

Н. К. ЖАППАР<sup>1,2\*</sup>, О. А. ТЕН<sup>1</sup>, Д. С. БАЛПАНОВ<sup>1</sup>, Р. Ш. ЕРКАСОВ<sup>2</sup>, А. А. БАКИБАЕВ<sup>3</sup>

<sup>1</sup> Научно-Аналитический Центр «Биомедпрепарат», Степногорск, Казахстан

<sup>2</sup> Евразийский национальный университет имени Л.Н. Гумилева, Астана, Казахстан

<sup>3</sup> Национальный исследовательский Томский государственный университет, Томск, Россия

\*e-mail: [nariman\\_zhappar@mail.ru](mailto:nariman_zhappar@mail.ru)

## БАКТЕРИАЛЬНОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ НИЗКОСОРТНОЙ МЕДНОЙ РУДЫ В ПЕРКОЛЯЦИОННЫХ КОЛОННАХ

Received: 22 May 2018 / Peer reviewed: 27 June 2018 / Accepted: 30 July 2018

**Резюме** В статье описаны результаты исследования по извлечению меди из бедных руд методом кучного биовыщелачивания. Используются руды месторождения Бенкала, представлены результаты их химического элементного анализа и химического фазового анализа на формы нахождения меди и железа в руде. Руды подвергались биовыщелачиванию хемолитотрофными бактериями, окисляющими соединения серы и железа. В работе были применены штаммы *Acidithiobacillus ferrooxidans* FT-24 и BF, *Acidithiobacillus thiooxidans* BS, *Acidithiobacillus ferrivorans* SU-8 и *Sulfobacillus thermosulfidooxidans* ST-12. Смоделирован процесс бактериального кучного выщелачивания низкосортной руды в перколяционных колоннах. Проведено сравнение эффективности сернокислотного и бактериального выщелачивания в перколяционных колоннах. При использовании стандартного сернокислотного выщелачивания выход меди составил 47 %, тогда как при бактериальном окислении – 86 % в течение 90 дней эксперимента. Представлены значения окислительно-восстановительного потенциала (ОВП) при стандартном сернокислотном и бактериальном выщелачивании медной руды, которые коррелируют с выходом меди. Значение ОВП при стандартном сернокислотном выщелачивании колебалось в диапазоне 330-360 мВ, при бактериальном выщелачивании значение ОВП значительно выше и составило 480-550 мВ благодаря высокому содержанию трехвалентного железа. Изучено также влияние органического реагента LIX 984N при концентрациях 50 мг/дм<sup>3</sup> и 250 мг/дм<sup>3</sup> на активность микроорганизмов при извлечении меди. Общее извлечение меди колебалось от 83 % без добавления реагента экстракции до 81 % с добавлением 250 мг/дм<sup>3</sup> реагента экстракции. Таким образом показано, что реагент экстракции незначительно влияет на рост микроорганизмов и извлечение меди. В результате исследований установлено, что использование бактериальной технологии обеспечивает более глубокую переработку медной руды благодаря окислению медных сульфидных минералов.

**Ключевые слова:** кучное выщелачивание, медь, хемолитотрофные бактерии, сернокислотное выщелачивание, бактериальное выщелачивание

**Введение.** Производство меди традиционными способами включает добычу медных руд с последующим измельчением для извлечения и концентрирования полезных ископаемых и извлечения меди пирометаллургической плавкой. Основным недостатком плавки является выделение газа – двуокиси серы (SO<sub>2</sub>), который является источником образования кислотных дождей. Современные плавильные печи захватывают большую часть SO<sub>2</sub>, который используется для производства серной кислоты. Однако все более строгие законодательные ограничения на выбросы SO<sub>2</sub> в окружающую среду стимулировали интерес к гидрометаллургическим процессам, в которых сульфид превращается в элементную серу или сульфат. К ним относятся хлоридное выщелачивание, аммиачное выщелачивание,

автоклавное выщелачивание и биологическое выщелачивание [1, 2]. Одним из преимуществ биологического выщелачивания является потенциально меньшие капитальные и эксплуатационные расходы, которые становятся все более важными по мере снижения качества руд [2].

Кучное и отвальное биологическое выщелачивание, как правило, являются наиболее приемлемыми технологиями для переработки низкосортных вторичных медных сульфидных руд и, в гораздо меньшей степени, первичных медных сульфидов, таких, как халькопирит.

В последние десятилетия бактериальное кучное выщелачивание низкосортных медных руд успешно применяется для извлечения меди из вторичных сульфидных минералов по всему миру [3].

Биологическое выщелачивание – это бактериальное каталитическое растворение металлов из сульфидных минералов [4]. Основными бактериями в процессах биологического выщелачивания являются *Acidithiobacillus ferrooxidans*, которые живут в кислых средах, получая энергию для роста от окисления восстановленных соединений серы и железа [5].

