глинистых фракций. В состав промприбора входит следующее оборудование оригинальной конструкции Института: аппарат дезинтеграции и классификации, крутонаклонный концентратор и центробежно-вибрационный концентратор.

Схема опытного образца нового промприбора (технологического модуля) с предполагаемыми параметрами технологических потоков представлена на рисунке 1.

Главным устройством промприбора является аппарат для дезинтеграции и классификации, принцип работы которого, заключается в комплексном последовательном воздействии на промываемый материал в воздушной и водовоздушной средах. Аппарат обеспечивает дезинтеграцию, гидравлическую классификацию и удаление шламистых фракций.

Основным обогатительным аппаратом в бескрубберном промприборе является крутонаклонный концентратор, в котором разделение минералов происходит на восходящих потоках воды по крутонаклонной поверхности, что позволяет переориентировать уплощенные частицы в потоке пульпы и увеличить их гидравлическую крупность. Повышение гидравлической крупности позволяет извлекать труднообогатимые уплощенные и чешуйчатые формы золота.

Для обогащения шламистых продуктов аппарата дезинтеграции и классификации применяется центробежно-вибрационный концентратор новой конструкции. Особенность которого заключается в том, что вибрационные колебания рабочего органа направлены вдоль оси своего вращения за счет чего достигается наиболее эффективные условия улавливания мелкого и тонкого золота.

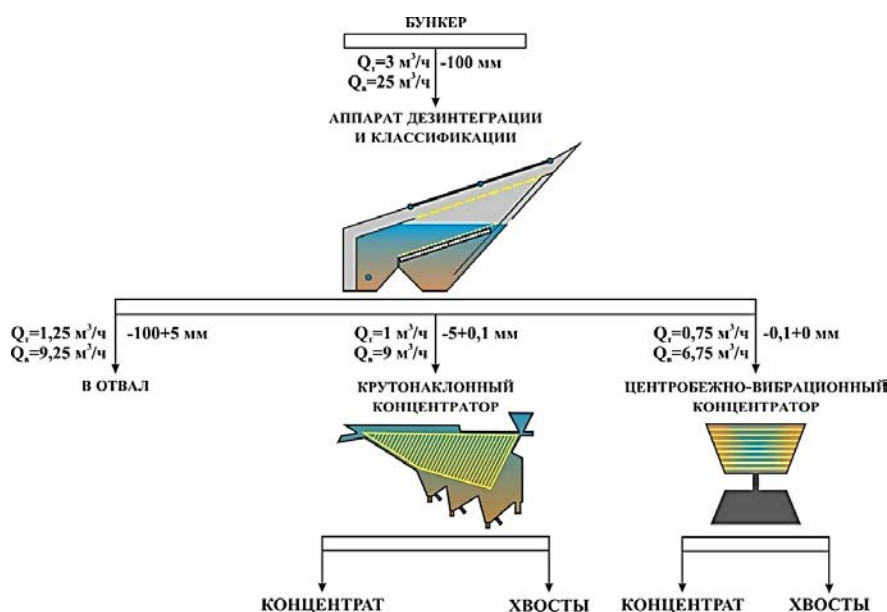


Рисунок 1 – Технологическая схема промывочного прибора

Работа промприбора заключается в следующем.

Исходные пески крупностью -100 мм поступают на промывку в аппарат дезинтеграции и классификации, в котором происходит разделение на четыре класса крупности: -100+20 мм, -20+5 мм, -5+0,1 мм, -0,1 мм. Классы крупностью -100+20 мм и -20+5 мм являются отвальными и разгружаются в хвосты. Продуктивный класс -5+0,1 мм поступает на основное обогащение в крутонаклонный концентратор, с получением концентрата и отвальных хвостов. Шламовые классы -0,1 мм с аппарат дезинтеграции и классификации подаются на центробежно-вибрационный концентратор.

В процессе работы были изготовлены лабораторные стенды и модели, которые позволили определить рациональные конструктивные параметры предложенных аппаратов и показали принципиальную возможность их работоспособности.

На основе лабораторных моделей были изготовлены укрупненно-лабораторные модели и проведены тестовые испытания, что позволило внести ряд предложений по модернизации в конструкции аппаратов.

Монтаж бескрубберного промывочного прибора произведен на экспериментальной базе ИГДС СО РАН (рисунок 2).

Экспериментальные исследования, с целью получения рациональных качественных технологических показателей, проводились согласно разработанной методике на пробе с месторождения погребённой россыпи реки Б. Куранах, расположенной в Алданском улусе республики Саха (Якутия). Материал характеризуется как высокоглинистый, с содержанием мелкого и тонкого золота. Полученные результаты показали возможность получения концентрата с извлечением золота 70% при производительности 2 м³/ч, что позволяет говорить о возможности применения бескрубберного промприбора для обогащения высокоглинистого материала.



Рисунок 2 – Общий вид промывочного прибора

Главными техническими и технологическими преимуществами нового типа промприбора по сравнению с существующим традиционным оборудованием являются эффективная дезинтеграция глинистых материалов, исключая формирование вторичных образований (окатышей), высокая производительность и степень извлечения на единицу объема аппаратов, а также отсутствие движущихся частей в узлах промывки и основного обогащения.

Сравнительная оценка технико-экономическим показателей работы опытного оборудования с конвейерным бочечно-шлюзовым прибором, показала экономическую целесообразность применения разработанного промывочного прибора. Помимо низких капитальных эксплуатационных затрат, прибор характеризуется простотой конструкции и обслуживания, а также надежностью функционирования и ремонтпригодностью. Дальнейшие экспериментальные исследовательские и опытно-конструкторские работы будут направлены на разработку укрупненных образцов оборудования с целью повышения производительности промприбора в целом.

ЭЛЕКТРИЧЕСКАЯ СЕПАРАЦИЯ В ПРАКТИКЕ ПЕРЕРАБОТКИ МИНЕРАЛЬНОГО И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ*

Мезенин А.О., Дмитриев С.В., Черкасова М.В.

*Научно-производственная корпорация «Механобр-техника» (акционерное общество)
Санкт-Петербург, Россия, e-mail: mezenin_ao@nprk-mt.spb.ru*

Technological research results using electrical separation. The successful application of electric separation in the processing of mineral and man-made raw materials is proved.

Современные тенденции переработки минерального и техногенного сырья требуют особого внимания к разработке энерго- и ресурсосберегающих технологических процессов, не приводящих к нарушению экологии окружающей среды и вынуждают, в совокупности с разработкой новых процессов обогащения, пересмотреть отношение к уже известным методам, имеющимся в арсенале обогатительных процессов.

* Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда (проект №17-79-30056).

К одному из таких методов можно отнести электрическую сепарацию как один из наименее энергоёмких и экологически чистых разделительных процессов, которая по своей же селективности и универсальности не уступает такому широко распространённому методу обогащения, как флотация.

Область применения электрической сепарации довольно обширна – это выделение металлического концентрата из вторичного сырья (лом электро- и радиоаппаратуры, кабельной продукции и т.п.); доводка черновых концентратов руд редких и драгоценных металлов; извлечение алмазов; очистка металлических и неметаллических порошковых материалов; сепарация неметаллорудного сырья; обеспыливание материалов и их классификация по форме и размеру; очистка сыпучих пищевых продуктов.

В докладе приведён ряд работ успешного применения электрической сепарации, выполненных специалистами НПК «Механобр-техника».

Так, в частности, после изучения вещественного состава и физических свойств сухой золы-уноса различных угольных ТЭЦ, разработана комбинированная технология её обогащения, которая содержит следующие основные элементы: грохочение с удалением шлака и крупных посторонних включений; сухую классификацию подрешетного продукта в псевдооживленном состоянии для выделения пылевидной фракции не содержащей «недожога»; магнитную сепарацию фракции +40 мкм в псевдооживленном состоянии, где извлекаются сростки угольных частиц с магнетит-гематитовыми сферами и прочие магнитные включения и электрическую сепарацию немагнитной фракции в псевдооживленном состоянии, где оставшиеся угольные частицы извлекаются в проводниковый продукт. Непроводниковый продукт объединяется с пылевидной фракцией -40 мкм и является товарным продуктом с содержанием углистых частиц менее 0,3%, что позволяет использовать его как универсальное вяжущее вещество для строительной промышленности.

Широко используется электрическая сепарация при рециклинге электронного лома. По оценкам экспертов объем электронных отходов только в России приближается к 1,0 млн. т в год, а в мире превышает 50 млн.т.

Анализ вещественного состава электронного лома позволяет отнести его к специальному классу неоднородного полиметаллического сырья, содержащего широкую гамму металлов в количествах, значительно превышающих их содержание в природном минеральном сырье.

Глобальный рост объема отходов бытовой электроники, связанный с массовой утилизацией разнообразных гаджетов, электронного и кабельного скрапа, в совокупности с миниатюризацией электроники и изменением вещественного состава сырья, осложнили использование физико-механических методов для утилизации электронного лома и обусловили необходимость изыскания новых подходов в переработке данного сырья с разработкой соответствующих аппаратов и определением новых оптимальных режимных параметров.

Специалистами НПК «Механобр-техника» были проведены исследования, направленные на селективное раскрытие электронного лома при дроблении, а также на исследование особенностей поведения различных по проводимости компонентов дробленого электронного лома в процессе электростатической сепарации.

Результаты проведенных исследований подтверждают возможность селективного разделения тонкодроблённого электронного лома (печатные платы) с использованием электростатической сепарации.

Установлено, что при использовании электростатической сепарации целесообразно в первом приеме выделять непроводники с последующим разделением проводников и полупроводников. При этом извлечение полиметаллической фракции достигает 98 %.

