

## АКТИВАЦИОННОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ УПОРНЫХ ПЕРВИЧНЫХ РУД МАЛМЫЖСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

А.В. Рассказова<sup>1</sup>, А.Г. Секисов<sup>1</sup>, А.Е. Бурдонов<sup>2</sup>

<sup>1</sup> Институт горного дела Дальневосточного отделения РАН, Хабаровск, Россия,  
e-mail: annbot87@mail.ru

<sup>2</sup> Иркутский национальный исследовательский технический университет,  
Иркутск, Россия

**Аннотация:** Выполнен анализ существующих методов переработки бедных медно-порфировых руд, в том числе тех, основная часть меди в которых представлена халькопиритом. Извлечение меди из таких руд посредством кучного выщелачивания является наиболее приемлемым способом переработки. Рассмотрено влияние различных окислителей на процессы выщелачивания и химические аспекты выщелачивания медных минералов. Теоретически обосновано влияние высокоактивных кислородсодержащих окислителей на вещественно-структурную трансформацию сульфидных руд. Выполнены лабораторные исследования, моделирующие процессы кучного выщелачивания упорных первичных руд Малмыжского месторождения в малых лабораторных колоннах. Руда Малмыжского месторождения наряду с медью содержит и золото, для данного месторождения характерны низкие содержания металлов при больших запасах руды. Для синтеза кислородсодержащих окислителей и комплексообразователей осуществлялась электрофотоактивация рабочих растворов. На стадии преокисления применялись активированные серноокислотно-нитритные растворы. В дальнейшем выполнялось циклическое орошение навесок проб в перколяторах активированными хлоридными и серноокислотно-нитритными растворами. За 154 слива было достигнуто извлечение золота 67%; также было извлечено 71% меди и 89,6% серебра. Протестированная схема циклического активационного выщелачивания в перколяционном режиме позволила достигнуть высокого уровня извлечения по основным ценным компонентам с приемлемыми технологическими и экономическими показателями.

**Ключевые слова:** медно-порфировая руда, халькопирит, окисление, активные формы кислорода, электрофотоактивация растворов выщелачивания, диффузионное преокисление, перколяционное хлоридное выщелачивание, серноокислотно-нитритное выщелачивание.

**Благодарность:** Исследования проведены с использованием ресурсов Центра коллективного пользования научным оборудованием «Центр обработки и хранения научных данных ДВО РАН», финансируемого Российской Федерацией в лице Минобрнауки России по соглашению № 075-15-2021-663.

**Для цитирования:** Рассказова А. В., Секисов А. Г., Бурдонов А. Е. Активационное выщелачивание упорных первичных руд Малмыжского месторождения // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2023. – № 1. – С. 130-141. DOI: 10.25018/0236\_1493\_2023\_1\_0\_130.

---

## Activation leaching of difficult primary ore at Malmyzh deposit

A.V. Rasskazova<sup>1</sup>, A.G. Sekisov<sup>1</sup>, A.E. Burdonov<sup>2</sup>

<sup>1</sup> Institute of Mining, Far Eastern Branch of the Russian Academy of Sciences, Khabarovsk, Russia, e-mail: annbot87@mail.ru

<sup>2</sup> Irkutsk National Research Technical University, Irkutsk, Russia

---

**Abstract:** The current approaches to processing low-grade porphyry-copper ore, including copper mostly composed of chalcopyrite, are reviewed. Copper recovery from such ore by heap leaching is the most optimum method of processing. Effect of different oxidizers on heap leaching performance and on chemistry of copper minerals is discussed. The influence of high-active oxygen-bearing oxidizers on transformation of substance and structure of sulfide ore is theoretically validated. The simulated processes of heap leaching of Malmyzh difficult primary ore are studied using small laboratory columns. Malmyzh ore contains copper and gold, and the deposit features low copper and gold contents at large ore reserves. The synthesis of oxygen-bearing oxidizers and complexing agents involved electro-photoactivation of process solutions. Pre-oxidation used activated sulfuric-nitrite solutions. Then, cycling sprinkling of samples by activated chlorinated and sulfuric solutions was carried out in percolators. For 154 outlet flows, gold recovery reached 67%; copper and silver recoveries were 71% and 89.6%, respectively. The tested circuit of cyclic activated leaching in percolation regime enabled high recovery of the main valuable components at admissible production and economy data.

**Key words:** porphyry-copper ore, chalcopyrite, oxidation, active oxygen forms, electro-photoactivation of leaching solutions, diffusion pre-oxidation, chlorinated percolation leaching, sulfuric leaching.

**Acknowledgements:** The studies were carried out using facilities of the Center for Shared Use of Scientific Equipment at the Center for Processing and Storage of Scientific Data of the Far East Branch of the Russian Academy of Sciences, supported by the Ministry of Science and Higher Education of the Russian Federation, Agreement No. 075-15-2021-663.

**For citation:** Rasskazova A. V., Sekisov A. G., Burdonov A. E., Activation leaching of difficult primary ore at Malmyzh deposit. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2023;(1):130-141. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236\_1493\_2023\_1\_0\_130.

---

### Введение

В связи с истощением запасов богатых месторождений и все увеличивающимся спросом на благородные и цветные металлы в переработку вовлекаются бедные, забалансовые руды и породы внутренней вскрыши. Наиболее экономичным методом извлечения металлов из вышеуказанного сырья является кучное выщелачивание. Применяется оно в основном для извлечения благородных металлов, меди и урана.