Цель данной работы – моделирование процесса кучного выщелачивания в перколяционных колоннах, а также сравнение эффективности сернокислотного и бактериального выщелачивания медной руды.

**Экспериментальная часть.** *Объекты исследования:* медные руды месторождения Бенкала и хемолитотрофные бактерии, окисляющие соединения серы и железа: *Acidithiobacillus ferrivorans*, *Acidithiobacillus ferrooxidans*, *Acidithiobacillus thiooxidans* и *Sulfobacillus thermosulfidooxidans*. Процесс выщелачивания медной руды проводили в перколяционных колоннах.

*Бактерии и условия культивирования.* В работе были использованы штаммы ранее выделенные из руд месторождений Казахстана: мезофильные штаммы *At. ferrooxidans* FT-24, *At. ferrooxidans* BF, *At. thiooxidans* BS; психротолерантный штамм *At. ferrivorans* SU-8 и умеренно-термофильный штамм *S. thermosulfidooxidans* ST-12 [6, 7]. Штаммы депонированы в Центральном музее микроорганизмов РГП «Республиканская коллекция микроорганизмов» КН МОН РК. С учетом резко континентального климата, большим периодом низких температур и саморазогрева в ядре кучи в результате окисления сульфидных минералов (температура может достигать 50 °С и более) был составлен консорциум, содержащий вышеуказанные штаммы в равных количественных соотношениях. Таким образом, при попадании на кучи микроорганизмы будут перераспределяться по температурному градиенту согласно температурным оптимумам роста. Тем самым можно ожидать увеличения активного периода выщелачивания в году и интенсификации самого процесса. Также рядом исследователей показано, что использование консорциума ацидофильных бактерий в процессах биовыщелачивания более эффективно по сравнению с использованием чистой культуры [8, 9]. Для культивирования железоокисляющих бактерий использовали среду 9К [10], содержащую, г/дм<sup>3</sup>: (NH<sub>4</sub>)<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> – 3,0,

K<sub>2</sub>HPO<sub>4</sub> – 0,5, MgSO<sub>4</sub> × 7H<sub>2</sub>O – 0,5, KCl – 0,1 и FeSO<sub>4</sub> × 7H<sub>2</sub>O – 44,2. Культивирование *Sulfobacillus thermosulfidooxidans* проводили на среде 9К с добавлением дрожжевого экстракта в количестве 0,02 %. Для культивирования сероокисляющих бактерий использовали среду Ваксмана, г/дм<sup>3</sup>: (NH<sub>4</sub>)<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> – 0,3; KH<sub>2</sub>PO<sub>4</sub> – 3,0; CaCl<sub>2</sub> × 6H<sub>2</sub>O – 0,25; MgSO<sub>4</sub> × 7H<sub>2</sub>O – 0,5; FeSO<sub>4</sub> × 7H<sub>2</sub>O – 0,01; Сера – 10,0. Культуры инкубировали в колбах Эрленмейера при 28 °С и 200 об/мин.

*Сравнение эффективности сернокислотного и бактериального выщелачивания в колоннах.* Образцы рудного материала в количестве 5 кг предварительно агломерировали с добавлением серной кислоты в качестве связующего агента, после чего окомкованную руду размером –10 мм помещали в перколяционные колонны высотой 1 м и диаметром 0,1 м. Первую колонну орошали по традиционной технологии – раствором с концентрацией серной кислоты 8 г/дм<sup>3</sup>. Вторую колонну орошали бактериально-химическим раствором – консорциумом микроорганизмов с титром клеток 10<sup>7</sup> кл/мл, содержание Fe<sup>3+</sup> 3,5 г/дм<sup>3</sup> и серной кислоты 8 г/дм<sup>3</sup>. Плотность орошения колонн – 6 дм<sup>3</sup>/м<sup>2</sup>.ч. На рисунке 1 представлен стенд перколяционных колонн.



Рисунок 1 – Стенд перколяционных колонн

*Изучение влияния органических веществ на активность микроорганизмов при извлечении меди.* Для экспериментов образцы руды предварительно измельчали до  $-72$  мкм. В колбы вносили 90 мл питательной среды 9К с добавлением дрожжевого экстракта, 10 г медной руды и 10 мл консорциума микроорганизмов с и без добавления реагента экстракции. Концентрацию реагента LIX 984N в водном растворе установили  $50 \text{ мг/дм}^3$  и  $250 \text{ мг/дм}^3$ . Колбы инкубировали на качалках при  $28 \text{ }^\circ\text{C}$  и 200 об/мин.

*Аналитические методы.* Величину pH исследуемых растворов определяли с помощью профессионального многоканального pH-метра Mettler Toledo SevenMulti-A; окислительно-восстановительный потенциал (ОВП) – с помощью универсального иономера ЭВ-74 с Pt электродом.