Интересно применение электрической сепарации при переработке лежалых оловянных хвостов хвостохранилища Хинганского ГОКа. Целью исследований являлось получение кондиционного касситеритового концентрата методом электрической сепарации с содержанием в нём флюорита не более 3 %. После изучения вещественного состава исследуемой пробы и проведения технологических исследований, была разработана принципиальная схема обогащения, включающая основную коронно-электростатическую сепарацию и две перечистных операции. При этом был получен кондиционный касситеритовый концентрат с выходом 31,4 % и содержанием флюорита не более 2,8 %.

Практически весь спектр промышленного производства, где в той или иной степени в качестве исходного сырья выступают порошковые материалы, остро нуждается в высочайшей степени их очистки, когда качество готового изделия напрямую зависит от исходного компонента.

Проблема получения высококачественного исходного сырья не обходит стороной такую динамично развивающуюся отрасль как аддитивные технологии, где в силу высокой чувствительности к исходному сырью установок для прототипирования, в совокупности с высокой стоимостью и сложностью изготовления конечных деталей, к металлическим порошкам предъявляется ряд жёстких требований, основополагающими из которых являются определённая крупность и форма частиц.

В НПК «Механобр-техника» проводились исследования на тонкодисперсных металлических порошках различного состава и фракций, полученных из высоколегированных сплавов. С целью доведения тонкодисперсных порошков до требуемого качества, каждый порошок исследовался отдельно, в зависимости от задач, сформулированных исходя из состава исходного порошка и содержащихся в нем загрязняющих примесей.

Главной задачей при исследовании тонкодисперсного порошка на никелевой основе являлось удаление частиц несферической формы, преимущественно «плоских». Фракционный состав никелевого порошка варьировался в пределах 64-140 мкм. Порошок подвергался разделению в неоднородном электрическом поле с высокой напряжённостью на коронно-электростатическом сепараторе ЭЛКОР-1. Исходный материал вибрационным питателем транспортировался в зону разделения материала. Вследствие того, что частицы разделяемого материала отличаются по своей форме, они обладают разными электрическими свойствами, например, удельной проводимостью и диэлектрической проницаемостью. Попадая в зону воздействия электрического поля частицы правильной геометрии ведут себя как проводники и разгружаются в отсек проводящих частиц, а несферические частицы принимают на себя роль диэлектриков и разгружаются в отсек непроводящих частиц. Для получения положительного результата разделения, был подобран наиболее оптимальный режим сепарации, включающий подбор

таких параметров, как напряжение на высоковольтных электродах, частоту вращения барабана, являющегося осадительным электродом и оптимальную конфигурацию коронирующих и отклоняющего электродов.

Результаты проведённых исследований позволили получить кондиционный товарный продукт с выходом годного 92,0 %.

Выводы.

Проведённый цикл экспериментальных исследований подтверждает эффективность применения электрической сепарации к различному сырью, а учитывая тот факт, что в переработку вовлекается вторичное и труднообогащаемое сырьё, с минимальным содержанием полезного компонента, перспективы использования электрической сепарации весьма актуальны.

ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА ИЗ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ

Койжанова А.К.^{1,2}, Камалов Э.М.², Ерденова М.Б.², Магомедов Д.Р.^{1,2},

¹ *Казахский национальный исследовательский технический университет
им.К.И.Сатпаева, Алматы, Казахстан*

² *АО «Институт металлургии и обогащения», Алматы, Казахстан,
e-mail: aigul_koizhan@mail.ru*

Abstract. The results of studies on cyanidation of gold-containing technogenic raw materials with its preliminary oxidation, crushed to 90% of the size $-0.071 + 0$ mm, are presented. Studied the material composition of old sorption tailings with gold content of 4.8 g/t of one of the deposits of Kazakhstan.

Проблема извлечения благородных металлов из технологически упорных руд и техногенного сырья, не подлежащих обработке простыми (общепринятыми в промышленной практике) методами, является одной из наиболее важных и актуальных в цветной металлургии [1–3]. Современные научные исследования направлены на применение биотехнологических методов извлечения, которые являются наиболее экономически выгодными и экологически безопасными. Традиционный метод извлечения золота из руд заключается во флотационном обогащении, окисление и последующем цианировании.

В настоящее время на золотоизвлекательных фабриках перерабатывают руды, в которых присутствуют сульфидные минералы. Золото в таких рудах частично ассоциировано с сульфидами, а частично находится в свободном состоянии. В большинстве случаев руды этого типа относятся к категории упорных.

Казахстан обладает значительными потенциальными запасами золотосодержащего минерального сырья [1]. Наряду с рудами дополнительным источником являются техногенные отходы — хвосты обогащения и цианирования золотоизвлекательных фабрик. Занимая огромные площади, они наносят значительный вред окружающей среде, загрязняя водоемы, почву и воздух, так как пыльные бури повышают содержание в воздухе токсичных элементов до уровня, превышающего предельно допустимые

концентрации. При длительном хранении лежалых хвостов в хвостохранилищах меняет их качество для обогащения в худшую сторону, а также происходит окисление сульфидов в сростках, сорбционная способность минералов породы повышается.

Для вовлечения отходов в переработку требуются нетрадиционные методы. Одной из перспективных технологий переработки техногенного сырья является способ предварительного окисления с последующим выщелачиванием золота, которое не требует больших материальных затрат и не загрязняет атмосферу [2 - 9].

Сырьем для извлечения золота является лежалые хвосты сорбции золотоизвлекательной фабрики АО «Алтынтау-Кокшетау». По результатам рентгенофлуоресцентного анализа в исходной пробе хвостов сорбции содержание железа составило 15,11 %; меди - 0,115 %; кальция - 1,71 %; цинка 0,006 %; серы - 11,88 %.

Химический состав исследуемой пробы хвостов представлен следующими основными компонентами, %: 11,88 Собщ; 4,8 г/т Au; 0,92 г/т Ag. Проба хвостов сорбции является тонко измельченным материалом крупностью 90 % класса $-0,074$ мм $+0$ мм. Породообразующие минералы по данным минералогического и рентгенофазового анализов представлены арсенопиритом, пиритом, кварцем, мусковитом, калиевым полевым шпатом, альбитом, кальцитом. Электронно-микроскопические исследования основного сульфидного минерала — арсенопирита, выделенного из исходного образца хвостов, выполнены на растровом электронном микроскопе JEOL JXA-8230 (Япония), оснащенный энергодисперсионным анализатором. В результате анализа в лежалых хвостах сорбции класс $-0,040$ были обнаружены ультратонкодисперсные и тонкодисперсные частицы золота в свободной форме и в сростках с арсенопиритом и пустой породой.

Для определения формы нахождения золота был выполнен фазовый (рациональный) анализ пробы лежалых хвостов сорбции. Из результатов следует, что основное количество золота (82,11%) находится в ассоциации с сульфидами. Доля золота в сростках (цианируемого) и с чистой свободной поверхностью составляет 7,37 % и 7,37 % соответственно.

С целью определения возможности извлечения золота из хвостов сорбции методом цианирования было изучено влияние соотношения твердой и жидкой фаз на показатели процесса. Эксперименты по цианированию хвостов сорбции проводили при соотношениях Т:Ж = 1:2, 1:3 и 1:4; температуре 25 °С с предварительной кислотной обработкой (2 % H_2SO_4 , продолжительность выщелачивания 4 ч) и последующими нейтрализацией и цианированием (0,2 % NaCN, продолжительность выщелачивания 24 ч). В результате извлечение золота за 24 ч выщелачивания, рассчитанное по анализу кека, составляет 42,0 % при Т:Ж = 1:2; 45,0 % при Т:Ж = 1:3 и 52,0 % при Т:Ж = 1:4.

Таким образом, оптимальным для выщелачивания является соотношение Т:Ж = 1:4. В условиях обработки хвостов сорбции с применением раствора гипохлорита натрия (Т:Ж = 1:4, $t=25$ °С, рН=11,5, 10 г/дм³ NaClO, продолжительность выщелачивания 6 ч), с последующим промывкой кека водой и цианидного выщелачивания (Т:Ж= 1:4, $t = 25$ °С, рН = 10,5–11,0, 0,2 % NaCN, продолжительность выщелачивания 24 ч) извлечение золота составляет 61,8 %. В результате получены следующие показатели при Т:Ж=1:4 извлечение золота по различным вариантам переработки хвостов сорбции: вариант 1 с предварительной кислотной обработкой — 52%; вариант 2 — 60%.

Таким образом, для повышения извлечения золота, заключенного в сульфиды (арсенопирит и пирит), рекомендуется проводить с предварительной кислотной обработкой хвостов сорбции и с применением раствора гипохлорита натрия и цианирование.

Список использованных источников

1. Demytyev V. E., Voiloshnikov G. I. Irgiredmet experience on gold biometallurgy // Proceedings of the 19th International Biohydrometallurgy Symposium. Changsha, China, 2011. Vol.2. P. 818-823.
2. Захаров Б.А., Меретуков М.А. Золото: упорные руды. — М. : Руда и Металлы, 2013. 452 с.
3. Седельникова Г. В., Савари Е. Е., Заулочный П.А., Кошель Е. А. Извлечение золота из упорных высокосульфидных концентратов с применением биогидрометаллургии // Цветные металлы. 2012. № 4. С. 37–41.
4. Гурин К.К., Башлыкова Т.В., Ананьев П.П. и др. Извлечение золота из хвостов золотоизвлекательной фабрики от переработки упорных руд смешанного типа // Цветные металлы. 2013. № 5. С. 39–43.
5. Johnson D. B., Grail V. M., Hallberg K. B. A new direction for biomining: extraction of metals by reductive dissolution of oxidized ores // Minerals. 2013. No. 3 (1). P. 49–58.
6. Койжанова А.К., Ерденова М.Б., Осиповская Л.Л. и др. Совершенствование технологии кучного выщелачивания золота из упорных полиметаллических руд // Комплексное использование минерального сырья. 2015. № 1. С. 30–36.
7. Erdenova M. B., Kojzhanova A. K., Kamalov E. M. et al. (2018). Additional recovery of gold from waste after processing of gold-containing ores of Kazakhstan. *Kompleksnoe Ispol'zovanie Mineral'nogo syr'â*. 305(2), 12–20. <https://doi.org/10.31643/2018/6445.2>.
8. Erdenova, M., Kenzhaliyev, B., Koizhanova, A. et al. (2018). Extraction of gold from man-made mineral raw materials by methods of flotation enrichment and cyaning. 18th International Multidisciplinary Scientific GeoConference SGEM2018, Science and Technologies in Geology, Exploration and Mining. <https://doi.org/10.5593/sgem2018/1.4/s04.009>
9. Kenzhaliyev B.K. et al. Extraction of gold from flotation tails of gold-processing plant. *News of the national academy of sciences of the Republic of Kazakhstan-series chemistry and technology*. 2017, 6. Pp. : 62-69.