В настоящее время основным методом извлечения меди из халькопирита и других медьсодержащих минералов является пирометаллургическая переработка концентратов, полученных при флотационном обогащении руд, и электрорафинирование черного металла. Тем не менее, данный процесс не подходит для переработки значительных запасов бедных халькопиритовых руд, для которых гидрометаллургическое извлечение меди посредством кучного выще-

лечения является более приемлемым способом переработки [1]. Сравнение пирометаллургического и гидрометаллургического способов переработки бедных халькопиритовых руд с точки зрения экономики процесса говорит о существенном преимуществе гидрометаллургии [2].

Первичные медно-порфиновые руды Малмыжского месторождения характеризуются низким содержанием меди (0,4%), основным минералом-носителем меди является халькопирит, однако данное месторождение имеет огромные запасы (1,3 млрд т руды). Учитывая указанные факторы, выполнение исследований перколяционного выщелачивания, моделирующего кучное, на бедных упорных рудах Малмыжского месторождения является актуальной задачей.

На выщелачивание халькопирита преимущественно влияет фактор времени; плотность орошения, интенсивность подвода кислоты к поверхности и минерала и высота перколяционной колонны не оказывали существенного влияния. Данный факт свидетельствует о том, что кучное выщелачивание халькопирита в большей степени лимитируется диффузионными процессами, соответственно, скоростью химических реакций, чем скоростью подвода реагентов к разделу фаз гетерогенной системы. Можно предположить, что штабели кучного выщелачивания для халькопиритсодержащих руд могут быть высокими без потери в извлечении меди [3]. Также следует отметить, что гранулирование с добавлением  $H_2SO_4$  позволяет сократить продолжительность выщелачивания и получить более концентрированные по меди растворы [4].

При переработке медно-порфиновых руд особое внимание должно быть уделено минералогическому составу нерудных минералов [5]. Карбонатные минералы, магний и железо в составе руды

существенно повышают расход серной кислоты на выщелачивание [1]. По оценкам некоторых исследователей, до 80% расхода рабочих растворов приходится на взаимодействие с породными минералами и только 20% идут непосредственно на выщелачивание меди. Картирование распределения минералов в штабеле выщелачивания является важной задачей, с решением которой способны справиться технологии гиперспектральной съемки (дистанционного зондирования) [6].

В то время как окисленные медные минералы могут извлекаться выщелачиванием при более мягких условиях [7–8], сульфидные минералы меди являются более упорными и требуют более жестких условий выщелачивания — использования дополнительных окислителей (сульфата железа) [9] или применения биовыщелачивания [10–12]. Методы скоростного кучного активационного выщелачивания также способны повысить эффективность извлечения ценных компонентов из бедных и забалансовых руд [13].

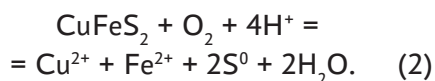
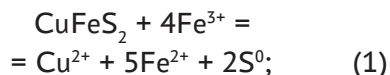
В роли окислителя, влияющего на кинетику извлечения меди, кроме ионов трехвалентного железа может выступать пероксид водорода. Особенно эффективно сочетание этих окислителей, при взаимодействии которых в растворе при определенном pH продуцируется гидроксил-радикал (реакция Фентона). В случае выщелачивания руды, носителем меди в которой является халькопирит, применение комбинации кислоты и ионов железа обеспечивает 35% извлечения меди. Применение же пероксида водорода в комбинации с кислотой обеспечивает извлечение меди, превышающее 80%, что свидетельствует о целесообразности добавления в рабочие растворы пероксида водорода в качестве окислителя [14]. При исследовании выщелачивания медно-кобальтовой руды

с использованием смесей серной кислоты и перекиси водорода было обнаружено, что без перекиси водорода максимальное извлечение меди составило ~80%. Введение перекиси водорода (0,008 – 0,042 М) увеличивало извлечение меди до ~90% [15].

Указанные исследования подтверждают, что смесь серной кислоты с пероксидом водорода обладает сильными окислительными свойствами. Переход металлов в растворенное состояние с применением смеси серной кислоты и пероксида водорода основан на их окислении пероксидом водорода и последующем переходе в раствор образовавшегося сульфатного комплекса [16].

Окисление и растворение халькопирита в сульфатно-хлоридном растворе в присутствии кислорода происходит стадийно с промежуточным образованием элементарной серы и сульфатов. Скорость растворения лимитируется скоростью пленочной диффузии. Кинетика и механизм азотно-кислотного окисления сульфидов меди и железа в гидротермальных условиях свидетельствуют, что халькопирит растворяется через образование борнита, затем сульфата меди и железа. Концентрация кислоты для всех минералов (халькопирит, халькозин и борнит) существенного влияния не оказывает, а степень растворения зависит от концентрации трехвалентного железа и температуры. По данным рентгеноструктурного анализа, в новообразованиях фиксируется смесь следующих составляющих:  $\text{FeSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$ ;  $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ ;  $\text{CuS}$  на фоне исходного халькопирита, структура которого очень устойчива к реакционным воздействиям [17 – 18]. Одним из перспективных направлений интенсификации добычи металлов, является воздействие на рудную массу электрических токов различного рода и частоты с целью изменения ее состояния [19].