Концентрацию серной кислоты в растворах определяли титрованием 10 мл образца  $0,05 \text{ N}$  раствором NaOH, в качестве индикатора использовали фенолфталеин [11].

Концентрацию ионов  $\text{Fe}^{3+}$  и  $\text{Fe}^{2+}$  в жидкой фазе определяли спектрофотометрическим

методом на колориметре фотоэлектрическом концентрационном КФК-2 [12].

Содержание металлов в растворах и твердых образцах определяли методом атомной абсорбции на спектрометре «Квант-2АТ» и атомно-эмиссионной спектроскопии на спектрометре iCAP 7200 ICP-OES Analyzer, Thermo Scientific [12]. Химический фазовый анализ на формы нахождения меди и железа в руде были проведены в лаборатории технологических испытаний минералогического сырья «ВНИИЦВЕТМЕТ».

**Результаты и их обсуждение.** Руды месторождения Бенкала относятся к глинистым породам с преобладанием глинозёма. По данным минералогического анализа основными медными минералами являются (в порядке убывания): халькозин, ковеллин, халькопирит, хризоколла, тенорит. Отмечены другие рудные минералы: пирит, гётит и др. Результаты многоэлементного химического анализа представлены в таблице 1, фазового анализа на формы нахождения меди – в таблице 2 и фазового анализа на формы нахождения железа – в таблице 3.

Таблица 1 – Результаты многоэлементного химического анализа медной руды

Определяемый элемент, %							Определяемый элемент, г/т	
Cu	Fe	K	Na	Cl	S общ	S сульфат	Au	Ag
$0,71 \pm 0,02$	$4,96 \pm 0,15$	$1,50 \pm 0,01$	$1,08 \pm 0,01$	$0,13 \pm 0,01$	$4,42 \pm 0,21$	$0,23 \pm 0,01$	$0,20 \pm 0,01$	$3,00 \pm 0,02$

Таблица 2 – Результаты химического фазового анализа на формы нахождения меди в руде

Формы нахождения меди	Содержание, %	
	абс.	отн.
Кислородсодержащие соединения (малахит, хризоколла и др.)	0,07	8,90
Вторичные сульфиды (ковеллин, халькозин и др.)	0,50	63,30
Первичные сульфиды (халькопирит)	0,22	27,80
Суммарное содержание	0,79	100

Таблица 3 – Результаты химического фазового анализа на формы нахождения железа в руде

Формы нахождения железа	Содержание, %	
	абс.	отн.
Кислородсодержащие соединения (гематит, гидроксиды железа, сидерит и др.)	1,29	26,50
Сульфидные формы (пирит, пирротин, борнит и др.)	3,58	73,50
Суммарное содержание	4,87	100

Среднее содержание меди в руде составляет 0,71 %, основным медьсодержащим минералом является халькозин.

*Сравнение эффективности сернокислотного и бактериального выщелачивания в колоннах.* При стандартной технологии кучного выщелачивания медных руд используют сернокислые растворы, которые просачиваясь через слой руды растворяют из нее медь, в результате чего образуется медьсодержащий раствор [13, 14].

При бактериальном выщелачивании растворение меди протекает благодаря окислению

сульфидных минералов ионами трехвалентного железа, наличие которых в выщелачивающем растворе поддерживается ацидофильными хемолитотрофными микроорганизмами [15].

Уже в начале эксперимента при бактериальном выщелачивании с использованием консорциума микроорганизмов извлечение меди было больше, чем при сернокислотном (рисунок 2). Так, на вторые сутки эксперимента выход меди составил 25 и 12,5 %, соответственно.

