

АЗОТНОКИСЛОТНО-НИТРИТНОЕ ОКИСЛЕНИЕ МЕДНО-ПОРФИРОВЫХ РУД С ПОСЛЕДУЮЩИМ АКТИВАЦИОННЫМ ХЛОРИДНО- СЕРНОКИСЛОТНЫМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕМ МЕДИ И БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ

А.В. Рассказова¹, А.Г. Секисов¹, М.И. Рассказов¹

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

Аннотация: Месторождение Малмыж – перспективное медное месторождение мирового класса, расположенное в Нанайском районе Хабаровского края. В 2024–2025 гг. на нем планируется построить горно-обогатительный комбинат мощностью 90 млн т руды в год. Основной технологией будет флотация, но для переработки некоторых типов и сортов руд может быть использовано кучное выщелачивание. При отработке нижних горизонтов может использоваться и подземное блочное выщелачивание. На Малмыжском месторождении по вертикали выделяют три зоны: окисленных, смешанных и первичных сульфидных руд. Первичные руды месторождения различаются по текстурно-структурным особенностям и минеральному составу, что обуславливает различия в их технологических свойствах, но поскольку основная часть меди в них связана с халькопиритом, характеризующимся упорностью к выщелачиванию, необходимо решить вопрос по выбору его схемы, режимов и параметров, обеспечивающих эффективное растворение халькопирита. Проведены исследования перколяционного выщелачивания первичных руд активированными растворами комбинированного состава. Электрохимическую и электрофотохимическую активацию выщелачивающих растворов проводили как перед пропиткой руды для ее окисления и начального выщелачивания, так и непосредственно перед процессом ее орошения. Общее извлечение меди составляет 78%; это высокий результат, учитывая упорность первичных руд месторождения. Таким образом, доказана принципиальная возможность переработки первичных медно-порфировых руд с низким содержанием меди и золота с применением технологии кучного и подземного блочного выщелачивания.

Ключевые слова: медная руда, бедная руда, первичные руды, бесцианидное выщелачивание, активационное выщелачивание, перколяционное 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. Химический анализ и технологические исследования выполнены на базе ЦКП «ЦИМС» ХФИЦ ДВО РАН.

Для цитирования: Рассказова А. В., Секисов А. Г., Рассказов М. И. Азотнокислотно-нитритное окисление медно-порфировых руд с последующим активационным хлоридно-сернокислотным выщелачиванием меди и благородных металлов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2023. – № 9. – С. 130–140. DOI: 10.25018/0236_1493_2023_9_0_130.

Nitrate–nitrite–nitric oxidation of porphyry copper ore with subsequent activated sulfuric acid-and chloride leaching of copper and noble metals

A.V. Rasskazova¹, A.G. Sekisov¹, M.I. Rasskazov¹

Mining Institute, Far Eastern branch of Russian Academy of Sciences, Khabarovsk, Russia, e-mail: annbot87@mail.ru

Abstract: Malmyzh is a world-class and promising copper deposit in the Nanai district in the Khabarovsk Krai. The 2024–25 work schedule includes construction of a processing plant with an annual capacity of 90 Mt at the deposit. The main processing technology will be flotation, and heap leaching can be used for some ore types and grades. Deep-level mining may include in-situ leaching. Vertically, Malmyzh deposit contains three distinct zones of oxidized, complex and primary sulfide ore. Primary ore features different texture, structure and mineral composition, which conditions the difference in the process properties of the ore. Copper in this ore is mainly associated with chalcopyrite which resists leaching, and it is required to select flow chart, modes and parameters of leaching such that ensure effective dissolution of chalcopyrite. The percolation leaching tests of primary ore with activated compound solutions were carried out. Electrochemical and electrophotochemical activation of the leach solutions was implemented both before soaking of ore, for its oxidation and initial leaching, and directly prior to sprinkling. The total copper recovery is 78%, and this is a high result given the leaching resistance of primary ore. In this manner, processability of primary porphyry copper ore with low copper and gold content using the heap and in-situ leaching approaches has been proved.

Key words: copper ore, low-grade ore, primary ore, cyanide-free leaching, activated leaching, percolation leaching.

Acknowledgements: The studies used the equipment of the Scientific Evidence Storage and Processing Share Center supported by the Ministry of Science and Higher Education of the Russian Federation under Contract No. 075-15-2021-663. The chemical analysis and in-process tests were carried out at the Mineral Research Share Center of the Far East Branch of the Russian Academy of Sciences.