Исследованиями Пекинской лаборатории биогидрометаллургии установлено, что стандартно принятый механизм растворения халькопирита [20], описываемый уравнениями (1) и (2), не в полной мере отражает процессы, протекающие при выщелачивании данного минерала:



Было установлено, что элементарная сера образуется на исследуемых пробах, но не препятствует протеканию химической реакции растворения минерала в серной кислоте. Наравне с образованием серы на поверхности халькопирита руды порфирирового типа обнаружено соединение, описываемое химической формулой  $(\text{Cu}, \text{Fe})_{12}\text{As}_4\text{S}_{13}$ . Данное соединение может обуславливать пассивацию поверхности и низкую скорость выщелачивания халькопирита порфирирового типа.  $(\text{Cu}, \text{Fe})_{12}\text{As}_4\text{S}_{13}$  представляет собой полисульфидное соединение [20].

Технология хлоридного выщелачивания меди из сульфидных руд *Cuprochlor* позволяет достигнуть извлечения выше 70% (по сравнению с технологией сернокислотного выщелачивания, при которой извлечение не превышает 50 – 55%).

На основании данных об эффективности извлечения благородных металлов активными соединениями хлора из золотомедных руд и интенсивном растворении меди при применении серной кислоты совместно с пероксидными соединениями эффективным представляется исследование комбинированных хлоридно-сернокисотно-пероксидных реагентных схем, обеспечивающих выщелачивание как меди, так и благородных металлов.

Наиболее перспективными методами предварительного окисления сульфидных

руд, в том числе медь- и золотосодержащих является использование активных форм кислорода-озона [21], атомарного, а также его радикальных и ион-радикальных соединений с водородом, начиная с перекиси водорода. Единственной причиной, по которой до сих пор эти методы не нашли промышленного применения, является значительная стоимость производства таких окислителей, обусловленная высокими энергозатратами и рекомбинацией значительной части озона в обычный 2-атомарный кислород до ввода газа в выщелачивающий раствор или рудную пульпу.

Поэтому поиск путей синтеза высокоактивных кислородсодержащих окислителей, в том числе в сочетании с другими методами обработки медь- и золотосодержащих сульфидных руд и полученных из них концентратов, является важной научно-технической проблемой [22 – 23].

Кроме перекиси водорода, являющейся достаточно дорогостоящим реагентом, для повышения эффективности кучного выщелачивания не только меди и золота, но и многих других ценных компонентов руд, упорных для стандартных реагентных схем, могут быть использованы и другие, так называемые активные формы кислорода: озон и атомарная аллотропные формы, а также его ион-радикал и радикальные соединения кислорода и водорода (диоксид водорода, гидроксил-радикал и др.). Данные соединения формируются в результате последовательной электрохимической и фотохимической обработки водного раствора реагентов. Выщелачивание активными растворами, подготовленными фотоэлектрохимической обработкой, цветных металлов, содержащихся в сульфидных и сульфосолевых (сульфосольных) минералах первичных и смешанных руд, позволяет, в том числе и в кучном варианте, обеспечить их извлечение, со-

поставимое с таковым для классических схем флотационного обогащения — гидрореметаллургической переработки.

### Материалы и методы

Минералогическим анализом в пробах первичных руд Малмыжского месторождения выявлены халькопирит, пирит, борнит, ковеллин, халькозин, отмечается присутствие магнетита, сфалерита, молибденита. Главными рудными минералами являются халькопирит и пирит. Формы выделения этих минералов агрегатные, с тесным взаимным прорастанием и вкрапленные. Основным медным минералом является халькопирит.

Исходное содержание золота в руде диорит-порфиритового типа — 0,5 г/т, серебра — 1 г/т, меди — 0,37%, железа — 4,83% [24].

Перколяционное выщелачивание кусковых проб достоверно имитирует процессы кучного и подземного выщелачивания руд. Масса навески — 5 кг, крупность материала — 20 мм. Масса пробы для исследований определена из эмпирической формулы Ричардса:

$$q = 0,06 * d^2, \quad (3)$$

где  $q$  — масса пробы, кг;  $d$  — максимальный диаметр куска руды, мм.

В данном случае масса пробы должна быть 24 кг. Фактическая масса геологической пробы, предоставленной предприятием, была 30 кг, согласно практике исследований, возможно уменьшение массы навески в 4–5 раз, поэтому проба была разделена на навески массой по 5 кг. Лабораторный перколятор изготовлен из химически инертного пластика и имеет цилиндрическую форму. Крупность материала и размер лабораторного перколятора исключают влияние «пристеночного эффекта». Необходимо, чтобы диаметр перколятора был в 4–5 раз больше, чем максимальный размер куска загружаемой руды.

Моделирование процесса кислотного выщелачивания в малых лабораторных колоннах подтвердило свою эффективность и хорошую сходимость с укрупненными перколяционными колоннами [25].

В эксперименте применялся пульсационно-статический гидродинамический режим орошения (по проф. МГРИ Л.И. Луневу), т.е. после орошения осуществлялось выстаивание с последующим сливом. В течение эксперимента фиксировались рН и Eh продуктивных растворов. Продуктивные растворы (сливы перколяционной колонны) анализировались методом атомно-адсорбционной спектроскопии на содержание меди, железа, золота и серебра. Помимо контроля выхода металлов при каждом орошении, дающего информацию по динамике их извлечения, выполнялось определение содержания металлов в кеках выщелачивания, позволяющее произвести подсчет итогового извлечения.