**ОСОБЕННОСТИ ФОРМИРОВАНИЯ ТЕХНОГЕННЫХ ВОД ПРИ ОСВОЕНИИ
МЕДНО-КОЛЧЕДАНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

Стефунько М.С.

*Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем
комплексного освоения недр им. академика Н.В.Мельникова РАН,
Москва, Россия, e-mail: maria-stefunko@yandex.ru*

Abstract. An important issue for the development of measures to prevent the pollution of the hydrosphere by cadmium and the restoration of polluted water is the question of the forms of metal in the transporting medium and the relationship of its concentration with the concentration of other pollutants. With an increase in the proportion of pyrite, the acidity of the solution increases, and an increase in concentrations and microcomponents is also observed. When mine water is formed, the concentration ratio of pollutants Zn^{2+}/Cd^{2+} has a steady downward trend.

Важным вопросом для разработки мероприятий по предупреждению загрязнения гидросферы кадмием и восстановлению загрязненных вод является вопрос форм нахождения металла в транспортирующей среде и взаимосвязь его концентрации с

концентрацией других загрязнителей. При кислотности среды (pH) в типичном диапазоне поверхностных вод 6,0-9,0 с учетом концентраций ионов кадмия и цинка в них и основных анионов, характерных для поверхностных вод можно предположить, что основная масса кадмия и цинка будет находиться в связанном состоянии в виде нерастворимых карбонатов, фосфатов и гидроксидов [1, 2]. Среднее отношение Cd/Zn в сфалерите месторождений разных типов составляет $4,02 \cdot 10^{-3}$ (колчеданно-полиметаллические - $3,04 \cdot 10^{-3}$; Pb-Zn жильные - $3,65 \cdot 10^{-3}$; Pb-Zn стратиформные - $4,17 \cdot 10^{-3}$; Pb-Zn скарновые - $7,03 \cdot 10^{-3}$ [3]. Очевидно, что состав твердого раствора ZnS-CdS будет влиять и на соотношение концентраций цинка и кадмия в рудничных водах. Так же важнейшую роль в переносе кадмия из техногенно-метаморфизованных руд, концентрировании его в техногенных водах и отложении в почве играют гидротермальные процессы [4].

Расчеты проводились с помощью программного комплекса Nch [5]. Создана физико-химическая модель растворов, образованных при контакте воды с техногенно-метаморфизованными минералами сульфидов цинка, кадмия и железа в присутствии известняка и кварца. Моделирование проводилось из расчета 1 кг дисперсной горной породы (отвалы, хвосты) при разных соотношениях порода: вода (%): 95:5, 90:10, 85:15 и 80:20 и разных содержаниях сульфидной серы (пирита от 52 до 80%) с шагом 4%. При увеличении массовой доли пирита массовые доли кальцита и кварца уменьшались пропорционально. Массовые доли сфалерита и гринокита были постоянными. Для каждого соотношения порода : вода было создано 8 моделей в интервале температур, соответствующих климатическим условиям и температурам в массиве на глубине 600 м от 5 до +45°C, с шагом в 5°C. Достоверность результатов моделирования оценивалась по соответствию pH среды и концентрации загрязнений и составу фаз, соответствующих параметрам реальных рудничных вод.

При изменении соотношений твердой и жидкой фаз, имитирующих увеличение времени взаимодействия растворов с породой, и увеличении доли кальцита при снижении доли пирита формируются кислые, слабокислые и околонеутральные растворы (pH 3,12–6,37) растворы, с величиной Eh – 97–168 мВ (рисунок 1).

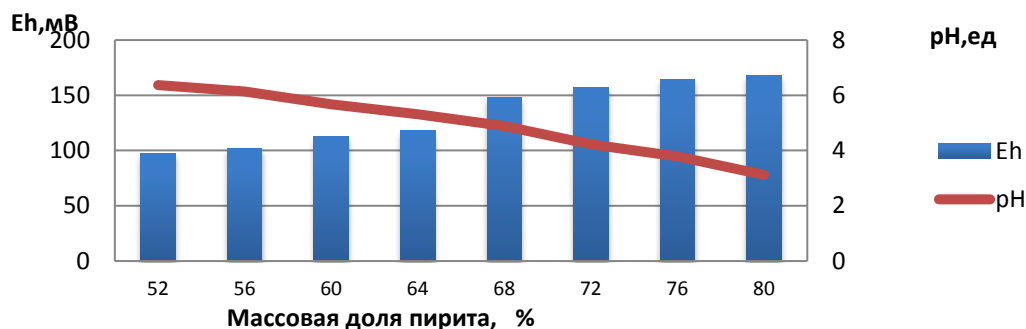


Рисунок 1 – Изменение параметров в модельной системе при увеличении массовой доли пирита

В растворах при этом находятся следующие ионы - производные элементов модельной сульфидно-карбонатной системы:

- как результат взаимодействия вмещающих пород с сульфидными минералами $\text{Ca}(\text{HCO}_3)^+$, CaHSiO_3^+ , Ca^{2+} , CaCO_3 , CaOH^+ , CaSO_4 , H_2O_2 , HCO_3^- , HSiO_3^- , SiO_2 .

-как результат растворения рудных минералов HFeO_2 , FeO^+ , FeO_2^- , FeOH_2^+ , ZnO_2^{2-} , SO_4^{2-} , HSO_4^- , $\text{Zn}(\text{CO}_3)_2^{2-}$, $\text{Zn}(\text{SO}_4)_2^{2-}$, Zn^{2+} , ZnCO_3 , ZnHCO_3^+ , ZnO , ZnOH^+ , ZnSO_4 , Cd^{2+} , CdCO_3 , CdHCO_3^+ , CdO , CdOH^+ , HCdO^- , CdSO_4 , CdHS^+

Установлено, что содержание ионов-производных вмещающих пород закономерно растёт с увеличением массовой доли породы. С увеличением доли пирита возрастает кислотность раствора и также наблюдается рост концентраций и микрокомпонентов. В кислых растворах основной формой миграции элементов являются простые катионные формы, а высокие концентрации SO_4^{2-} иона обуславливают значительную долю миграции элементов в виде комплексов-ассоциатов с его участием. Карбонатные соединения цинка и кадмия, образуются в очень малых количествах, вероятно в непосредственной близости от поверхности и карбонатных минералов. При увеличении доли пирита в составе модельной породы до 64% при всех изученных соотношениях вода-порода в растворе появляется CdHS^+ . Растворение сфалерита и гринокита моделировали с изменением количества серной кислоты в растворе, добываясь изменения рН раствора в диапазоне 2-8 рН. Основными формами нахождения цинка в растворе, при заданных соотношениях вода-порода являются Zn^{2+} , $\text{Zn}(\text{SO}_4)_2^{2-}$, ZnOH^+ . Основными формами нахождения кадмия определены Cd^{2+} , $\text{Cd}(\text{SO}_4)_2^{2-}$, CdHS^+ .

Распределение преобладающих ионных форм цинка и кадмия в растворах полученных при соотношении порода : вода (%): 85:15 при температурах 5 и 45 градусов Цельсия изменении содержания серной кислоты и массовой доле в модельной горной массе пирита 64% представлено на рисунке 2.

Эти результаты можно трактовать как относительное увеличение концентрации кадмия в поровых растворах при увеличении температуры. При этом меняется соотношение концентраций $\text{Zn}^{2+} / \text{Cd}^{2+}$ (таблица), что объясняется опережающим ростом растворимости кадмия при повышении температуры.

Анализ диаграммы Пурбе систем «кадмий-вода» и «цинк-вода» показывает, что существует две области образования гидроксида кадмия в зоне устойчивого состояния воды при положительных значениях Eh.

Первая область образования гидроксида кадмия по реакции $\text{Cd}^{2+} + \text{H}_2\text{O} = \text{Cd}(\text{OH})_2 + \text{H}_2$ находится вблизи линии рН 6,7. Вторая область образования гидроксида кадмия по реакции $\text{Cd} + \text{H}_2\text{O} = \text{Cd}(\text{OH})_2 + \text{H}_2 + 2e$ находится между значениями рН 6,7 и 8,0. До рН 6,7 кадмий находится в форме иона Cd^{2+} . Образование гидроксида цинка при положительных значениях Eh начинается с рН 5,2.

На основании этих данных можно считать, что в сточных водах с рН от 5,2 до 6,7 кадмий будет индифферентен к гидrolитической очистке, что следует учитывать при обосновании параметров очистки от ионов кадмия. Эти предсказанные результаты подтверждаются изменением соотношения концентраций цинка и кадмия при изменения рН в данном диапазоне вдоль русла реки водосборника. После сброса в реку Карагайлы рН 6,32 и соотношение концентраций цинка и кадмия равно 407, а через 500 м от сброса рН 6,44 и соотношение концентраций цинка и кадмия равно 402, а после 1000 м от сброса рН 6,56 и соотношение концентраций цинка и кадмия равно 397. Отношение концентрации цинка к концентрации кадмия в поверхностных водах зоны гипергенеза не является постоянным, уменьшается при изменении рН от 5,2 до 6,7, что является следствием различия закономерностей гидратообразования этих элементов.