For citation: Rasskazova A. V., Sekisov A. G., Rasskazov M. I. Nitrate–nitrite–nitric oxidation of porphyry copper ore with subsequent activated sulfuric acid-and chloride leaching of copper and noble metals. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2023;(9):130-140. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236_1493_2023_9_0_130.

Введение

Технология кучного выщелачивания эффективно применяется для медных руд. Медь более эффективно выщелачивается из окисленных руд с применением растворов серной кислоты. Возможна переработка указанными методами сульфидных руд, причем вторичные сульфиды

переходят в продуктивный раствор легче, чем первичные. Для выщелачивания таких минералов — носителей меди, как халькопирит, необходимо его предварительное окисление специальным комплексом реагентов. Кучным выщелачиванием перерабатывают все типы медных руд, но чаще всего окисленные и

смешанные сравнительно легко выщелачиваемые руды, содержащие 0,1–3% масс. меди [1].

Объект — золотомедная руда месторождения Малмыж, содержащая 0,3% меди. Основной медный минерал — халькопирит, который, как упоминалось выше, отличается упорностью к окислительным процессам и последующим процессам выщелачивания.

Халькопирит традиционно перерабатывается пирометаллургическим путем. Данный подход включает тонкое измельчение и флотационное обогащение медной руды. Далее флотационный концентрат подвергается обжигу, конвертированию и электролитическому рафинированию. При данном подходе неизбежны высокие капитальные затраты на строительство и оснащение обогатительной фабрики и цехов металлургической переработки. По некоторым оценкам, капитальные затраты на строительство пирометаллургического завода в 10 раз выше по сравнению с гидрометаллургическим. Низкая адаптивная способность комбинированной флотационно-пирометаллургической схемы переработки руд предъявляет жесткие требования к качеству товарных флотационных концентратов. Экономическая целесообразность процесса обогащения определяется текущими и капитальными вложениями, а также прибылью, полученной от продажи конечного продукта.

Для принятия итогового решения о рациональной схеме переработки руд необходимо учитывать как технологические, так и экономические факторы, актуальные для текущей рыночной ситуации.

Проблема переработки тонковкрапленных медно-порфириновых руд также заключается в том, что извлечение целевого компонента в концентрат в ряде случаев недостаточно высоко. Отрицательным последствием применения фло-

тационной технологии является большой объем хвостохранилищ [2].

Обогащение руд, содержащих благородные и цветные металлы, осложняется тем, что при извлечении цветных металлов возникают сложности с извлечением золота. Известь, Na_2S и цианид, применяемые при флотации сульфидов меди, подавляют флотационные свойства золота. Золото крупностью менее 20 мкм и золото в сростках в большинстве случаев не флотируется и остается в камерном продукте флотации.

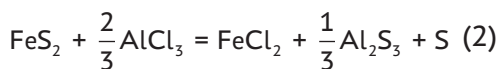
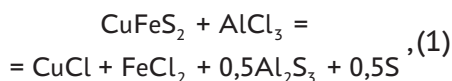
Гидрометаллургическая переработка составляет около 20% от общего производства меди, большая часть которой приходится на кучное выщелачивание. Бедные руды перерабатываются методом кучного выщелачивания, агитационное выщелачивание применяется для более богатых окисленных и сульфидных руд [3]. Большинство медных минералов склонны к выщелачиванию при обычных условиях; считается, что исключением является халькопирит (CuFeS_2), упорный к условиям перколяционного выщелачивания [4]. К примеру, при бактериальном выщелачивании халькопирита >50% извлечения было достигнуто через 16 месяцев [5]. Для различных промышленно-генетических типов руд необходима разработка оптимальных схем и режимов выщелачивания [6]. В некоторых случаях совместная пиро- и гидрометаллургическая схемы позволяют значительно повысить как комплексность использования сырья, так и экономическую эффективность процесса [7].

Использование процесса выщелачивания меди и сопутствующего ей золота из медно-порфириновых сульфидных руд достаточно широко используется после их первичного обогащения, т.е. из флотоконцентратов, поскольку при прямом агитационном выщелачивании таких руд расход серной кислоты составляет от 80 до 130 кг/т руды, что связано, в первую

очередь, с ее непродуктивным взаимодействием с нерудными минералами. Полученные концентраты готовят к выщелачиванию, используя автоклавное окисление или обжиг. Выщелачивание меди из сульфидных руд, сложенных такими медьсодержащими минералами, как ковеллин и борнит, возможно с использованием бактериального окисления [8, 9].