Параллельно проводился «контрольный» эксперимент, в котором руда орошалась раствором серной кислоты, равной по концентрации раствору, применяемому в исследуемом реагентом режиме (10 г/л), но не подвергшейся активации. В данном эксперименте контролировались остаточные содержания металлов в кеках выщелачивания на момент, когда было достигнуто удовлетворительное извлечение целевого компонента в жидкую фазу в основном эксперименте.

Основным контролируемым фактором, влияющим на показатель выщелачивания меди, был реагентный режим выщелачивания (периодичность подачи рабочих растворов различных реагентов).

Как известно, скорость выщелачивания полезного компонента из дробленой руды лимитируется диффузионной стадией массообменных процессов, протекающих в поровом пространстве рудных отдельностей и в меньшей степени

на их внешней поверхности. Конвективная стадия процесса выщелачивания в основном определяется коэффициентом фильтрации рабочего раствора, разницей концентраций компонента в подвижной части формируемого продуктивного раствора и его внешней пленочной фазе, а также скоростью молекулярной диффузии полезного компонента из поровой жидкости, заключенной в порах и мелких трещинах куска руды, к его поверхности, контактирующей с выщелачивающим раствором [26].

В данном исследовании была протестирована хлоридно-сернокислотная схема с сернокислотно-нитритным предокислением. Диффузионное предокисление выполнялось орошением руды электрофотоактивированным сернокислотно-пероксидным раствором (50 г/л + 3 г/л соответственно) в течение 3 сут. Диффузионные процессы включают проникновение реагента во внутреннее пространство пор и трещин кусков руды и перемещение продуктов реакций между компонентами минеральной фазы и реагентами в обратном направлении: из поровых растворов в объем несвязанной, подвижной жидкой фазы. Диффузия реагента и отвод продуктов реакции происходит за счет разности концентраций как во внутривпоровом пространстве, так и на поверхности рудного куска.

Электрофотоактивация рабочего раствора осуществляется на первом этапе с применением электролиза (параметры электрического тока: напряжение на электродном блоке 15 В, рабочий ток 8 А). На втором этапе фотоактивация осуществляется УФ-облучением с основной рабочей длиной волны 273 нм продолжительностью 5 мин/л. При этом в обрабатываемом растворе формируется группа надперекисных соединений, которые при последующем взаимодействии с введенным в него нитритом натрия в кислотной среде образуют пероксонитрит



(ONOOH<sup>\*</sup>), являющийся сильным окислителем. Кроме того, при взаимодействии с хлоридами это соединение образует хлорнитрозил, являющийся окислителем и комплексообразователем для меди и золота.

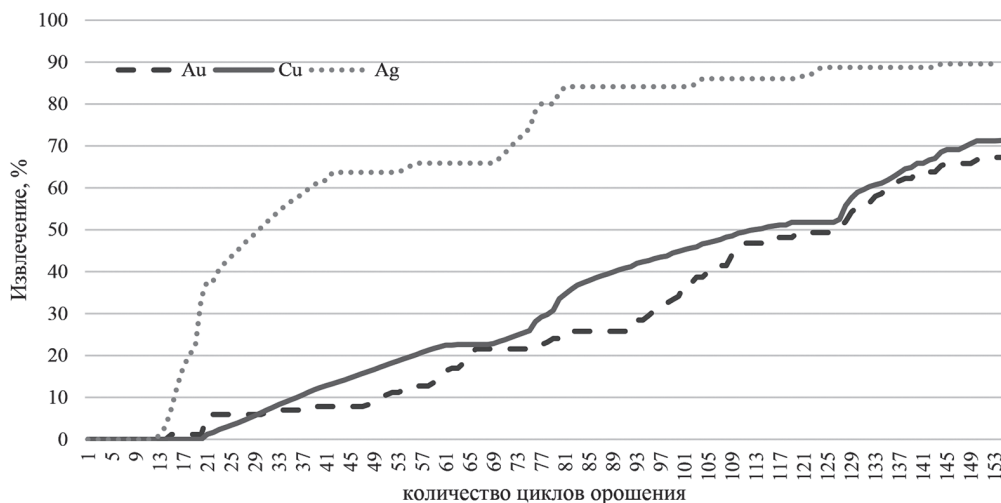
Орошение навески пробы полученным активированным раствором серной кислоты и нитрита натрия (10 г/л + 3 г/л) (сливы 2 – 12) осуществлялось на первом этапе. На последующем этапе выщелачивание производилось активным гипохлоритно-хлоридным раствором, готовившимся посредством электрофотохимической обработки хлорида натрия с кондиционированием рН соляной кислотой, которое после сливов продуктивных растворов чередовалось с закислением сернокислотным раствором (концентрацией 10 г/л). Периодически выполнялась аэрация выщелачиваемого материала кислородом воздуха. При возникновении кольматации и плохой фильтрации растворов производится обесшламливание (отмывка от класса –0,5 мм). На конечном этапе реализуется сернокислотное выщелачивание.

## Результаты и обсуждение

Сернокислотно-нитритное (H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> + NaNO<sub>2</sub>) преокисление и орошение запустило выход меди в продуктивный раствор (рост концентрации с 8 до 84 ppm). Последующее выщелачивание активированным гипохлоритно-хлоридным раствором обеспечило выход в раствор от 220 до 450 ppm в сливах. Дальнейший переход на орошение сернокислотным раствором (сливы 57 – 67) существенно снизил выход меди в продуктивный раствор с 300 до 35 ppm.