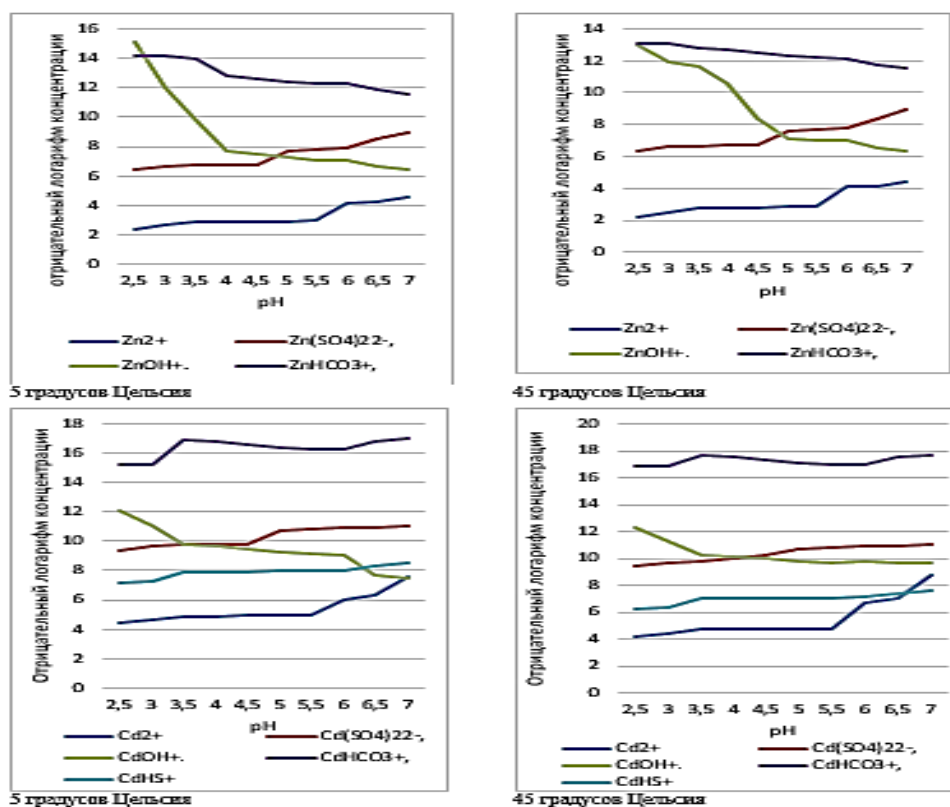


Рисунок 2– Распределение количественно преобладающих ионных форм кадмия и цинка по данным моделирования в программе Hch

Таблица – Соотношение концентрации Zn^{2+}/Cd^{2+}

pH	Соотношение концентрации Zn^{2+}/Cd^{2+} , при температуре образования техногенных вод			
	5°C	15°C	25°C	35°C
2,5	98,2	96,4	94,8	91,6
3	98,0	95,2	91,2	89,1
3,5	97,7	94,3	91,2	85,1
4	95,7	92,4	89,4	83,4
4,5	96,2	92,4	89,1	82,4
5	95,5	92,2	89,2	83,2
5,5	95,5	91,9	88,7	82,2

Преобладающие в фазовом составе вод, образованных в результате взаимодействия «вода-порода», ионы кадмия и цинка не меняются с увеличением температуры в зоне образования, при этом соотношение концентрации загрязняющих веществ Zn^{2+}/Cd^{2+} имеет устойчивую тенденцию к снижению, что свидетельствует об относительном к цинку увеличении содержания кадмия в поровых растворах с увеличением температуры. При прогнозе загрязненности рудничных вод кадмием и возможности изъятия его при реализации мероприятий восстановительного характера следует учитывать pH, образующихся вод, температуру в зоне образования и форму нахождения кадмия в воде. Для определения форм нахождения кадмия в воде может быть применимо физико-химическое моделирование процессов в системе «вода-порода».

Список использованных источников

1. Линник П.Н., Набиванец Б.И. Формы миграции металлов в пресных поверхностных водах.- Л.: Гидрометеоздат, 1986 — 273с.
2. Мур Д. В., Рамамурти С. Тяжелые металлы в природных водах: Контроль и оценка влияния: Пер. с англ. – мир, 1987
3. Серавкин И. Б. Проблемы и некоторые результаты изучения колчеданных месторождений Южного Урала //Геологический сборник. – 2001. – №. 2. – С. 133-151.
4. Шадрунова И.В., Орехова Н.Н., «Извлечение цветных металлов из гидроминеральных ресурсов: теория и практика». – М., Изд-во ИПКОН РАН, 2009.– 215с.
5. Шваров Ю.В. HCh: новые возможности термодинамического моделирования геохимических систем, предоставляемые Windows // Геохимия. -2008.-№8.-С. 898-903.

**ОЦЕНКА СУММЫ КАПИТАЛЬНЫХ ЗАТРАТ ЗОЛОТОРУДНЫХ
МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

Зайцев А.Ю.

АО «Полиметалл Управляющая компания», Санкт-Петербург, Россия

Abstract. The assessment of capital expenses necessary for putting mineral deposits into operation can be conducted on basis of three methods: cost method, discounted cash flow method and comparative method. Each of these methods has variety of advantages and disadvantages and suggests different results depending on types of separate mineral deposit funds. Being special and unique, mineral deposits request a complex approach to valuation of the assessment of capital expenses. The method that the author suggests let determine the real amount of initial capital expenses for gold deposits and calculate its maximum (recommended) value on basis of the data on amount of ore reserves. The method is based on the analysis of empirical material, which was the data of real capital expenses for the development of gold deposits (and associated metals) by Polymetal International plc. As a result of the statistical research, the method for determining the marginal value of a deposit was obtained.

Для определения суммы капитальных затрат золоторудного предприятия можно применить метод, построенный на зависимости величины капитальных вложений и запасов месторождения. Этот подход удобен тем, что привязывает величину инвестиций в освоение месторождения к ключевой характеристике самого месторождения – величине его запасов. Он получил определенное распространение в научной литературе, в частности, на его основе устанавливается связь между стоимостью месторождения и величиной его запасов [1-4]. Данный показатель является ориентиром при планировании суммы первоначальных капитальных вложений для запуска месторождения в эксплуатацию. Таким образом, общую величину капитальных затрат K на освоение месторождения можно рассчитать по формуле:

$$K = K_{уд} Z, \quad (1)$$

где $K_{уд}$ – удельные капитальные затраты на освоение месторождения, млн. долл. США/т.;
 Z – запасы месторождения, т.

Это позволяет нам построить шкалу возможных интервалов значений удельных капитальных затрат, т. е. откорректировать нормативные значения удельных капитальных затрат с учетом реальных характеристик месторождения (таблица).

Таблица - Откорректировать нормативные значения удельных капитальных затрат с учетом реальных характеристик месторождения

№	Величина удельных капитальных вложений, млн. \$. США/тонна запасов	Категория месторождений для промышленного освоения
1	0,7 - 1	месторождения низкой капиталоемкости с доступной инфраструктурой
2	1 - 1,2	месторождения средней капиталоемкости, требующие вложения в инфраструктуру
3	1,2 - 1,5	месторождения с высокими инфраструктурными затратами
4	> 1,5	месторождения с очень высокими инфраструктурными затратами, решение по разработке которых требует дополнительного обоснования

На основе таблицы можно рассчитать значения четырех поправочных коэффициентов A_i (для четвертой категории месторождений величина коэффициента задается нормативно, для первых трех категорий месторождений значения равны 1, 1,2 и 1,5), которые позволят установить предельные нормативные значения удельных капитальных затрат с учетом категории месторождения.

Для четвертой категории месторождений фактически формулу (1) нужно использовать в полном виде, с учетом компонента K_5 .

С учетом сказанного выше можно ввести следующие условие целесообразности освоения месторождения: $K_1 + K_2 + K_3 + K_4 \leq \text{млн. долл. США} / mA_iZ$, (2)

где: K_1 - капитальные вложения на строительство рудника (карьера); K_2 - капитальные вложения на строительство перерабатывающей фабрики; K_3 - капитальные вложения на строительство объектов вспомогательных подразделений; K_4 - затраты на ликвидацию месторождений, K_5 - капитальные вложения транспортных и энергетических коммуникаций (за пределами горного отвода месторождения) [5].

Наконец, мы можем оценить сбалансированность Θ капитальных вложений в освоение месторождений. Для этого мы предлагаем использовать следующую формулу:

$$\Theta = \frac{K_i K_{уд,i}}{\sum_{i=1}^n K_i}, \quad (3)$$

где: K_i – капитальные затраты на освоение i -го месторождения; $K_{уд,i}$ – фактические удельные затраты на освоение i -го месторождения; n – число месторождений в портфеле компании.

При помощи формулы (3) можно определить среднюю величину удельных капитальных затрат с учетом распределения инвестиций между разными месторождениями. Очевидно, что значение Θ должно стремиться к нормативному значению удельных капитальных затрат. Отклонения в верхнюю сторону будут указывать на то, что инвестиционный портфель компании смещен в сторону месторождений с более высокими значениями удельных капитальных затрат, что может создавать для нее дополнительные риски. Напротив, смещение вниз говорит о том, что компания инвестирует преимущественно в месторождения с низкой капиталоемкостью.

Наша модель позволяет сравнительно просто оценить величину капитальных вложений в освоение золоторудного месторождения с учетом степени его инфраструктурного освоения. Мы полагаем, что этот результат будет полезен для всех, кто занимается разработкой технико-экономических обоснований.