Метод кучного выщелачивания безусловно эффективен в отношении окисленных медных руд [10 – 13], также возможно эффективное извлечение меди из смешанных руд [14]. Разработка технологических решений извлечения меди из первичных медных руд методом выщелачивания является чрезвычайно актуальной задачей. Диффузионное предокисление является важным этапом подготовки таких руд к кучному выщелачиванию [15].

Кроме сернокислотного, существует метод альтернативного выщелачивания медного концентрата гипохлоритом натрия с целью селективного извлечения золота и серебра. Прямое гипохлоритное выщелачивание позволяет извлечь 42,7 и 45% золота и серебра соответственно. Введение стадии предварительного автоклавного окисления позволили селективно извлечь 90% золота и 92,5% серебра из медного концентрата [16]. Также гидрометаллургическое извлечение меди из огарков возможно с применением раствора смеси хлоридов $ZnCl_2-NH_4Cl$ [17]. Хлорирующий обжиг переводит оксиды или сульфиды цветных металлов в водорастворимые соединения. Возможные реакции с $AlCl_3$ представлены следующими уравнениями [18]:



Преимуществом данных реагентных схем выщелачивания является параллельное извлечение благородных металлов наравне с медью.

Материалы и методы

В Малмыжском месторождении меди мирового класса, разведанном в 2006 г., среднее содержание меди составляет 0,34% при ее запасах 8,32 млн т, запасы золота составляют 347 т. Золотомедная минерализация локализована в порфировых штоках диоритового состава и вмещающих их ороговикованных песчаниках и алевролитах. Как и для большинства формационных аналогов, для Малмыжского медно-порфирового месторождения характерно наличие трех выраженных зон оруденения по вертикали: зона окисления, зона смешанных руд, зона первичных руд. Зона первичных руд представлена преимущественно в различной степени метасоматизированными диорит-порфирами (диорит-порфирами) с преимущественно вкрапленным, тонковкрапленным, прожилково-вкрапленным и жильным эпигенетическим оруденением. Встречаются также брекчиевые руды. Основным медьсодержащим минералом в первичных рудах является халькопирит, существенно подчиненное значение имеет борнит. В целом сульфиды кроме халькопирита и пирита (содержание которого доходит до 3%) представлены в незначительном количестве сфалеритом и галенитом, в том числе серебросодержащим [19].

Месторождения таких формационно-генетических типов меднозолоторудных месторождений, в отличие от собственно золоторудных месторождений, характеризуются сложно извлекаемыми формами нахождения золота и иногда сопутствующих ему платиноидов в минералах-концентраторах [20]. Можно считать, что в месторождениях комплексных руд основная часть золота, серебра

и платиноидов находится в инкапсулированной (микронной, субмикронной, наноразмерной), микроминеральной (теллуриды, природные сплавы) и дисперсной, химически связанной форме, в том числе кластерной.

По данным атомно-адсорбционного анализа, в исследуемых пробах содержится 0,5 г/т Au, 1 г/т Ag, 0,37% Cu, 4,83% Fe.

В связи с тем, что минерал — носитель меди халькопирит недостаточно эффективно окисляется и растворяется в стандартном растворителе — серной кислоте, была исследована комбинированная реагентная схема. Комбинированная реагентная схема включает этап предварительного окисления растворами на основе азотной кислоты.

В рамках последующего эксперимента, описание и результаты которого приводятся в данной статье, была протестирована хлоридно-серноокислотная схема с преокислением. Серная кислота — традиционный реагент для выщелачивания меди. Хлоридно-гипохлоритные растворы являются комплексообразователями для благородных металлов. Таким образом, комбинированная реагентная схема позволяет извлекать в продуктивный раствор как благородные, так и цветные металлы (медь), обеспечивая комплексность переработки минерального сырья. Ряд компонентов обладают окислительными свойствами, что влияет на минеральный состав обрабатываемой руды. После предварительного окисления первичной медной руды выполнялось орошение минеральной массы активным хлоридным раствором, при повышении показателя pH сливов руда орошалась раствором серной кислоты. Выполнение эксперимента можно описать следующими стадиями:

1. обработка минеральной массы нитритно-пероксидным раствором в течение трех дней;

2. продолжение окислительной обработки руды раствором азотной кислоты (10 мл/л) и нитрита натрия (3 г/л) (10 сут);

3. орошение и выщелачивание меди, золота и серебра активным хлоридным раствором;

4. обесшламливание (отмывка образовавшихся вследствие хемогенной деструкции руды тонких классов –0,5 мм);

5. дополнительное окисление продувкой руды кислородом воздуха с применением компрессора;

6. доизвлечение меди раствором серной кислоты и нитрита натрия. Воздействие серноокислотно-нитритного раствора на минеральную матрицу последовательно сменяется орошением хлоридно-гипохлоритным реагентом, который является комплексообразователем не только для меди, но и для благородных металлов, входящих в состав исходной руды (золота и серебра).