Последующее возобновление применения активационного хлоридного выщелачивания вновь увеличило выход меди до концентрации в продуктивном растворе ≈350 ppm, но в процессе дальнейшего выщелачивания с 69 по 125 слив стало наблюдаться постепенное снижение выхода меди в раствор до 40 ppm.

На рисунке представлена динамика извлечения меди, золота и серебра в продуктивный раствор по хлоридно-сернокислотной схеме с сернокислотно-нитритным преокислением. Извлечение рассчитывается согласно значениям со-



Динамика извлечения меди и золота в продуктивный раствор по хлоридно-сернокислотной схеме с сернокислотно-нитритным преокислением

*Dynamics of copper and gold recovery to the pregnant solution (chloride-sulfuric acid leaching with sulfuric acid-nitrite pre-oxidation)*

держания золота и меди в исходной руде и выходу в продуктивный раствор, определяемым методом атомно-абсорбционной спектроскопии (ААС).

На первом этапе выщелачивания, на котором применялся реагент, несмотря на наличие в растворе нитритов и образующихся при их гидратации нитратов являющийся комплексообразователем для серебра, не наблюдался его выход в продуктивный раствор. При последующем выщелачивании руды активными хлоридными растворами образуются комбинированные (в первую очередь нитрозильные) и/или хлоридные комплексы серебра, переходящие в продуктивный раствор. При этом после интенсивного выхода в раствор серебра на начальном этапе на графике отчетливо видны несколько продолжительных по времени участков выхода на «плато», когда практически не наблюдается прирост его извлечения. Аналогично, несколько продолжительных участков плато наблюдается и для золота, но динамика извлечения его, в отличие от серебра, характеризуется наличием первого участка «плато» уже на начальном этапе выщелачивания.

Извлечение меди в продуктивный раствор, в отличие от серебра и золота, характеризуется чередованием периодов ее активного выхода в раствор и периодов существенного замедления его прироста. Можно выделить только два выраженных непродолжительных (относительно серебра и золота) участка выхода на «плато». Первое такое «плато» наблюдается на сливах 61 – 67 и, как отмечалось выше, было обусловлено переходом с использования активных хлоридных комплексов на серноокислотные. При установлении такого плато анализом текущих данных по извлечению меди было оперативно принято решение об ускоренном переходе на обработку руды активированным хлоридно-гипохлоритным

раствором, что позволило интенсифицировать процесс растворения медьсодержащих минералов. Второе «плато» наблюдалось со слива 119. Причем на 126 сливе наблюдалась коагуляция пробы и плохая фильтруемость рабочих растворов. Было выполнено обесшламливание пробы (слив 130, отмывка от класса –0,5 мм). Также было проведено орошение рудного материала активным гипохлоритно-хлоридным раствором. После обесшламливания и обработки серноокисотно-нитритной смесью, как видно на графике, наблюдается скачкообразный выход меди в продуктивный раствор (755 ppm).

Дальнейшее орошение минеральной массы активными хлоридными растворами чередовалось с орошением активным раствором  $H_2SO_4 + NaNO_2$ .

Конечный этап серноокислотного выщелачивания также характеризуется снижением выхода меди в жидкую фазу с 17 до 2 ppm (сливы 147 – 154).

Изменение реагентного режима на более частое чередование орошения раствором серной кислоты и нитрита натрия и орошения активным хлоридным раствором ( $Cl^-$ ) также позволило интенсифицировать процессы выщелачивания и повысить извлечение меди в продуктивный раствор. Итоговое извлечение золота при активационном выщелачивании составляет 67%; также было извлечено 71% меди и 89,6% серебра.

По результатам «контрольного» эксперимента, включающего также 154-кратное орошение раствором серной кислоты (10 г/л), достигнуто 19,5% извлечения меди. Золото и серебро не переходят в продуктивный раствор, так как серная кислота не является комплексообразователем для этих благородных металлов.

### **Выводы**

В результате выполненных исследований доказано, что упорные бедные



медно-порфиновые руды месторождения Малмыж могут перерабатываться методом кучного выщелачивания. Относительно низкая скорость выщелачивания меди из первичной руды связаны с низкой окисленностью медных минералов и ассоциированностью основной массы меди с халькопиритом, упорным к выщелачиванию.

Для интенсификации окислительных процессов применялись электрофотоак-

тивированные серноокислотно-нитритные растворы. Последующее применение комбинированной хлоридно-серноокислотной схемы выщелачивания с циклическим орошением руды активированными растворами позволило извлечь 67% золота; также было извлечено 71% меди и 89,6% серебра.

Технологические исследования и химический анализ выполнены на базе ЦКП «ЦИМС» ХФИЦ ДВО РАН.

### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Nikoloski A. N., O'Malley G. P.* The acidic ferric sulfate leaching of primary copper sulfides under recycle solution conditions observed in heap leaching. Part 1. Effect of standard conditions // *Hydrometallurgy*. 2018, vol. 178, pp. 231 – 239. DOI: 10.1016/j.hydromet.2018.05.006.

2. *Mokmeli M., Torabi Parizi M.* Low-grade chalcopryrite ore, heap leaching or smelting recovery route? // *Hydrometallurgy*. 2022, vol. 211, article 105885. DOI: 10.1016/j.hydromet.2022.105885.