Список использованных источников

1. Ампилов Ю.П., Герт А.А. Экономическая геология. - М.: Геоинформмарк, 2006. 344 с.
2. Косовцева Т.Р., Пономаренко Т.В. Управление ценностью горной компании при реализации стратегических инвестиционных проектов // Записки Горного института. 2014. Т.208. С.124-131.
3. Котляров И.Д., Петров С.В. Методика учета рисков при геолого-экономической и стоимостной оценке месторождений // Горный журнал. 2014. № 9. С. 94-99.
4. Петров С.В., Котляров И.Д., Кацнельсон А.Б. и др. Прогнозирование цены золота в недрах // Обогащение руд. 2016. № 2. С. 3-8.
5. Поротов Г.С. Разведка и геолого-экономическая оценка месторождений полезных ископаемых. - СПб. 2004. С.244.

**ПОЛУЧЕНИЕ ФЕРРОСПЛАВА И КАРБИДА КАЛЬЦИЯ ИЗ ДОМЕННОГО
ШЛАКА**

Шевко В.М., Бадикова А.Д., Тулеев М.А., Каратаева Г.Е.

*Южно-Казахстанский государственный университет им. М. Ауэзова, Шымкент,
Республика Казахстан, e-mail: sunstroke_91@mail.ru*

Abstract. It is experimentally found that from slag of JSC «Arcelor Mittal Temirtau» of extent of extraction of silicon and aluminum in alloy of 69.4-72.0% and 60.0-65.7%, calcium to calcium carbide by 80%, smelting should be carried out within 29-40 minutes from 12.0-15.8% of steel shaving to the mass of blast furnace slag.

Несмотря на значительное количество способов переработки доменных шлаков [1, 2], получаемая продукция не относится к категории востребованной с большой стоимостью. Нами предложена технология переработки доменного шлака с одновременным получением в электропечи карбида кальция и сплава, содержащего кремний и алюминий [3].

Электроплавку шихты (доменный шлак, стальная стружка, кокс), проводили в одноэлектродной дуговой печи. Подовый электрод был выполнен из графитового блока. На подину устанавливали графитовый тигель ($d=6\text{см}$, $h=12\text{см}$). Перед проведением плавки проводили разогрев тигля дугой. После этого в тигель загружали первую порцию шихты (200 г). Проплавляли ее в течение 5-6 мин, затем загружали оставшуюся часть шихты (200 г) и проплавляли ее в течение необходимого времени. Электроэнергия в печь подавалась от трансформатора ТДЖФ-1002. Необходимая мощность поддерживалась терристорным регулятором. После электроплавки горячий тигель извлекали из печи и охлаждали в течение 5-6 часов. Затем графитовый тигель разбивали. Карбид и ферросплав взвешивали и анализировали на Fe, Si, Ca и Al. Анализ сырья и продуктов электроплавки проводился методом растровой электронной микроскопии (прибор JSM-6490LM (Япония)), атомно-адсорбционным методом (прибор AAS-1N, (Германия)) рентгенодифрактометрическим

методом (прибор автоматизированный дифрактомерт Дрон-3). Концентрация Si+Al в сплаве определялась также пикнометрическим методом (через плотность) по уравнениям, опубликованными нами в [4]. Исследование проводили методом планирование экспериментов с использованием рототабельного плана второго порядка (план Бокса-Хантера) [5]. Исходный доменный шлак АО «Арселор Миталл Темиртау» содержал, масс. %: 34,3 CaO, 37,2 SiO₂, 14,0 Al₂O₃, 11,8 MgO, 1,7 BaO, 0,6 FeO, 0,5 MnO. Концентрация углерода в коксе составила 86,7% , а железа в стальной стружке 98,8%. Количество кокса в каждом опыте было постоянно и составляло 110% от теоретически необходимого для восстановления кремния и алюминия до элементного состояния и кальция до CaC₂.

На рисунке 1 показано влияние времени электроплавки на степень извлечения кремния, алюминия в сплав (α_{Si} , α_{Al} , %), кальция в карбид кальция (α_{Ca} , %) при количестве стальной стружки 10 и 14% от массы шлака.



Из рисунка 1 видно, что основное количество кремния, алюминия и кальция переходят в сплав и карбид кальция в первые 30-40 минут. Причем $\alpha_{Ca} > \alpha_{Si} > \alpha_{Al}$. Уменьшение α_{Ca} объясняется диссоциацией карбида кальция с образованием газообразного кальция, а для α_{Al} - с увеличением перехода алюминия в газовую фазу. Имея в виду противоположное влияние стальной стружки на α_{Si} , α_{Al} и на α_{Ca} , оптимальное время и количество стружки определялась методом планирования эксперимента с последующей графической оптимизацией. Получены следующие адекватные уравнения регрессии:

$$\alpha_{Al} = -6,749 + 2,091 \cdot \tau - 0,675 \cdot C_T - 0,03 \cdot \tau^2 + 0,0395 \cdot C_T^2 + 0,0707 \cdot \tau \cdot C_T; \quad (1)$$

$$\alpha_{Si} = -8,904 + 3,558 \cdot \tau - 0,21 \cdot C_T - 0,0448 \cdot \tau^2 + 0,0597 \cdot C_T^2; \quad (2)$$

$$\alpha_{Ca} = 1,835 + 5,953 \cdot \tau - 0,715 \cdot C_T - 0,0886 \cdot \tau^2 + 0,0597 \cdot \tau \cdot C_T. \quad (3)$$

На основании уравнений 1-3 по методике [6] построены объемные поверхности параметров оптимизации и их горизонтальные разрезы (рисунок 2). Из рисунка 2 Следует что α_{Al} от 60 до 73,21% наблюдается в области ABC (время - 28,7-40 минут, стальная стружка - 12-16%), α_{Si} от 70 до 75,83% в области DEF (время - 29-40 минут, стальная стружка - 12,4-16%) и α_{Ca} от 80 до 90,63% в области GHLM (время - 22-40 минут, стальная стружка - 10-15,8%).

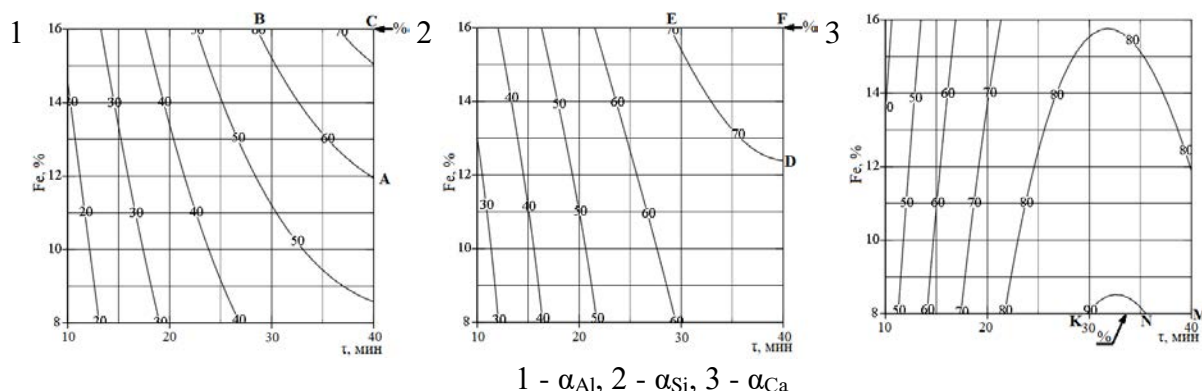


Рисунок 2 - Влияние времени и количества стальной стружки на параметры оптимизации электроплавки доменных шлаков

На рисунке 3 показана совмещенная информация о влиянии времени и стальной стружки на α_{Al} и α_{Ca} при условиях: $\alpha_{Al} \geq 60\%$ и $\alpha_{Ca} \geq 80\%$ (область МНЛ). Технологические параметры в граничных точках области МНЛ приведены в таблице.

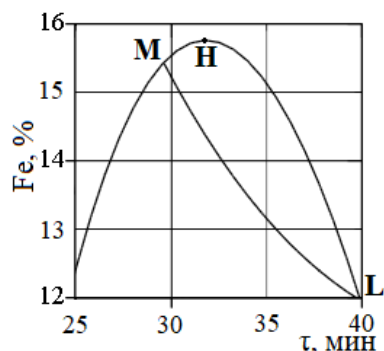


Рисунок 3 - Совмещенная картина влияния времени и стальной стружки на технологические параметры электроплавки доменного шлака

линия ML - $\alpha_{Al} = 60\%$;
линия МНЛ - $\alpha_{Ca} = 80\%$

Таблица - Граничные значения технологических параметров в области МНЛ

Точка на рисунке	Время, мин	Ст. стружка, %	α_{Al} , %	α_{Si} , %	α_{Ca} , %
М	29,6	15,4	60,0	69,63	80,0
Н	31,6	15,8	63,72	72,07	80,0
L	40,0	12,0	60,0	69,45	80,0

На основании полученных результатов по влиянию времени и количества кокса на технологические показатели электроплавки доменных шлаков можно сделать следующие выводы:

- увеличение количества стальной стружки от 10 до 14% уменьшает степень перехода кальция в карбид от 84,7 до 79% и приводит к возрастанию степени перехода в сплав кремния от 65,1 до 69,0% до 75,2-79,8%, алюминия от 49,4-50,1% до 61-65,2%;
- для достижения степени извлечения кремния и алюминия в сплав 69,4-72,0% и 60,0-65,7%, кальция в карбид кальция на 80%;
- плавку необходимо проводить в течение 29-40 минут в присутствии 12,0-15,8% стальной стружки от массы доменного шлака.