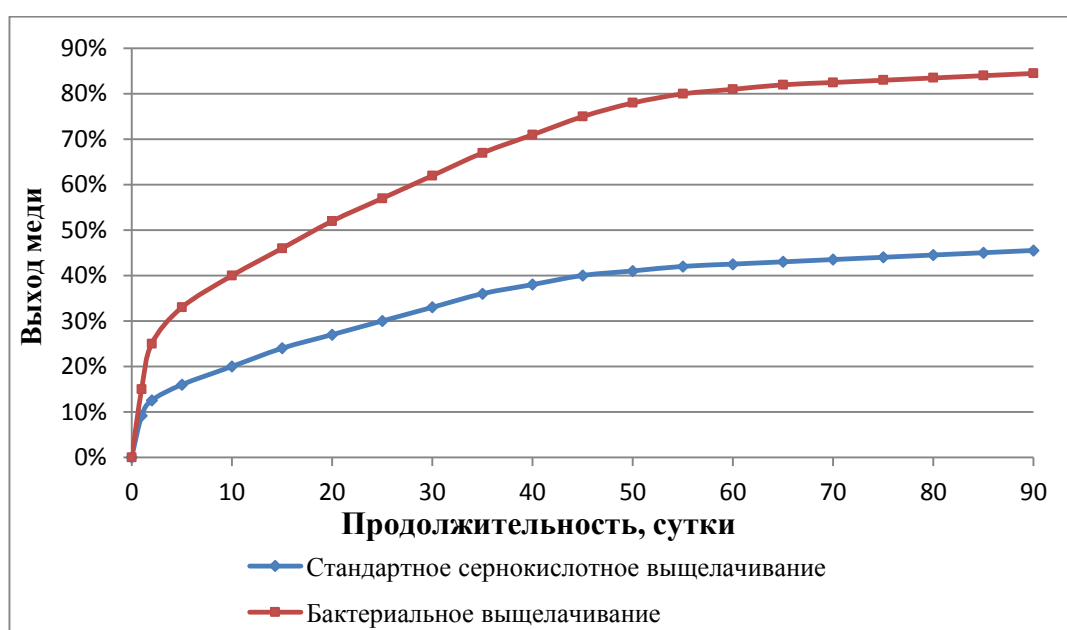


Рисунок 2 – Динамика выщелачивания меди

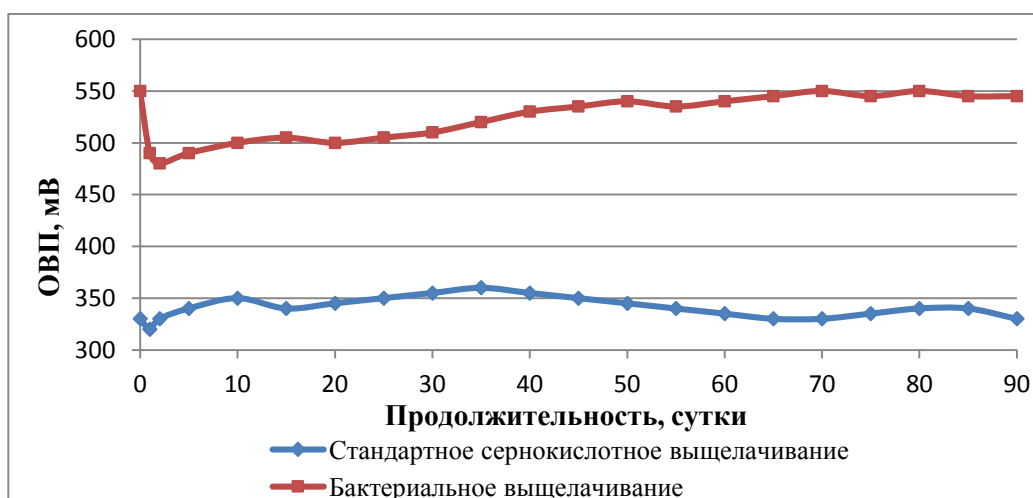


Рисунок 3 – ОВП выщелачивающего раствора

За 90 суток эксперимента в колоннах при использовании стандартного сернокислотного выщелачивания выход меди составил 47 %, тогда как при бактериальном окислении выход меди составил 86 %.

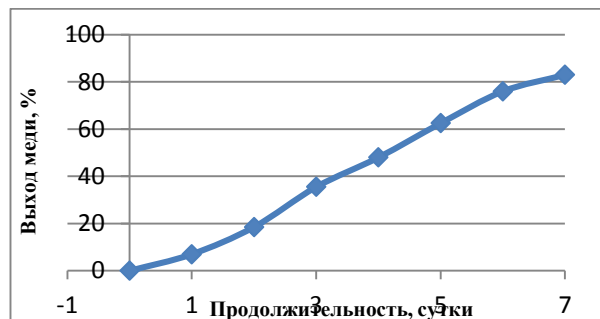
Данные по ОВП выщелачивающего раствора, представленные на рисунке 3, коррелируют с выходом меди.

Значение ОВП при стандартном сернокислотном выщелачивании колебалось в диапазоне 330-360 мВ, при этом окисление сульфидов меди осуществлялось под действием кислорода воздуха и серной кислоты, однако данные реакции протекают очень медленно. При бактериальном выщелачивании значение ОВП составляло 480-550 мВ благодаря высокому содержанию трехвалентного железа. Очевидно, что высокие значения ОВП связаны с наличием  $Fe^{3+}$ , резкое падение в первые двое суток коррелирует с высоким извлечением меди в раствор. Практически через 45 суток биосистема возвращается к исходным значениям ОВП и достигает при этом равновесия. Это связано с протеканием потенциал образующих реакций с участием трехвалентного железа, как находящегося в составе выщелачивающего раствора, так и извлекающегося вместе с медью из руды.