3. *Lizama H. M.* Processing of chalcopryrite ore by heap leaching and flotation // *International Journal of Mineral Processing*. 2017, vol. 168, pp. 55 – 67. DOI: 10.1016/j.minpro.2017.09.009.

4. *Томина В. Н., Хренников А. А., Лебедь А. Б., Набойченко С. С.* Кучное выщелачивание меди из руды месторождения «Волковское» // *Известия высших учебных заведений. Цветная металлургия*. – 2010. – № 4. – С. 3–6.

5. *Chetty D.* Acid-gangue interactions in heap leach operations: a review of the role of mineralogy for predicting ore behavior // *Minerals*. 2018, vol. 8, no. 2, 47. DOI: 10.3390/min8020047.

6. *He J., DuPlessis L., Barton I.* Heap leach pad mapping with drone-based hyperspectral remote sensing at the Safford Copper Mine, Arizona // *Hydrometallurgy*. 2022, vol. 211, article 105872. DOI: 10.1016/j.hydromet.2022.105872.

7. *Sekisov A., Rasskazova A.* Assessment of the possibility of hydrometallurgical processing of low-grade ores in the oxidation zone of the Malmyzh Cu-Au porphyry deposit // *Minerals*. 2021, vol. 11, no. 1, pp. 1 – 11. DOI: 10.3390/min11010069.

8. *Rasskazova A. V., Sekisov A. G., Kirilchuk M. S., Vasyanov Y. A.* Stage-activation leaching of oxidized copper – gold ore: theory and technology // *Eurasian Mining*. 2020, no. 1, pp. 52 – 55. DOI: 10.17580/em.2020.01.10.

9. *Thomas M.* Understanding gangue acid consumption in copper sulfide heap leaching: Predicting the impact of carbonates, silicates and secondary precipitates // *Minerals Engineering*. 2021, vol. 171, article 107090. DOI: 10.1016/j.mineng.2021.107090.

10. *Yavari M., Ebrahimi S., Aghazadeh V., Ghashghaee M.* Intensified bioleaching of copper from chalcopryrite: decoupling and optimization of the chemical stage // *Iranian Journal of Chemistry & Chemical Engineering-International English Edition*. 2020, vol. 39, no. 5, pp. 343 – 352. DOI: 10.30492/IJCCE.2019.35866.

11. *Левенец О. О.* Кучное биовыщелачивание для извлечения ценных компонентов из бедных сульфидных медно-никелевых руд // *Горный информационно-аналитический бюллетень*. – 2018. – № S57. – С. 185 – 191. DOI: 10.25018/0236-1493-2018-12-57-185-191.

12. *Хайнасова Т. С.* Бактериально-химические способы переработки руд // *Горный информационно-аналитический бюллетень*. – 2018. – № S57. – С. 192 – 197. DOI: 10.25018/0236-1493-2018-12-57-192-197.

13. *Рубцов Ю. И., Авдеев П. Б., Черкасов В. Г., Лавров А. Ю.* Основные принципы скоростного активированного кучного выщелачивания золота // *Горный информационно-*

аналитический бюллетень. — 2021. — № 3-1. — С. 88–98. DOI: 10.25018/0236\_1493\_2021\_31\_0\_88.

14. Wu J., Ahn J., Lee J. Comparative leaching study on conicalcrite and chalcopryrite under different leaching systems // *Korean Journal of Metals and Materials*. 2019, vol. 57, no. 4, pp. 245–250. DOI: 10.3365/KJMM.2019.57.4.245.

15. Seo S. Y., Choi W. S., Kim M. J., Tran T. Leaching of a Cu-Co ore from Congo using sulphuric acid hydrogen peroxide leachants // *Journal of Mining and Metallurgy, Section B: Metallurgy*. 2013, vol. 49, no. 1, pp. 1–7. DOI: 10.2298/JMMB120103035S.

16. Ahn J. H., Kim P. D., Hwang S. C., Seo J. Y., Lee S. J., Ogawa Y., Ida J., Sasaki Y., Nagai T., Otsu T. Electrolyzed sulfuric acid application in semiconductor cleaning processes: An advanced substitution of SPM cleaning // *ECS Transactions*. 2017, vol. 77, no. 5, pp. 207–212.

17. Бейсембаев Б. Б., Кунаев А. М., Кенжалиев Б. К. Теория и практика кучного выщелачивания меди. — Алматы: Гылым, 1998. — 348 с.

18. Халезов Б. Д. Кучное выщелачивание медных и медно-цинковых руд. — Екатеринбург: РИО УрО РАН, 2013. — 332 с.

19. Кондратьев Ю. И., Ушакова С. М., Алкацев М. И., Сошкин С. В. Влияние способа ввода тока в рудную массу на показатели процесса кучного электрохимического выщелачивания // *Горный информационно-аналитический бюллетень*. — 2018. — № S25. — С. 42–51. DOI: 10.25018/0236-1493-2018-6-25-42-51.

20. Bai J., Wen J.-K., Huang S.-T., Wu B. Chemical leaching mechanism of chalcopryrite with difference mineralization // *Rare Metals*. 2013, vol. 32, no. 1, pp. 63–66. DOI: 10.1007/s12598-013-0004-6.


21. Крылова Л. Н. Эффективность применения озона для извлечения металлов из минерального сырья // *Известия вузов. Цветная металлургия*. — 2022. — № 28(2). — С. 4–15. DOI: 10.17073/0021-3438-2022-2-4-15.