Список использованных источников

1. Вторичные материальные ресурсы чёрной металлургии: В 2-х т. / В.Г. Барышников, А.М. Горелов, Г.И. Пайков и др. - М.: Экономика, Т.2, 1986. - 344 с.
2. Processing and Reusing Technologies for Steelmaking Slag / Н. Kazuhiro, Т. Naoto, К. Yosliiyuki, К. Toshiaki // Nippon steel & Sumitomo metal technical report №104. - 2013. - pp. 123-129.
3. Шевко В.М., Бадикова А.Д., Аманов Д.Д. и др. Новый способ переработки шлаков //Международная научно-практическая конференция «Ауэзовские чтения - 17: Новые импульсы науки и духовности в мировом пространстве». - Шымкент: ЮКГУ, 2019. С. 315-319.
4. Amanov D.D., Shevko V.M., Karatayeva G.E., Serzhanov G.M. Thermodynamic analysis of obtaining ferroalloy from silicon-aluminum-containing silica clay / // Chemistry & Chemical Technology. - 2017. - V. 11, N 4. - P 411-414.
5. Ахназарова С.А., Кафаров Б.В. Методы оптимизации эксперимента в химической технологии - М.: Высшая школа, 1985. - 327 с.
6. Очков В.Ф. Mathcad 14 для студентов, инженеров и конструкторов / В.Ф. Очков. - Санкт-Петербург: БХВПетербург, 2007. - 368 с.

СОДЕРЖАНИЕ

ПЛЕНАРНЫЕ ЛЕКЦИИ	3
<i>Cyril O'Connor</i> Global challenges facing the mineral processing industry	3
<i>Двойченкова Г.П., Чантурия В.А.</i> Современные направления повышения эффективности процессов сепарации труднообогатимого алмазосодержащего сырья	8
<i>Федотов К.В., Сенченко А.Е., Куликов Ю.В.</i> Особенности переработки медьсодержащих руд месторождения «Удокан»	14
<i>Вайсберг Л.А., Коровников А.Н.</i> Новые технологии и машины для вибрационной классификации сыпучих материалов по крупности	17
<i>Дементьев В.Е., Войлошников Г.И.</i> Разработка и использование новых технологий и оборудования для извлечения золота	25
<i>Котова О.Б., Ожогина Е.Г.</i> Комплексная оценка горнопромышленных отходов с позиций технологической минералогии	27
<i>Матвеева Т.Н., Иванова Т.А.</i> Научное обоснование и перспективы применения новых реагентов для повышения извлечения золота из упорных руд	30
<i>Шадрунова И.В., Зелинская Е.В.</i> Перспективные процессы и технологии для переработки техногенного минерального сырья	34
<i>Газалеева Г.И.</i> Особенности глубокого обогащения минерального и техногенного сырья, содержащего тонкие шламы	38
<i>Курков А.В., Ануфриева С.И., Рогожин А.А.</i> Технологическое обеспечение переработки нетрадиционных видов минерального сырья	42
<i>Богданов А.В., Федотов К.В., Качор О.Л., Шатрова А.С.</i> Разработка технологии переработки накопительных коллоидных осадков шлам-лигнина ОАО «БЦБК»	46
ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ МИНЕРАЛОГИЯ. ДЕЗИНТЕГРАЦИЯ И РУДОПОДГОТОВКА	49
<i>Лаврик А.В., Литвинова Н.М., Лаврик Н.А., Рассказова А.В.</i> О комплексном подходе к выявлению благороднометалльной минерализации	49
<i>Лихникевич Е.Г., Ожогина Е.Г., Фатов А.С.</i> Минералогическое обоснование необходимости применения гидро-пиро-металлургического передела при переработке редкометалльного сырья	51
<i>Власов И.А., Мушкетов А.Ан., Манбетова Г.Р.</i> Вещественный состав и обогащение обожжённой железной руды месторождения «Gara Djebilet»	54
<i>Чикишева Т.А., Прокопьев С.А., Прокопьев Е.С., Карпова А.Г., Тукусер В.И.</i> Минералогические исследования попутной медной минерализации на Правоурмийском оловорудном месторождении (Хабаровский край)	56
<i>Мирошникова А.П., Мизерная М.А., Наумов Е.А.</i> Особенности концентрации золота в рудах Васильковского месторождения (Северный Казахстан)	58
<i>Сычева Н.А., Жукова В.Е., Некрасова М.А., Шувалова Ю.Н., Рассулов В.А., Иоспа А.В.</i> Прогнозная минералого-технологическая оценка каолина	61
<i>Горбатова Е.А., Пирогов Б.И., Раков Л.Т., Колкова М.С.</i> Особенности оценки магнитных свойств титаномагнетитов вкрапленных руд Медведевского месторождения	64
<i>Размыслов И.Н.</i> Технологическая минералогия бокситов (Средний Тиман)	67

<i>Макарский И.В., Тарасова Л.Г., Никитин Д.Н.</i> Инструментальный метод контроля сохранности алмазной продукции	69
<i>Касымова Д.Б., Эділқанова М.Ә., Мамяченков С.В., Кушакова Л.Б.</i> Изучение особенностей метода переработки золото-медных руд в зависимости от содержания и форм нахождения меди	72
<i>Подкаменный Ю.А., Двойченкова Г.П.</i> Повышение извлечения алмазов из метасоматически измененных кимберлитовых руд за счет применения ультразвуковых и электрохимических воздействий в цикле липкостной сепарации	74
<i>Тимофеев А.С.</i> Экспресс-метод оценки изометричности частиц для контроля качества ферросилиция	78
<i>Маляров П.В., Ковалёв П.А., Долгов А.М.</i> К выбору схем измельчения с учётом особенностей процессов дезинтеграции минерального сырья в барабанных мельницах	79
<i>Герасимов А.М., Лазарева В.В.</i> Применение косвенного метода оценки раскрытия минеральной части угля при его дезинтеграции	83
<i>Львов Е.С.</i> Исследования особенностей дезинтеграции золотосодержащих руд многократными динамическими воздействиями	86
<i>Николаева Н.В., Александрова Т.Н.</i> Повышение эффективности процессов рудоподготовки при обогащении руд цветных и благородных металлов с использованием компьютерного моделирования	89
<i>Хурэлчулуун И., Морозов В.В., Круглов В.Н.</i> Применение визиометрического анализа руды для автоматизированного управления процессом дробления	92
<i>Осипов Д.А.</i> Изменение технологических свойств золота в процессе помола в барабанной шаровой мельнице	95
<i>Вишняков А.В., Фёдоров Ю.О.</i> Модернизация оборудования и совершенствование методов исследований и испытаний технологии рентгенометрической сепарации руд	98
<i>Куликов В.И., Фёдоров Ю.О.</i> Новые возможности и перспективы предварительного обогащения руд на основе технологии рентгенометрической сепарации	101
<i>Федотов П.К.</i> Использование межчастичного разрушения руд на месторождениях Казахстана	105
<i>Ростовцев В.И.</i> Совершенствование рудоподготовки на основе модификации физико-механических свойств минерального сырья энергетическими воздействиями	111
<i>Домрачева В.А., Трусова В.В., Остапчук Д.Е.</i> Сорбенты на основе бурого угля для извлечения ртути из техногенного сырья	114
<i>Алексеев В.Н., Соколов В.И., Чижик Е.Ф.</i> Способы интенсификации процесса измельчения руд в барабанных мельницах	117
<i>Потемкин В.А., Ромашев А.О.</i> Исследование влияния реологических характеристик пульпы на эффективность сепарационных процессов	121
ФЛОТАЦИЯ, ГРАВИТАЦИЯ, МАГНИТНАЯ И ЭЛЕКТРОМАГНИТНАЯ СЕПАРАЦИЯ	123
<i>Сирил Т О'Коннор</i> Переработка минералов платиновой группы в Южной Африке	123
<i>Филиппов Л.О., Филиппова И.В., Фуко Я., Бадави М.</i> К вопросу кванто-химического моделирования для оптимизации и выбора флотационных реагентов для разделения кальциевых минералов	127

<i>Кондратьев С.А.</i> Развитие методов выбора перспективных реагентов-собирателей	130
<i>Исмагилов Р.И., Голеньков Д.Н., Шелепов Э.В., Игнатова Т.В.</i> Современные пути повышения эффективности переработки неокисленных железистых кварцитов	134
<i>Матвеева Т.Н., Громова Н.К., Ланцова Л.Б.</i> Механизм селективной флотации сульфидных минералов с применением диэтилдитиокарбамата и растительного модификатора при обогащении золото-сурьмяных руд	136
<i>Юшина Т.И., Пурэв Б., Д'Элия Янес К.С., Намуунгэрэл Б.</i> Повышение эффективности флотации медно-порфировых руд с применением реагентов на основе третичных ацетиленовых спиртов	140
<i>Михлин Ю.Л., Лихацкий М.Н., Щербанюк А.М., Анциферова С.А., Маркосян С.М.</i> Изучение влияния поверхностных газовых наноструктур на смачивание сульфидных минералов и флотацию (на примере Горевской Pb-Zn руды)	144
<i>Игнаткина В.А., Аксенова Д.Д., Лыгач А.В., Шенета Е.Д., Саматова Л.А.</i> Проблема флотации кальцийсодержащих минералов и направления ее решений	147
<i>Игнатов Д.О., Белокрыс М.А., Игнаткина В.А.</i> Изучение смачивания поверхности и флотируемости сульфидных минералов	150
<i>Семьянова Д.В.</i> Изучение связи структуры углеводородного фрагмента с флотационной активностью собирателя и учётом механизма работы его физической формы сорбции	153
<i>Гетман В.В., Каркешкина А.Ю., Иванова Т.А.</i> Целесообразность использования водорастворимых полимеров в качестве новых флотационных реагентов	156
<i>Каркешкина А.Ю., Гетман В.В., Рязанцева М.В.</i> Исследование физико-химических свойств новых и традиционных собирателей для олова	159
<i>Сосипаторов А.И., Чикин А.Ю.</i> Исследование и разработка технологии флотационного обогащения золото-углеродсодержащих руд с применением реагента депрессора углеродистого вещества	162
<i>Усманова Н.Ф., Маркосян С.М., Тимошенко Л.И., Пасюга Д.В.</i> Применение гуматного реагента в качестве депрессора при флотации медно-никелевых руд	164
<i>Коновалов И.А.</i> Влияние «старения» осадков ксантогената на показатели флотации сульфидов	167
<i>Гаврилова Т.Г.</i> Осадки ксантогенатов как активаторы флотации сульфидов	170
<i>Соложенкин П.М.</i> Проблемы обогащения и переработки золото-сурьмяных руд Российской Федерации	172
<i>Богудлова А.И., Войлошников Г.И.</i> Флотация золотосодержащей сульфидной руды с использованием частично окисленного бутилового ксантогената калия	175
<i>Алгебраистова Н.К., Комарова Е.С., Прокопьев И.В.</i> Оптимизация реагентного режима флотации золотосодержащей руды	178
<i>Турсыбеков Д.К., Семушкина Л.В., Нарбекова С.М., Муханова А.А., Калдыбаева Ж.А., Мухамедилова А.М.</i> Бесцианидная технология разделения медно-свинцового концентрата	180
<i>Каюмов А.А., Игнаткина В.А., Бочаров В.А., Аксенова Д.Д., Белокрыс М.А., Малофеева П.Р.</i> Повышение флотоактивности сульфидов цветных металлов в присутствии тиосульфата натрия	184
<i>Бочаров В.А., Игнаткина В.А., Каюмов А.А., Корж В.Р.</i> Влияние структурных особенностей сульфидов железа на раскрытие и разделение минералов руд цветных металлов	187