*Изучение влияния экстрагента LIX 984N на извлечение меди при биовыщелачивании консорциумом микроорганизмов.* В современной металлургической практике для концентрирования, очистки и извлечения меди из продуктивных растворов выщелачивания используется метод жидкостной экстракции-электроэкстракции (SX-EW). Реагенты экстракции преимущественно включают в себя альдоксим, смеси альдоксима с кетоксимом и/или модифицированные альдоксими. Среди предпочтительных реагентов жидкостной экстракции можно указать реагенты LIX. Наиболее применяемым реагентом является LIX 984N, который представляет собой смесь 5-додецилсалицил альдоксима и 2-гидрокси-5-нонил ацетофеноноксима [16]. Обезмеженный после экстракции раствор – рафинат экстракции – возвращается обратно в технологический процесс на орошение кучи для выщелачивания меди. Поскольку рафинат содержит незначительное количество реагентов экстракции, необходимо было установить их влияние на извлечение меди при биовыщелачивании консорциумом микроорганизмов.

Влияние LIX 984N на биовыщелачивание медной руды было исследовано при

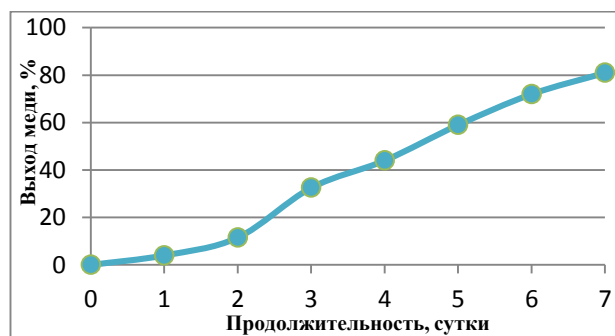
концентрациях  $50 \text{ мг/дм}^3$  и  $250 \text{ мг/дм}^3$  (концентрация насыщения реагента в водном растворе) и представлено на рисунке 4.



а



б



в

а – без экстрагента, б –  $50 \text{ мг/дм}^3$  экстрагента LIX 984N, в –  $250 \text{ мг/дм}^3$  экстрагента LIX 984N

Рисунок 4 – Влияние экстрагента LIX 984N на извлечение меди при биовыщелачивании консорциумом микроорганизмов

Хотя наблюдалась короткая лаг фаза (рисунок 4), реагент экстракции незначительно влияет на извлечение меди при биовыщелачивании консорциумом микроорганизмов. Общее извлечение меди колебалось от 83 % без добавления реагента экстракции до 81 % с добавлением  $250 \text{ мг/дм}^3$

реагента экстракции. Кислотность раствора на протяжении экспериментов была ниже 2,0. ОВП растворов были умеренно высокими во всех инокулированных колбах (480-550 мВ), что согласуется с низким содержанием  $Fe^{2+} < 5\%$  от общего содержания железа.

**Выводы.** Смоделирован процесс бактериального кучного выщелачивания низкосортной руды в перколяционных колоннах. Проведено сравнение эффективности сернокислотного и бактериального выщелачивания в колоннах. При использовании стандартного сернокислотного выщелачивания выход меди составил 47 %, тогда как при бактериальном окислении выход меди составил 86 % в течение 90 дней эксперимента.

Реагент экстракции меди LIX 984N незначительно влияет на извлечение меди при биовыщелачивании консорциумом микроорганизмов. Общее извлечение меди колебалось от 83 % без добавления реагента экстракции до 81 % с добавлением 250 мг/дм<sup>3</sup> реагента экстракции.

На основе полученных результатов можно заключить, что использование бактериальной технологии обеспечивает более глубокую переработку медной руды благодаря окислению медных сульфидных минералов.

**Благодарность.** Авторы выражают благодарность научному сотруднику Шайхутдинову В.М. и инженеру Канафину Е.Н. Научно-Аналитического Центра «Биомедпрепарат», которые исследовали элементный состав рудного материала.

## ЛИТЕРАТУРА

- 1 Peters, E. Hydrometallurgical Process Innovation // *Hydrometallurgy*. – 1992. – V. 29. – P. 431-459.
- 2 Biswas, A.K., Davenport, W.G. Extractive Metallurgy of Copper. – Oxford: U.K. Pergamon Press, 3rd edition, 1994, P. 506.
- 3 Watling, H.R. The bioleaching of sulphide minerals with emphasis on copper sulphides. A review. // *Hydrometallurgy*. – 2006. – V. 84. – P. 81-108. <https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2006.05.001>
- 4 Rawlings D.E., Johnson B. D. Biomining. – Berlin: Heidelberg Springer, 2007, – P. 324. <https://doi.org/10.1007/978-3-540-34911-2>
- 5 Балпанов Д.С., Тен О.А., Жаппар Н.К., Шайхутдинов В.М., Ханнанов Р.А. Биотехнологические методы регенерации трехвалентного железа и сорбции редких и редкоземельных металлов из циркулирующих

растворов подземно-скважинной добычи урана // Комплексное использование минерального сырья. – 2017. – № 4 (303). – С. 21-26.