22. Секисов А. Г., Лавров А. Ю., Рассказова А. В. Фотохимические и электрохимические процессы в геотехнологии. — Чита: Изд-во ЗабГУ, 2019. — 306 с.

23. Абен Е. Х., Рустемов С. Т., Бахмагамбетова Г. Б., Ахметханов Д. Повышение извлечения металла на основе активации выщелачивающего раствора // *Горный информационно-аналитический бюллетень*. — 2019. — № 12. — С. 169–179. DOI: 10.25018/0236-1493-2019-12-0-169-179.

24. Рассказова А. В., Конарева Т. Г., Соболев А. А., Кирильчук М. С., Лаврик А. В. Тестирование упорных золото медных руд с использованием метода активационного перколяционного выщелачивания // *Проблемы недропользования*. — 2020. — № 2 (25). — С. 90–95. DOI: 10.25635/2313-1586.2020.02.090.

25. Bennett C. R., McBride D., Gebhardt J. E. A comprehensive model for copper sulphide heap leaching: Part 1 Basic formulation and validation through column test simulation // *Hydrometallurgy*. 2012, vol. 127–128, pp. 150–161. DOI: 10.1016/j.hydromet.2012.08.004.

26. Дементьев Е. В., Дружинина Г. Я., Гудков С. С. Кучное выщелачивание золота и серебра. — Иркутск: Изд-во ОАО «Иргиредмет», 2004. — 352 с. 

## REFERENCES

1. Nikoloski A. N., O'Malley G. P. The acidic ferric sulfate leaching of primary copper sulfides under recycle solution conditions observed in heap leaching. Part 1. Effect of standard conditions. *Hydrometallurgy*. 2018, vol. 178, pp. 231–239. DOI: 10.1016/j.hydromet.2018.05.006.

2. Mokmeli M., Torabi Parizi M. Low-grade chalcopryrite ore, heap leaching or smelting recovery route? *Hydrometallurgy*. 2022, vol. 211, article 105885. DOI: 10.1016/j.hydromet.2022.105885.

3. Lizama H. M. Processing of chalcopryrite ore by heap leaching and flotation. *International Journal of Mineral Processing*. 2017, vol. 168, pp. 55–67. DOI: 10.1016/j.minpro.2017.09.009.

4. Tomina V. N., Khrennikov A. A., Lebed' A. B., Naboychenko S. S. Heap leaching of copper from the ore of the Volkovskoye deposit. *Izvestiya Vuzov. Tsvetnaya Metallurgiya*. 2010, no. 4, pp. 3 – 6. [In Russ].

5. Chetty D. Acid-gangue interactions in heap leach operations: a review of the role of mineralogy for predicting ore behavior. *Minerals*. 2018, vol. 8, no. 2, 47. DOI: 10.3390/min8020047.

6. He J., DuPlessis L., Barton I. Heap leach pad mapping with drone-based hyperspectral remote sensing at the Safford Copper Mine, Arizona. *Hydrometallurgy*. 2022, vol. 211, article 105872. DOI: 10.1016/j.hydromet.2022.105872.

7. Sekisov A., Rasskazova A. Assessment of the possibility of hydrometallurgical processing of low-grade ores in the oxidation zone of the Malmyzh Cu-Au porphyry deposit. *Minerals*. 2021, vol. 11, no. 1, pp. 1 – 11. DOI: 10.3390/min11010069.

8. Rasskazova A. V., Sekisov A. G., Kirilchuk M. S., Vasyanov Y. A. Stage-activation leaching of oxidized copper – gold ore: theory and technology. *Eurasian Mining*. 2020, no. 1, pp. 52 – 55. DOI: 10.17580/em.2020.01.10.

9. Thomas M. Understanding gangue acid consumption in copper sulfide heap leaching: Predicting the impact of carbonates, silicates and secondary precipitates. *Minerals Engineering*. 2021, vol. 171, article 107090. DOI: 10.1016/j.mineng.2021.107090.

10. Yavari M., Ebrahimi S., Aghazadeh V., Ghashghaee M. Intensified bioleaching of copper from chalcopyrite: decoupling and optimization of the chemical stage. *Iranian Journal of Chemistry & Chemical Engineering-International English Edition*. 2020, vol. 39, no. 5, pp. 343 – 352. DOI: 10.30492/IJCCE.2019.35866.

11. Levenets O. O. Heap bioleaching for the extraction of valuable components from low-grade sulfide copper-nickel ores. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2018, no. S57, pp. 185 – 191. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236-1493-2018-12-57-185-191.

12. Khainasova T. S. Bacterial and chemical methods of ore processing. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2018, no. S57, pp. 192 – 197. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236-1493-2018-12-57-192-197.

13. Rubtsov Yu. I., Avdeev P. B., Cherkasov V. G., Lavrov A. Yu. Basic principles of high-speed activated heap leaching of gold. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2021, no. 3-1, pp. 88 – 98. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236\_1493\_2021\_31\_0\_88.

14. Wu J., Ahn J., Lee J. Comparative leaching study on conicalcrite and chalcopyrite under different leaching systems. *Korean Journal of Metals and Materials*. 2019, vol. 57, no. 4, pp. 245 – 250. DOI: 10.3365/KJMM.2019.57.4.245.

15. Seo S. Y., Choi W. S., Kim M. J., Tran T. Leaching of a Cu-Co ore from Congo using sulphuric acid hydrogen peroxide leachants. *Journal of Mining and Metallurgy, Section B: Metallurgy*. 2013, vol. 49, no. 1, pp. 1 – 7. DOI: 10.2298/JMMB120103035S.