Методика приготовления активных рабочих растворов

Активный хлоридный раствор

Приготовление 20 г/л раствора NaCl и его охлаждение (10 °С), электролиз раствора в течение 45 мин с последующим воздействием УФ-облучения (7 мин). Определение параметров: содержание активного хлора производится титрованием тиосульфатом натрия; pH и Eh определяются на лабораторном иономере.

Серноокислотно-пероксидный раствор

Концентрация серной кислоты 1 г/л, продолжительность электролиза 15 мин/л, затем в электроактивированный раствор серной кислоты вводились 10 мл концентрированной серной кислоты и перекись водорода (32%) в количестве 1,5 г/л. После этого полученный раствор подвергался фотоактивации (5 мин/л).

Азотнокисло-пероксидный раствор

Концентрация азотной кислоты 1 г/л, продолжительность электролиза 15 мин/л,

затем в электроактивированный раствор азотной кислоты вводился раствор концентрированной азотной кислоты (10 мл). После этого полученный раствор подвергался фотоактивации (5 мин/л).

Результаты исследований и их обсуждение

Процессы окислительной обработки минеральной массы инициировали растворение минералов — носителей меди. Концентрация меди в продуктивном растворе достигла 200 ppm. Выщелачивание меди, золота и серебра активным хлоридным раствором обеспечивает концентрацию меди в продуктивном растворе в районе 450 ppm. Содержание меди в продуктивных растворах при последующих орошениях уменьшалось вплоть до 20 ppm.

Через 4 месяца с начала проведения эксперимента, как следствие разрушения минеральных зерен под действием рабочих растворов химических реагентов, происходит коагуляция рудного слоя, забивание межзеренного пространства тонкой фракцией, вследствие чего рабочие растворы не проходят через слой руды. Также параллельно наблюдалось

неуклонное снижение содержания меди в продуктивном растворе вплоть до 20 ppm. Было выполнено обесшламливание руды (отмывка класса $-0,5$ мм). Также было проведено насыщение слоя рудного материала кислородом воздуха посредством его аэрации. После указанных действий наблюдалось резкое повышение содержания меди в сливах. Эксперимент продолжался до стабильного снижения содержания меди в продуктивном растворе до значения 24 ppm. Общая продолжительность эксперимента составила 145 сливов, с учетом циклов орошения и проветривания минеральной массы продолжительность эксперимента составила 12 месяцев.

Динамика извлечения меди, золота и серебра в продуктивный раствор представлена на рис. 1.

Достигнуто итоговое 78%-е извлечение меди при извлечении золота 82% и извлечении серебра, равном 94%. Как видно, извлечение меди и серебра, рассчитанное по соотношению жидкое/твердое исходное, хорошо совпадает с расчетом извлечения по балансу твердых фаз. Данный эксперимент доказывает принципиальную возможность извлечения меди,

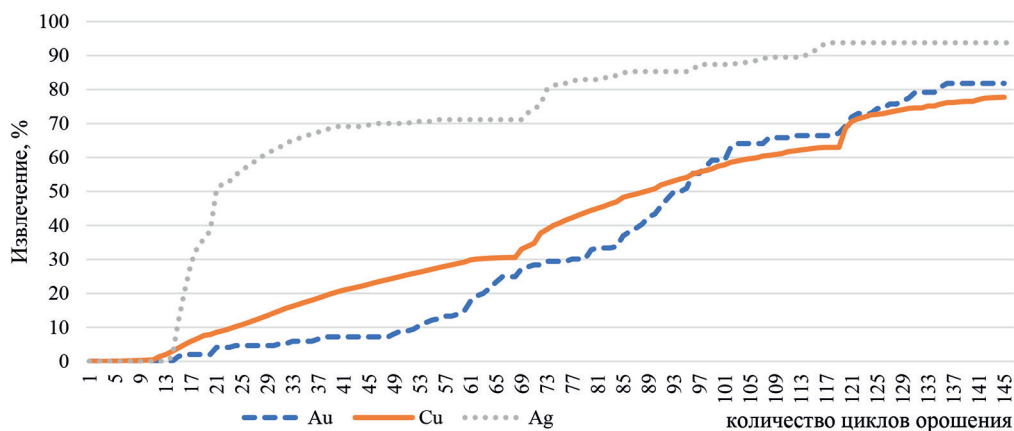


Рис. 1. Динамика извлечения меди в продуктивный раствор по хлоридно-сернохлорной схеме с азотнокисло-нитритным предокислением