6 Пат. 30800 РК. Консорциум микроорганизмов *Acidithiobacillus ferrivorans*, *Acidithiobacillus ferrooxidans*, *Acidithiobacillus thiooxidans*, *Sulfobacillus thermosulfidooxidans* для выщелачивания цветных металлов из сульфидных руд / Тен О.А., Раманкулов Е.М., Балпанов Д.С., Ханнанов Р.А., Жаппар Н.К., Шайхутдинов В.М., Жакупов Е.Ж.; опубл. 25.12.2015. Бюл. № 12.

7 Кургамбаева Г.С., Жаппар Н.К., Ханнанов Р.А., Тен О.А., Балпанов Д.С. Выделение железо- и сероокисляющих ацидофильных микроорганизмов перспективных для кучного выщелачивания меди // X Междунар. науч.-практ. конф. «Восточное партнерство –2014»: матер. конф. – Пшемысль, Польша, 2014. – С. 47-55.

8 Akcil, A., Ciftci, H., Devceci, H. Role and contribution of pure and mixed cultures of mesophiles in bioleaching of a pyritic chalcopyrite concentrate // *Miner. Eng.* – 2007. – № 20. – P. 310-318. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2006.10.016>

9 Nguyen, V.K., Lee, M.H., Park, H.J., Lee, J.U. Bioleaching of arsenic and heavy metals from mine tailings by pure and mixed cultures of *Acidithiobacillus* spp // *J. Ind. Eng. Chem.* – 2015. – № 21. – P. 451-458. <https://doi.org/10.1016/j.jiec.2014.03.004>

10 Silverman, M.P., Lundgren, D.G. Studies on the chemoautotrophic iron bacterium *Ferrobacillus ferrooxidans*. I. An improved medium and a harvesting procedure for securing high cell yields // *J. Bacteriol.* – 1959. – V. 77. – P. 642-647.

11 Золотов Ю.А. Основы аналитической химии. – М.: Высшая школа, 2004. – 503 с.

12 Mendham J., Denney R.C., Barnes J.D., Thomas M.J.K. Vogel's Textbook of Quantitative Chemical Analysis. – New York: Prentice Hall, 2000. – 836 p.

13 Petersen J. Heap leaching as a key technology for recovery of values from low-grade ores. A brief overview // *Hydrometallurgy*. – 2016. – № 165. – P. 206-212. <https://doi.org/10.1016/J.HYDROMET.2015.09.001>

14 Pradhan N., Nathsarma K.C., Srinivasa Rao K., Sukla L.B., Mishra B.K. Heap bioleaching of chalcopyrite. A review // *Miner. Eng.* – 2008. – № 21. – P. 355-365. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2007.10.018>

15 Mahmoud A., Cézac P., Hoadley A.F.A., Contamine F., D'Hugues P. A review of sulfide minerals microbially assisted leaching in stirred tank reactors // *Int. Biodeterior. Biodegradation* – 2017. – № 119. – P. 118-146. <https://doi.org/10.1016/J.IBIOD.2016.09.015>

16 Watling H.R., Perrot F.A., Shiers D.W., Grosheva A., Richards T.N. Impact of the copper solvent extraction reagent LIX 984N on the growth and activity of selected acidophiles // *Hydrometallurgy*. – 2009. – № 95. – P. 302-307. <https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2008.07.004>