<i>Титков С.Н., Конобеевских А.В., Афонина Е.И.</i> Развитие технологии переработки калийных руд	192
<i>Филиппова И.В., Филиппов Л.О., Любимова Т.П., Фатталов О.О.</i> Интенсификация процесса флотационного разделения калийных солей с применением внешних воздействий	195
<i>Прохоров К.В., Полтарецкая А.Е.</i> (Институт горного дела ДВО РАН, г. Хабаровск, Россия) Эффект электрохимического контроля процесса селективной флотации меди, железа из комплексных руд	198
<i>Видуецкий М.Г., Гарифулин И.Ф., Мальцев В.А., Пургин А.П., Паньшин А.М.</i> Флотационное обогащение цинковых кеков на аппаратах серии КФМ	201
<i>Видуецкий М.Г., Гарифулин И.Ф., Йочев И.Щ., Мальцев В.А., Пургин А.П.</i> Опыт и перспективы использования флотомашин серии КФМ на предприятиях республики Болгария	208
<i>Чинова М.И., Дресвянкина Т.П., Мамонов С.В.</i> Совершенствование технологий обогащения полиметаллических руд	214
<i>Гурман М.А., Полтарецкая А.Е.</i> Исследования по извлечению меди и благородных металлов из медно-порфировой руды	217
<i>Мамонов С.В., Орлов С.Л., Волкова С.В.</i> Природные и технологические особенности руд месторождения «Бозымчак» (Киргизия)	219
<i>Патеюк С.А., Хатькова А.Н., Никитина Л.Г.</i> Технология переработки отходов производства борной кислоты	221
<i>Диев Д.Н., Лепехин В.М., Макаренко М.Н., Сурин М.И., Шутова Д.И.</i> Применение сверхпроводниковых технологий для повышения эффективности переработки минерального сырья	225
<i>Хохуля М.С., Фомин А.В., Алексеева С.А., Карпов И.В.</i> Обоснование и разработка технологических решений повышения извлечения гематита на обогатительном производстве АО «Олкон»	226
<i>Лавриненко А.А., Сыса П.А., Азарков И.И.</i> Перспективы применения сверхпроводящих материалов в обогащении тонковкрапленных слабомагнитных руд	229
<i>Пелевин А.Е., Мушкетов А.Ан.</i> Обогащение магнетитовых руд в бегущем магнитном поле	232
<i>Тютюнин В.В., Пугач А.Н.</i> Метод конечных элементов в моделировании процесса гравитационной сепарации минеральных частиц в центробежном поле	234
<i>Лебедев И.Ф.</i> Экспериментальные исследования предварительного сухого обогащения золотосодержащих руд	237
<i>Турецкая Н.Ю., Прокопьев Е.С., Иванова К.К., Прокопьев С.А., Харчистов В.А.</i> Изучение возможности применения винтовой сепарации для доизвлечения золота из текущих хвостов флотации ЗИФ месторождения «Дражное»	241
<i>Иванова К.К., Прокопьев С.А., Прокопьев Е.С., Турецкая Н.Ю.</i> Получение высококачественного железорудного концентрата методом винтовой сепарации	243
<i>Алексеева С.А., Черноусенко Е.В., Нерадовский Ю.Н., Терещенко С.В.</i> Исследования на обогатимость титаномагнетитовых руд Колвицкого месторождения	246
<i>Попадьин Е.Г., Двойченкова Г.П., Тимофеев А.С., Имангулов С.В.</i> Направления совершенствования процесса тяжелосредной сепарации алмазосодержащего сырья в условиях переработки труднообогатимых кимберлитовых руд	249

<i>Головизина А.А., Имангулов С.В., Баландина Т.Ю., Шарин П.П.</i> Термоадгезионная сепарация – результаты исследований и перспективы применения	252
<i>Ковальчук О.Е., Двойченкова Г.П., Яковлев В.Н.</i> Повышение извлечения аномально люминесцирующих алмазов методом модифицирования свойств их поверхности	253
<i>Самсоненко Т.Е., Прокопьев С.А., Прокопьев Е.С., Харчистов В.А., Чикишева Т.А.</i> Результаты полупромышленных испытаний по получению черного гравеоконцентрата из текущих хвостов одной из ЗИФ Восточной Сибири с применением винтовой сепарации	255
<i>Савицкий Л.В., Тимофеев А.С., Чернышева Е.Н.</i> Результаты экспериментальных исследований причин потерь ферросилиция в схемах тяжелосредной сепарации алмазосодержащего сырья	259
<i>Матвеева Т.Н., Громова Н.К.</i> Формирование адсорбционного слоя реагентособираетелей ИМ-50 и ЖКТМ на касситерите при флотации лежалых хвостов обогащения оловянной руды	262
<i>Ворошилов Ф.А., Кантаев А.С.</i> Переработка ильменита Вовчанского месторождения с помощью гидрофторида аммония	266
<i>Морозов Ю.П., Шевченко А.С., Битимбаев М.Ж.</i> Совершенствование схем и режимов электрохимической хлоринации при переработке труднообогатимого сырья	269
<i>Матвеев И.А., Яковлев Б.В., Еремеева Н.Г.</i> Моделирование движения частицы в наклонной плоскости под действием потока воды	272
КОМПЛЕКСНАЯ ПЕРЕРАБОТКА МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ, ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ	275
<i>Седельникова Г.В., Романчук А.И., Богомолов В.А., Ибраимова Н.В., Владыкин А.Ю.</i> Сырьевая база, состояние и перспективы переработки медно-порфировых руд за рубежом и в России	275
<i>Голеньков Д.Н., Чантурия А.В., Шелепов Э.В., Игнатова Т.В.</i> Расширение минерально-сырьевой базы железных руд за счет вовлечения в переработку окисленных железистых кварцитов	278
<i>Мишурина О.А., Медяник Н.Л., Муллина Э.Р., Турлина А.А.</i> К вопросу изыскания альтернативных источников металлургического сырья	281
<i>Мусаев В.В., Ключников А.М., Галимов Р.Р.</i> Оптимизация переработки упорных золотосодержащих руд месторождения Каменское	283
<i>Комлев М.Ю., Муллов В.М., Евдокимов А.В., Богородский Е.В.</i> Опыт промышленного освоения технологии интенсивного цианирования гравеоконцентратов с использованием установок «Август»	286
<i>Миненко В.Г., Рязанцева М.В., Новикова Н.Г.</i> Влияние различных кислот на эффективность выщелачивания эвдиалитового концентрата	288
<i>Чантурия Е.Л., Чантурия В.А., Миненко В.Г., Самусев А.Л.</i> Использование энергетических воздействий для интенсификации кислотного выщелачивания эвдиалитового концентрата	290
<i>Козлов А.А., Епифоров А.В., Немчинова Н.В.</i> Угольно-сорбционная технология извлечения золота из растворов серноокислотного атмосферного окисления золотомедного флотоконцентрата	294
<i>Болдырев А.В., Баликов С.В., Емельянов Ю.Е.</i> Автоклавное окисление золотосодержащих сульфидных концентратов двойной упорности	296