Fig. 1. Dynamics of copper recovery to pregnant solution (nitric acid-nitrite pre-oxidation and chloride-sulfuric acid leaching solution)

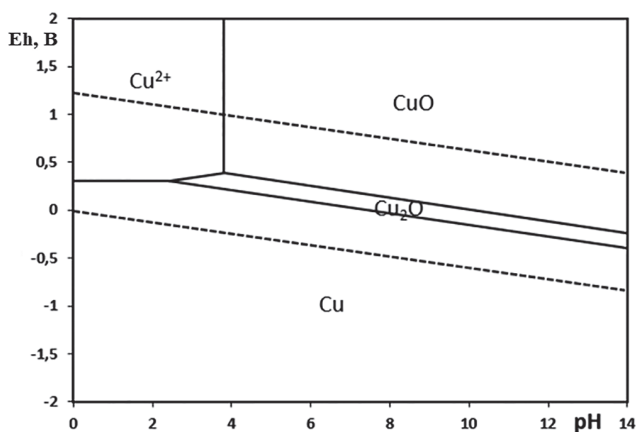
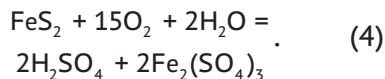
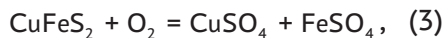


Рис. 2. Диаграмма Пурбэ для системы $\text{Cu-H}_2\text{O}$ (при 298 К; 0,07 М Cu) [21]

Fig. 2. Pourbaix Diagrams for $\text{Cu-H}_2\text{O}$ (298 K; 0.07 m of Cu) [21]

серебра и золота кучным выщелачиванием из бедных первичных руд Малмыжского месторождения при их дроблении до $-5, -7$ мм.

Согласно диаграмме Пурбэ, отражающей термодинамически устойчивые формы нахождения меди в водной среде (рис. 2) в зависимости от кислотности среды (pH) и величины окислительно-восстановительного потенциала (Eh), медь находится в растворимом состоянии в кислой среде при интервале $\text{pH} = 0 - 4$ и $\text{Eh} = 0,3 - 2$ В. В результате запуска процессов окисления сульфидных минералов (преимущественно халькопирита и пирита) протекают следующие реакции:



Получающиеся в приведенных реакциях сульфаты — легкорастворимые соединения. Из формул видно, что все они являются солями сильной (серной) кислоты и слабых оснований, главным образом Cu и Fe, поэтому растворы имеют сильноокислую реакцию.

В результате гидролиза продуктов реакции, находящихся в водной среде, растворимые сульфатные окисленные соединения образуют слабо растворимые

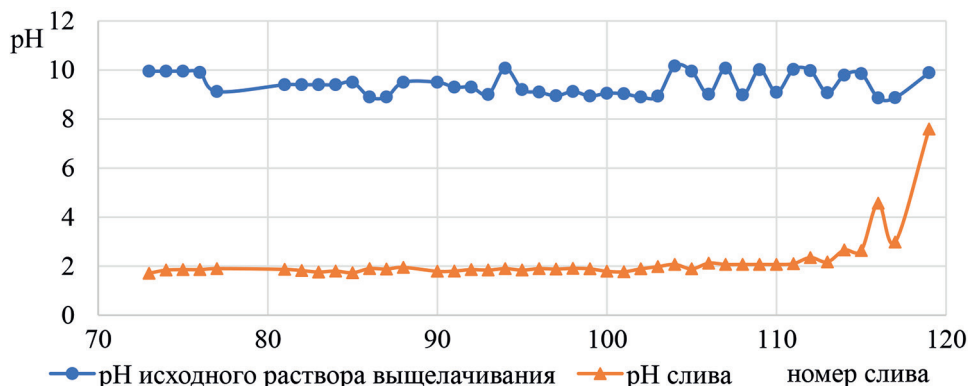


Рис. 3. Водородный показатель (pH) рабочих и продуктивных растворов (сливы 73–119)

Fig. 3. Hydrogen ion exponent (pH) of leaching and pregnant solutions (discharges 73–119)