## REFERENCES

- 1 Peters, E. Hydrometallurgical Process Innovation. *Hydrometallurgy*. **1992**. 29. 431-459. (in Eng.)
- 2 Biswas, A.K., Davenport, W.G. Extractive Metallurgy of Copper. Oxford: U.K. Pergamon Press, 3rd edition, **1994**. 506. (in Eng.)
- 3 Watling, H.R. The bioleaching of sulphide minerals with emphasis on copper sulphides. A review. *Hydrometallurgy*. **2006**. 84. 81–108. <https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2006.05.001>. (in Eng.)
- 4 Rawlings, D.E., Johnson B.D. Biomining. Berlin: Heidelberg Springer, **2007**. 324. <https://doi.org/10.1007/978-3-540-34911-2>. (in Eng.)
- 5 Balpanov D.S., Ten O.A., Zhappar N.K., Shaykhutdinov V.M., Khannanov R.A. *Biotekhnologicheskiye metody regeneratsii trekhvalentnogo zheleza i sorbtsii redkikh i redkozemelnykh metallov iz tsirkuliruyushchikh rastvorov podzemno-skvazhinnoy dobychi urana* (Biotechnological methods for the regeneration of ferric iron and the sorption of rare and rare-earth metals from circulating solutions of underground uranium mining). *Kompleksnoye ispolzovaniye mineralnogo syria = Complex Use of Mineral Resources*. **2017**. 4 (303). 21-26. (in Russ.)
- 6 Pat. 30800 RK. *Konsorcium mikroorganizmov Acidithiobacillus ferrivorans SU-8, Acidithiobacillus ferrooxidans FT-22, Acidithiobacillus ferrooxidans FT-23, Acidithiobacillus thiooxidans BS, Sulfobacillus thermosulfidooxidans ST-12 dlya vyshhelachivaniya cvetnykh metallov iz sulfidnykh rud* (Consortium of bacteria *Acidithiobacillus ferrivorans SU-8, Acidithiobacillus ferrooxidans FT-22, Acidithiobacillus ferrooxidans FT-23, Acidithiobacillus thiooxidans BS, Sulfobacillus thermosulfidooxidans ST-12* for leaching non-ferrous metals from sulfide ores) / Ten O.A., Ramanculov E.M., Balpanov D.S., Zhappar N.K., Shaikhutdinov V.M., Khannanov R.A., Zhakupov E.Zh. Publ. 25.12.2015. *Bul.* 12. (in Russ.)
- 7 Kurgambayeva G.S., Zhappar N.K., Khannanov R.A., Ten O.A., Balpanov D.S. *Vydeleniye zhelezo i serookislyayushchikh atsidofilnykh mikroorganizmov perspektivnykh dlya kuchnogo vyshchelachivaniya medi* (Isolation of iron and sulfur-oxidizing acidophilic microorganisms promising for heap leaching of copper). *X Mezhdunr. nauch.-prakt. konf. «Vostochnoye partnerstvo - 2014»: mater. konf. (X Internation. scientific-practical. conf. "Eastern Partnership - 2014": proceedings of conf.)*. Pshemysl, Poland, **2014**. 47-55. (in Russ.)
- 8 Akcil, A., Ciftci, H., Deveci, H. Role and contribution of pure and mixed cultures of mesophiles in bioleaching of a pyritic chalcopyrite concentrate. *Miner. Eng.* **2007**. 20. 310–318. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2006.10.016>. (in Eng.)
- 9 Nguyen V.K., Lee M.H., Park H.J., Lee J.U. Bioleaching of arsenic and heavy metals from mine tailings by pure and mixed cultures of *Acidithiobacillus spp.* *J. Ind. Eng. Chem.* **2015**. 21. 451–458. <https://doi.org/10.1016/j.jiec.2014.03.004>. (in Eng.)
- 10 Silverman, M.P., Lundgren, D.G. Studies on the chemoautotrophic iron bacterium *Ferrobacillus ferrooxidans*. I. An improved medium and a harvesting procedure for securing high cell yields. *J. Bacteriol.* **1959**. 77. 642–647. (in Eng.)
- 11 Zolotov Yu.A. *Osnovy analiticheskoy himii (Fundamentals of Analytical Chemistry)*. Moscow: High school. **2004**, 503. (in Russ.)
- 12 Mendham J. Vogel's Textbook of Quantitative Chemical Analysis. New York: Prentice Hall. **2000**. 836. (in Eng.)
- 13 Petersen J. Heap leaching as a key technology for recovery of values from low-grade ores. A brief overview. *Hydrometallurgy*. **2016**. 165. 206–212. <https://doi.org/10.1016/J.HYDROMET.2015.09.001>. (in Eng.)
- 14 Pradhan N., Nathsarma K.C., Srinivasa Rao K., Sukla L.B., Mishra B.K. Heap bioleaching of chalcopyrite. A review. *Miner. Eng.* **2008**. 21. 355–365. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2007.10.018>. (in Eng.)
- 15 Mahmoud A., Cézac P., Hoadley A.F.A., Contamine F., D'Hugues P. A review of sulfide minerals microbially assisted leaching in stirred tank reactors. *Int. Biodeterior. Biodegradation*. **2017**. 119. 118–146. <https://doi.org/10.1016/J.IBIOD.2016.09.015>. (in Eng.)
- 16 Watling H.R., Perrot F.A., Shiers D.W., Grosheva A., Richards T.N. Impact of the copper solvent extraction reagent LIX 984N on the growth and activity of selected acidophiles. *Hydrometallurgy*. **2009**. 95. 302–307. <https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2008.07.004>. (in Eng.)