<i>Епифоров А.В., Лукьянов А.А., Набиулин Р.Н., Баликов С.В.</i> Тиоцианатное (роданидное) выщелачивание золота из кеков автоклавного окисления упорных сульфидных флотоконцентраторов	298
<i>Набиулин Р.Н., Богородский А.В., Баликов С.В.</i> Исследования и разработка технологии переработки золотомедного флотоконцентрата методом низкотемпературного атмосферного окисления	300
<i>Куимов Д.В., Теут А.О., Федько М.А., Мезенцева С.В.</i> Результаты электрохлоринации упорной золотосодержащей руды в непрерывном замкнутом цикле на укрупненной лабораторной установке	303
<i>Чантурия В.А., Копорулина Е.В., Миненко В.Г., Самусев А.Л.</i> Влияние энергетических воздействий на структурно-химические преобразования поверхности эвдиалита при выщелачивании	305
<i>Чантурия В.А., Бунин И.Ж., Рязанцева М.В., Миненко В.Г., Самусев А.Л.</i> Модификация структурно-химических и технологических свойств эвдиалита при воздействии наносекундных импульсов высокого напряжения	307
<i>Найманбаев М.А., Кенжалиев Б.К., Лохова Н.Г., Балтабекова Ж.А.</i> Извлечение редкоземельных металлов из экстракционной фосфорной кислоты катионитами нового типа	311
<i>Фомченко Н.В., Муравьев М.И., Уварова Т.К., Меламуд В.С.</i> Влияние содержания сульфидных минералов в концентратах на скорость выщелачивания меди и цинка биораствором	315
<i>Белых М.П., Петров С.В., Хмельницкая О.Д., Бывальцев А.В., Белькова Н.Л.</i> Биохимическая обработка сорбционно-активных углистых золотосодержащих руд и концентратов	318
<i>Коблова П.О., Войлошников Г.И., Мусин Е.Д.</i> (АО «Иргиредмет», г. Иркутск, Россия) Кучное выщелачивание сорбционно-активных углистых руд	320
<i>Антропова И.Г., Алексеева Е.Н., Будаева А.Д.</i> Перспективы глубокой комплексной переработки сыннырита с использованием природных магнийсодержащих добавок	321
<i>Хомоксонова Д.П., Будаева А.Д., Антропова И.Г.</i> Окислительный обжиг молибденового концентрата с бруситом	323
<i>Шумилова Л.В., Мязин В.П.</i> (Забайкальский государственный университет, г. Чита, Россия) Поточная линия для разделения урановых руд на сорта и извлечения урана и молибдена гидрометаллургией	325
<i>Бузунова Т.А., Шигаева В.Н.</i> Исследование обогатимости редкометалльных руд аномальной зоны Ковдорского месторождения	328
<i>Бывальцев А.В.</i> Особенности переработки сорбционно-активных углистых золотосодержащих руд	331
<i>Войлошникова Н.С., Войлошников Г.И., Соловеев Н.П., Григорьева И.И.</i> Сорбционное извлечение золота с применением низкоосновного анионита	334
<i>Холикулов Д.Б., Болтаев О.Н., Муносибов Ш.М.</i> Извлечения никеля из маточного раствора медного производства	336
<i>Крылова Л.Н., Селиверстов А.Ф.</i> Особенности растворения и разложения озона в условиях выщелачивания металлов из сульфидов	338
<i>Лесникова Л.С., Юрьев А.И., Умышева А.А.</i> Завершающий этап реконструкции Талнахской обогатительной фабрики	341

<i>Чантурия В.А., Самусев А.Л., Миненко В.Г.</i> Влияние ультразвука на выщелачивание золота из упорных концентратов	345
<i>Лукьянов А.А., Богородский А.В., Селезнев А.Н., Баликов С.В.</i> Извлечение золота из сульфидных золотомедных флотационных концентратов с применением растворителей на основе тиоцианата	346
<i>Полыгалов С.Э., Шадрина Е.А., Колмачихина О.Б., Лобанов В.Г.</i> Кинетические особенности растворения серебра в азотной кислоте в присутствии пероксида водорода	347
<i>Жарликов М.С., Гурова М.В.</i> Изучение возможных потерь золота и серебра при их пробирно-гравиметрическом определении в углях активированных золотосодержащих	350
<i>Слепцова Е.С.</i> Извлечение золота из магнитных шлихов отсадкой с использованием полюсопеременного магнитного поля	351
<i>Коваленко К.А.</i> О механизме взаимодействия мышьяка (III) с марганцевой рудой	354
ПЕРЕРАБОТКА ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ. ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ И ЭКОНОМИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ	358
<i>Зелинская Е.В., Курина А.В.</i> Проблемы переработки подземных рассолов	358
<i>Размахнин К.К., Хатькова А.Н.</i> Природные цеолиты Восточного Забайкалья в технологиях обеспечения экологической безопасности горнопромышленных территорий	360
<i>Шадрунова И.В., Колодежная Е.В., Гаркави М.С., Артамонов А.В.</i> К вопросу обогащения шлаков мусороперерабатывающих заводов	364
<i>Абдрахманова Р.Н., Орехова Н.Н.</i> Выбор техногенного сырья как осадителя для SAVMIN-процесса	367
<i>Горлова О.Е.</i> Обоснование комбинированных технологий переработки техногенного металлсодержащего минерального сырья	371
<i>Власова В.В.</i> Механоактивация, как способ интенсификации технологических свойств золошлаковых отходов	375
<i>Ультаракова А.А., Балтабекова Ж.А., Онаев М.И., Касымжанов К.К.</i> Переработка отходов титано-магниевого производства	379
Юсупов Т.С. , <i>Шумская Л.Г., Кириллова Е.А., Уракаев Ф.Х.</i> Исследование возможностей извлечения касситерита из техногенного сырья	382
<i>Семушкина Л.В., Турысбеков Д.К., Нарбекова С.М., Муханова А.А., Билялова С.М.</i> Переработка техногенного золотосодержащего сырья с применением модифицированного реагента	383
<i>Медяник Н.Л., Мишурина О.А., Муллина Э.Р., Варнавский Д.А.</i> К вопросу переработки техногенных месторождений на территории горно-обогатительных комбинатов	386
<i>Ульянова Е.В., Малинникова О.Н., Пашичев Б.Н.</i> Физико-химические особенности углей при термическом преобразовании	389
<i>Лавриненко А.А., Кунилова И.В., Гольберг Г.Ю., Лусинян О.Г., Кравченко В.Н., Шимкунас Я.М.</i> Исследование процессов комплексной переработки золы от сжигания бурых углей ТЭС	392
<i>Пестряк И.В., Морозов В.В., Эрдэнэтуяа Очир</i> Разработка и оптимизация замкнутых циклов водооборота в условиях расширения ресурсной базы источников водоснабжения	396

<i>Лавриненко А.А., Попов Е.М.</i> Обоснование экологичности применения антрацитовых штыббов для производства топливных брикетов	399
<i>Красавцева Е.А., Светлов А.В., Горячев А.А., Макаров Д.В., Маслобоев В.А.</i> Очистка сточных вод от фтора	402
<i>Петров С.В., Ольберг Е.П., Петров В.Ф.</i> Методы снижения расхода цианида натрия при переработке сложного по составу золотосодержащего минерального сырья	405
<i>Муллина Э.Р., Медяник Н.Л., Леонтьева Е.В., Мишурина О.А., Расторгуев А.Е.</i> Технология термохимической переработки лежалых хвостов флотации	407
<i>Каменева Ю.С., Черноусенко Е.В., Вишнякова И.Н., Митрофанова Г.В.</i> Флотационное извлечение сульфидов из складированных отходов обогащения медно-никелевых руд	410
<i>Селезнев А.А., Баликов С.В., Шкетова Л.Е.</i> Переработка забалансовых золотосульфидных, полиметаллических руд и отвальных хвостов методом кучного бактериального окисления	412
<i>Булаев А.Г., Меламуд В.С., Бодуэн А.Я.</i> Кислотное выщелачивание цветных металлов из лежалых хвостов флотации медно-цинковых руд	413
<i>Маковская О.Ю., Польшина Т.Д.</i> Удаление мышьяка из сточных вод с помощью композитного неорганического сорбента	416
<i>Качор О.Л., Богданов А.В.</i> Направления переработки и ликвидации накопленных мышьяковистых техногенных месторождений горно-перерабатывающей промышленности	418
<i>Киенко Л.А., Воронова О.В.</i> Флотация флюорита из вторичного сырья с использованием собирателей различного состава	421
<i>Воронова О.В., Киенко Л.А.</i> Анализ влияния ультразвуковой обработки пульпы на кинетику флотации флюорита при обогащении техногенных хвостов	424
<i>Шепета Е.Д., Лебедев А.В., Саматова Л.А.</i> Применение флотомашины PneuflotR при обогащении вольфрамсодержащих песков хвостохранилища	427
<i>Артемьев А.В., Митрофанова Г.В.</i> Изучение кислотно-основных свойств апатита для обоснования выбора органических флокулянтов	430
<i>Горячев А.А., Красавцева Е.А., Лацук В.В., Икконен П.В., Смирнов А.А., Макаров Д.В., Маслобоев В.А.</i> Исследования хвостов обогащения лопаритовых руд	433
<i>Burdonov A.E., Varahenko V.V., Zelinskaya E.V.</i> Alumina-containing raw materials processing by photometric separation for use in the electrolysis process	435
<i>Каршигина З., Абсаматов М., Абишева З., Берстенов С., Бочевская Е.</i> Пластовые воды нефтегазовых месторождений – источник производства лития	441
<i>Ширман Г.В., Матвеев А.И., Матвеев И.А., Еремеева Н.Г., Очосов О.Ю.</i> Повышение эффективности переработки глинистых песков	443
<i>Мезенин А.О., Дмитриев, С.В., Черкасова М.В.</i> Электрическая сепарация в практике переработки минерального и техногенного сырья	445
<i>Койжанова А.К., Камалов Э.М., Ерденова М.Б., Магомедов Д.Р.</i> Исследование технологии извлечения золота из техногенного сырья	448
<i>Стефунько М.С.</i> Особенности формирования техногенных вод при освоении медно-колчеданных месторождений	450
<i>Зайцев А.Ю.</i> Оценка суммы капитальных затрат золоторудных месторождений	454
<i>Шевко В.М., Бадикова А.Д., Тулеев М.А., Каратаева Г.Е.</i> Получение ферросплава и карбида кальция из доменного шлака	456

МАТЕРИАЛЫ
МЕЖДУНАРОДНОЙ КОНФЕРЕНЦИИ,
“ПРОБЛЕМЫ И ПЕРСПЕКТИВЫ ЭФФЕКТИВНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ
МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ В 21 ВЕКЕ”
(Плаксинские чтения – 2019)

Издание подготовлено в авторской редакции

Компьютерная верстка и подготовка оригинал-макета
Чекушина Т.В.

Подписано в печать 05.08.2019 г.
Бумага офсетная, печать цифровая.
Усл. печ. л.27,14

Отпечатано в ООО «Глазковская типография» Адрес: 664035, г. Иркутск, ул. Гоголя, 53,
Тел. 38-78-40, 70-78-40 ИНН 3846068526. Тираж 110 экз. Заказ 810.