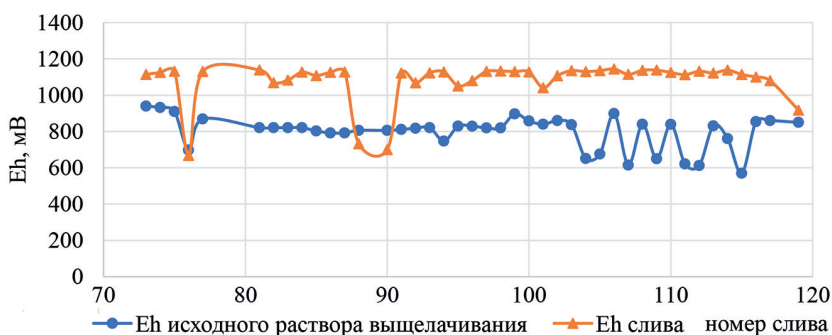


Рис. 4. Окислительно-восстановительный потенциал (Eh) рабочих и продуктивных растворов (сливы 73–119)

Fig. 4. Redox potential (Eh) of leaching and pregnant solutions (discharges 73–119)

основания меди и железа, сульфат-анион остается несвязанным, что приводит к образованию свободной серной кислоты, обуславливающей кислую реакцию среды.

Протекание процессов окисления сульфидных минералов в результате окислительного реагентного воздействия подтверждается данными рис. 3.

После окончания стадии преокисления произведен переход на орошение активированным хлоридно-гипохлоритным раствором, pH которого замерялся в каждом сливе. Как следует из графика (см. рис. 2), водородный показатель рабочего раствора выщелачивания находится в щелочной области (pH = 9–10). При контакте с золотомедной рудой водородный показатель слива снижался и переходил в кислотную область (средний показатель pH = 2).

Данные процессы происходят именно за счет образования серной кислоты в результате окисления сульфидных минералов.

Также выполнен анализ исходных окислительно-восстановительных потенциалов рабочих растворов выщелачивания и сливов, представляющих собой продуктивные растворы, содержащие медь (рис. 4).

В большинстве случаев происходит рост окислительно-восстановительного

потенциала рабочего раствора после его взаимодействия с рудой. Средние значения pH сливов продуктивных растворов – 2,14 – и окислительно-восстановительного потенциала 1 В соответствуют области растворимости соединений меди согласно диаграмме Пурбэ (pH = 0–4 и Eh = 0,3–2 В).

Таким образом, необходимо выполнять контроль показателей окислительно-восстановительного потенциала и значения водородного показателя в продуктивных растворах во избежание их перехода в результате реагентного воздействия в область образования нерастворимых соединений меди.

Выводы

В результате исследований выявлено, что технологическая схема с циклическим азотнокисло-нитритным преокислением первичных медно-порфириновых руд растворами, подготовленными в электрохимическом реакторе, и их последующим активационным хлоридным и сернокислотным выщелачиванием обеспечивает приемлемый уровень извлечения как меди (78%), так и сопутствующих ей золота (82%) и серебра (94%). Дальнейшие исследования будут направлены на установление оптимальных параметров и режимов технологических процессов этой схемы.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Халезов Б. Д. Кучное выщелачивание медных и медно-цинковых руд. — Екатеринбург: РИО УрО РАН, 2013. — 322 с.
2. Чмыхалова С. В., Морозова О. В. Моделирование процессов окисления и выщелачивания меди из минералов в складированных хвостах обогатительных фабрик // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2006. — № 5. — С. 160–164.
3. Рассказова А. В. Методы обогащения бедных золотомедных руд // Проблемы недропользования. — 2019. — № 2(21). — С. 122–129. DOI: 10.25635/2313-1586.2019.02.122.
4. Schlesinger M. E., Alvear Flores G. R. F. Extractive metallurgy of copper. 6th edition, chapter 14. Hydrometallurgical copper extraction: introduction and leaching. 2022, pp. 361–406. DOI: 10.1016/B978-0-12-821875-4.00003-1.
5. Lizama H. M. Processing of chalcopyrite 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.
6. Халезов Б. Д., Ватолин Н. А., Зеленин Е. А. Извлечение цветных и редких металлов из руд, концентратов и шлаков // Проблемы недропользования. — 2014. — № 2(2). — С. 197–212.
7. Халезов Б. Д. Способы переработки руд Удоканского месторождения // Metallurg. — 2014. — № 12. — С. 77–79.
8. Иодис В. А. Анализ способов кучного бактериально-химического выщелачивания сульфидных руд, содержащих тяжелые цветные металлы // Рациональное освоение недр. — 2021. — № 5. — С. 44–51.
9. Иодис В. А. Способы кучного биохимического выщелачивания сульфидных руд, содержащих Cu, Ni и другие ценные металлы // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2020. — № S46. — С. 112–119. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-12-46-112-119.
10. Халезов Б. Д., Ватолин Н. А., Неживых В. А., Тверяков А. Ю. Кучное выщелачивание меди на Коунрадском руднике // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2002. — № 7. — С. 209–217.
11. Секисов А. Г., Иванов В. В., Рассказова А. В., Игнатьев Е. К. Геохимические особенности руд зоны окисления медно-золоторудного месторождения Малмыж и результаты их геотехнологического тестирования // Горный журнал. — 2018. — № 10. — С. 30–35. DOI: 10.17580/gzh.2018.10.05.
12. 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.
13. Халезов Б. Д. Способы переработки руд Удоканского месторождения // Metallurg. — 2014. — № 12. — С. 77–79.
14. Халезов Б. Д., Неживых В. А. Кучное выщелачивание меди на Кальмакырском руднике Алмалыкского горно-металлургического комбината (АГМК) // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2004. — № 2. — С. 245–250.
15. Lu J., Dreisinger D., West-Sells P. Acid curing and agglomeration for heap leaching // Hydrometallurgy. 2017, vol. 167, pp. 30–35 DOI: 10.1016/j.hydromet.2016.10.019.
16. Puvvada G. V. K., Murthy D. S. R. Selective precious metals leaching from a chalcopyrite concentrate using chloride hypochlorite media // Hydrometallurgy. 2000, vol. 58, pp. 185–191. DOI: 10.1016/S0304-386X(00)00083-9.
17. Xia Z., Zhang X., Huang X. Hydrometallurgical stepwise recovery of copper and zinc from smelting slag of waste brass in ammonium chloride solution // Hydrometallurgy. 2020, vol. 197, article 105475. DOI: 10.1016/j.hydromet.2020.105475.
18. Cui F., Mu W., Zhai Y. The selective chlorination of nickel and copper from low-grade nickel-copper sulfide-oxide ore: Mechanism and kinetics // Separation and Purification Technology. 2020, vol. 239, article 116577. DOI: 10.1016/j.seppur.2020.116577.