16. Ahn J. H., Kim P. D., Hwang S. C., Seo J. Y., Lee S. J., Ogawa Y., Ida J., Sasaki Y., Nagai T., Otsu T. Electrolyzed sulfuric acid application in semiconductor cleaning processes: An advanced substitution of SPM cleaning. *ECS Transactions*. 2017, vol. 77, no. 5, pp. 207 – 212.

17. Beysembaev B. B., Kunaev A. M., Kenzhaliev B. K. *Teoriya i praktika kuchnogo vyshchelachivaniya medi* [Theory and practice of heap leaching of copper], Almaty, Gylym, 1998, 348 p.

18. Khalezov B. D. *Kuchnoe vyshchelachivanie mednykh i medno-tsinkovykh rud* [Heap leaching of copper and copper-zinc ores], Ekaterinburg, RIO UrO RAN, 2013, 332 p.

19. Kondratiev Yu. I., Ushakova S. M., Alkatsev M. I., Soshkin S. V. Influence of the method of introducing of current into the ore mass on the performance of the heap electrochemical leaching process. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2018, no. S25, pp. 42 – 51. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236-1493-2018-6-25-42-51.

20. Bai J., Wen J.-K., Huang S.-T., Wu B. Chemical leaching mechanism of chalcopyrite with difference mineralization. *Rare Metals*. 2013, vol. 32, no. 1, pp. 63 – 66. DOI: 10.1007/s12598-013-0004-6.

21. Krylova L. N. Efficiency of ozone application for extraction of metals from mineral raw materials. *Izvestiya Vuzov. Tsvetnaya Metallurgiya*. 2022, no. 28(2), pp. 4 – 15. [In Russ]. DOI: 10.17073/0021-3438-2022-2-4-15.

22. Sekisov A. G., Lavrov A. Yu., Rasskazova A. V. *Fotokhimicheskie i elektrokhimicheskie protsessy v geotekhnologii* [Photochemical and electrochemical processes in geotechnology], Chita: Izd-vo ZabGU, 2019, 306 p.

23. Aben E. Kh., Rustemov S. T., Bakhmagambetova G. B., Akhmetkhanov D. Enhancement of metal recovery by activation of leaching solution. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2019, no. 12, pp. 169–179. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236-1493-2019-12-0-169-179.

24. Rasskazova A. V., Konareva T. G., Sobolev A. A., Kirilchuk M. S., Lavrik A. V. Testing of refractory gold-copper ores using the method of activation percolation leaching. *Problems of Subsoil Use.* 2020, no. 2 (25), pp. 90–95. [In Russ]. DOI: 10.25635/2313-1586.2020.02.090.

25. Bennett C. R., McBride D., Gebhardt J. E. A comprehensive model for copper sulphide heap leaching: Part 1 Basic formulation and validation through column test simulation. *Hydrometallurgy.* 2012, vol. 127–128, pp. 150–161. DOI: 10.1016/j.hydromet.2012.08.004.

26. Dement'ev E. V., Druzhinina G. Ya., Gudkov S. S. *Kuchnoe vyshchelachivanie zolota i serebra* [Heap leaching of gold and silver], Irkutsk, Izd-vo OAO «Irgiredmet», 2004. 352 p.

## ИНФОРМАЦИЯ ОБ АВТОРАХ

*Рассказова Анна Вадимовна*<sup>1</sup> — канд. техн. наук,  
ведущий научный сотрудник,  
e-mail: annbot87@mail.ru,

ORCID ID: 0000-0002-6998-8120,

*Секисов Артур Геннадиевич*<sup>1</sup> — д-р техн. наук,  
заместитель директора, e-mail: sekisovag@mail.ru,

ORCID ID: 0000-0001-5780-6150,

*Бурдонов Александр Евгеньевич* — канд. техн. наук,  
доцент, e-mail: burdonov@istu.edu,

Иркутский национальный исследовательский  
технический университет,

ORCID ID: 0000-0001-5298-445X,

<sup>1</sup> Институт горного дела ДВО РАН.

**Для контактов:** Рассказова А.В., e-mail: annbot87@mail.ru.

## INFORMATION ABOUT THE AUTHORS

*A.V. Rasskazova*<sup>1</sup>, Cand. Sci. (Eng.),  
Leading Researcher, e-mail: annbot87@mail.ru,

ORCID ID: 0000-0002-6998-8120,

*A.G. Sekisov*<sup>1</sup>, Dr. Sci. (Eng.), Deputy Director,  
e-mail: sekisovag@mail.ru,

ORCID ID: 0000-0001-5780-6150,

*A.E. Burdonov*, Cand. Sci. (Eng.), Assistant Professor,  
e-mail: burdonov@istu.edu,

Irkutsk National Research Technical University,  
664074, Irkutsk, Russia,

ORCID ID: 0000-0001-5298-445X,

<sup>1</sup> Institute of Mining, Far Eastern Branch  
of the Russian Academy of Sciences,

680000, Khabarovsk, Russia.

**Corresponding author:** A.V. Rasskazova, e-mail: annbot87@mail.ru.

Получена редакцией 26.05.2022; получена после рецензии 14.11.2022; принята к печати 10.12.2022.

Received by the editors 26.05.2022; received after the review 14.11.2022; accepted for printing 10.12.2022.