19. 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.

20. Ханчук А. И., Гребенников А. В., Иванов В. В. Альб-сеноманские окраинно-континентальный орогенный пояс и магматическая провинция тихоокеанской Азии // *Тихоокеанская геология*. – 2019. – Т. 38. – № 3. – С. 4–29. DOI: 10.30911/0207-4028-2019-38-3-4-29.

21. Marín O. A., Ordóñez J. I., Gálvez E. D., Cisternas L. A. Pourbaix diagrams for copper ores processing with seawater // *Physicochemical Problems of Mineral Processing*. 2020, vol. 56, no. 4, pp. 625 – 640. DOI: 10.37190/ppmp/123407. 

REFERENCES

1. Khalezov B. D. *Kuchnoe vyshchelachivanie mednykh i medno-tsinkovykh rud* [Heap leaching of copper and copper-zinc ores], Ekaterinburg, RIO UrO RAN, 2013, 322 p.

2. Chmykhalova S. V., Morozova O. V. Modeling of processes of oxidation and leaching of copper from minerals in stockpiled tailings of concentrating plants. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2006, no. 5, pp. 160 – 164. [In Russ].

3. Rasskazova A. V. Methods of beneficiation of poor gold-copper ores. *Problems of Subsoil Use*. 2019, no. 2(21), pp. 122 – 129. [In Russ]. DOI: 10.25635/2313-1586.2019.02.122.

4. Schlesinger M. E., Alvear Flores G. R. F. *Extractive metallurgy of copper*. 6th edition, chapter 14. Hydrometallurgical copper extraction: introduction and leaching. 2022, pp. 361 – 406. DOI: 10.1016/B978-0-12-821875-4.00003-1.

5. Lizama H. M. Processing of chalcopyrite 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.

6. Khalezov B. D., Vatolin N. A., Zelenin E. A. Extraction of non-ferrous and rare metals from ores, concentrates and slags. *Problems of Subsoil Use*. 2014, no. 2(2), pp. 197 – 212. [In Russ].

7. Khalezov B. D. Methods for processing ores of the Udokan deposit. *Metallurg*. 2014, no. 12, pp. 77 – 79. [In Russ].

8. Iodis V. A. Analysis of methods of heap bacterial-chemical leaching of sulfide ores containing heavy non-ferrous metals. *Mineral mining & conservation*. 2021, no. 5, pp. 44 – 51. [In Russ].

9. Iodis V. A. Methods of heap biochemical leaching of sulfide ores containing Cu, Ni and other valuable metals. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2020, no. S46, pp. 112 – 119. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-12-46-112-119.

10. Khalezov B. D., Vatolin N. A., Nezhiviykh V. A., Tveryakov A. Yu. Heap leaching of copper at the Kounrad mine. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2002, no. 7, pp. 209 – 217. [In Russ].

11. Sekisov A. G., Ivanov V. V., Rasskazova A. V., Ignatiev E. K. Geochemical features of ores in the oxidation zone of the Malmyzh copper-gold deposit and the results of their geotechnological testing. *Gornyi Zhurnal*. 2018, no. 10, pp. 30 – 35. [In Russ]. DOI: 10.17580/gzh.2018.10.05.

12. 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.

13. Khalezov B. D. Methods for processing ores of the Udokan deposit. *Metallurg*. 2014, no. 12, pp. 77 – 79. [In Russ].

14. Khalezov B. D., Nezhiviykh V. A. Heap leaching of copper at the Kalmakyr mine of the Almalyk Mining and Metallurgical Combine (AGMK). *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2004, no. 2, pp. 245 – 250. [In Russ].

15. Lu J., Dreisinger D., West-Sells P. Acid curing and agglomeration for heap leaching. *Hydrometallurgy*. 2017, vol. 167, pp. 30 – 35 DOI: 10.1016/j.hydromet.2016.10.019.

16. Puvvada G. V. K., Murthy D. S. R. Selective precious metals leaching from a chalcopyrite concentrate using chloride hypochlorite media. *Hydrometallurgy*. 2000, vol. 58, pp. 185–191. DOI: 10.1016/S0304-386X(00)00083-9.

17. Xia Z., Zhang X., Huang X. Hydrometallurgical stepwise recovery of copper and zinc from smelting slag of waste brass in ammonium chloride solution. *Hydrometallurgy*. 2020, vol. 197, article 105475. DOI: 10.1016/j.hydromet.2020.105475.

18. Cui F., Mu W., Zhai Y. The selective chlorination of nickel and copper from low-grade nickel-copper sulfide-oxide ore: Mechanism and kinetics. *Separation and Purification Technology*. 2020, vol. 239, article 116577. DOI: 10.1016/j.seppur.2020.116577.

19. 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.

20. Khanchuk A. I., Grebennikov A. V., Ivanov V. V. Albion–Cenomanian orogenic belt and igneous province of Pacific Asia. *Russian Journal of Pacific Geology*. 2019, vol. 38, no. 3, pp. 4–29. [In Russ]. DOI: 10.30911/0207-4028-2019-38-3-4-29.

21. Marín O. A., Ordóñez J. I., Gálvez E. D., Cisternas L. A. Pourbaix diagrams for copper ores processing with seawater. *Physicochemical Problems of Mineral Processing*. 2020, vol. 56, no. 4, pp. 625–640. DOI: 10.37190/ppmp/123407.

ИНФОРМАЦИЯ ОБ АВТОРАХ

*Рассказова Анна Вадимовна*¹ — канд. техн. наук,
ведущий научный сотрудник,

e-mail: annbot87@mail.ru,

ORCID ID: 0000-0002-6998-8120,

*Секисов Артур Геннадиевич*¹ — д-р техн. наук,

заместитель директора, e-mail: sekisovag@mail.ru,

ORCID ID: 0000-0001-5780-6150,

*Рассказов Максим Игоревич*¹ — старший научный сотрудник,

e-mail: rasm.max@mail.ru,

ORCID ID: 0000-0002-9130-8072,

¹ Институт горного дела ДВО РАН.

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

INFORMATION ABOUT THE AUTHORS

*A.V. Rasskazova*¹, Cand. Sci. (Eng.),

Leading Researcher, e-mail: annbot87@mail.ru,

ORCID ID: 0000-0002-6998-8120,

*A.G. Sekisov*¹, Dr. Sci. (Eng.),

Deputy Director, e-mail: sekisovag@mail.ru,

ORCID ID: 0000-0001-5780-6150,

*M.I. Rasskazov*¹, Senior Researcher,

e-mail: rasm.max@mail.ru,

ORCID ID: 0000-0002-9130-8072,

¹ Mining Institute, Far Eastern branch of Russian Academy of Sciences,
Khabarovsk, 680000, Russia.

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

Получена редакцией 24.03.2023; получена после рецензии 13.06.2023; принята к печати 10.08.2023.

Received by the editors 24.03.2023; received after the review 13.06.2023; accepted for printing 10.08.2023.