## ТҮЙІНДЕМЕ

Мақала гидрометаллургиялық өндіріс және биотехнология ғылымдарындағы зерттеуді сипаттайды. Атап айтқанда, мыстың төмен сапалы кенінен үймелі биошаймалау арқылы бөлінуіне бағытталған. Зерттеу объектілері: төмен сапалы Бенкала кендері, шаймалау процестері, күкірт және темір қосындыларын тотықтандыратын хемолитотрофты бактериялар. Жұмыста келесі бактерия штамдары қолданылды: *Acidithiobacillus ferrooxidans* FT-24 және BF, *Acidithiobacillus thiooxidans* BS, *Acidithiobacillus ferrivorans* SU-8 және *Sulfobacillus thermosulfidooxidans* ST-12. Көпэлементті химиялық анализдің нәтижелері атомдық-эмиссиондық спектроскопия әдісімен алынды. Сонымен қатар, мыс пен темірдің кендегі қалпын анықтау үшін химиялық фазалық анализ жүргізілді. Перколяциялық бағаналарда төмен сапалы кенді үймелі бактериялық шаймалаудың моделі құрастырылды. Бағаналарда реактордан қатты тасымалдағышта биоқабықшамен берілетін күкірт қышқылды және бактериялық шаймалайтын ерітінділердің тиімділігін салыстыру жүргізілді. Экспериментті жүргізудің 90 күн аралығында мыстың шығуы дәстүрлі күкіртқышқылды шаймалауды қолданғанда 47 %, ал бактериялық шаймалауды қолданғанда 86 % көрсетті. Мыс кенінің күкірт қышқылды және бактериялық шаймалаудың кезіндегі тотығу-тотықсыздану әлеуетінің мәндері мақалада

көрсетілді. LIX 984N органикалық реагентінің мысты бөліп алу кезіндегі микроорганизмдердің белсенділігіне әсерін зерттеу жүргізілді. Экстракция реагенті микроорганизмдер өсуіне және мысты бөліп алуға аз мөлшерде әсерін тигізетіні белгілі болды. Мысты жалпы бөліп алуда экстракция реагентін қоспағанда 83 %-дан экстракция реагентін 250 мг/дм<sup>3</sup> қосқан кезде 81 %-ға дейінгі аралықта ауытқыды.

**Түйін сөздер:** үймелі шаймалау, мыс, хемолитотрофты бактериялар, күкіртқышқылды шаймалау, бактериялық шаймалау.

#### ABSTRACT

The article describes results of research on copper recovery from low-grade copper ore by heap bioleaching method. The objects of investigation are ores of the Benkala deposit. Results of chemical analysis by atomic-emission spectrometric method and chemical phase analysis present ores element composition and identify copper and iron forms existing in the ores. Ores were subjected to bioleaching by chemolithotrophic bacteria, which oxidizes sulfur and iron compounds. *Acidithiobacillus ferrooxidans* FT-24 and BF, *Acidithiobacillus thiooxidans* BS, *Acidithiobacillus ferrivorans* SU-8 and *Sulfobacillus thermosulfidooxidans* ST-12 strains were used in the research. It was modeling the process of bacterial heap leaching of low-grade ore in percolation columns. Comparison of efficiency of sulfuric acid and bacterial leaching in percolation columns shows advantage of bioleaching. The copper yield was 47 % at using conventional sulfuric acid leaching, while utilizing bacterial leaching increased the copper recovery up to 86 % during 90 days of the experiment. The values of oxidation-reduction potential (ORP) at sulfuric acid and bacterial leaching of copper ore presented are in accordance with yield of copper. The values of ORP at standard sulfuric acid leaching are between 330-360 mV, at bacterial leaching more high and are 480-550 mV due to high content of ferric iron. During the extraction of copper, the effect of the organic reagent LIX 984N in concentrations 50 and 250 mg/L on the activity of microorganisms was studied. As a result, the extraction reagent has a little effect on the growth of microorganisms and the extraction of copper. Without adding the extraction reagent, the total copper recovery was about 83 %, while the addition of the extraction reagent with concentration 250 mg/L decreased it to 81 %. So using bioleaching technology allows deep processing of copper ore due to oxidation of copper sulfide minerals.

**Keywords:** heap leaching, copper, chemolithotrophic bacteria, sulphuric acid leaching, bacterial leaching, bioleaching

Поступила 22.05.2018

УДК 669.292

МРНТИ 53.37.15

<https://doi.org/10.31643/2018/6446.15>

Комплексное использование  
минерального сырья. № 3. 2018.

С. К. ДЖУМАНКУЛОВА<sup>1\*</sup>, Ж. А. АЛЫБАЕВ<sup>1</sup>, В. И. ЖУЧКОВ<sup>2</sup>, Л. Т. БОШКАЕВА<sup>1</sup>

<sup>1</sup>Казахский национальный исследовательский технический университет имени К.И. Сатпаева, Алматы, Казахстан. \*e-mail: karabaevna\_kz@mail.ru

<sup>2</sup>Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт металлургии Уральского отделения Российской академии наук, Екатеринбург, Россия

## ОКИСЛИТЕЛЬНЫЙ ОБЖИГ ВАНАДИЙСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ С СОЛЯМИ ЩЕЛОЧНЫХ МЕТАЛЛОВ

Received: 22 May 2018 / Peer reviewed: 20 July 2018 / Accepted: 14 August 2018

**Резюме.** В статье проведены работы по окислению ванадийсодержащих руд казахстанских месторождений Баласаускандык и Курумсак пирометаллургическим способом в присутствии солей щелочных металлов и изучено влияние различных факторов (температуры, вида и расхода реагентов) на степень перехода ванадия в растворимую форму. Такой окислительно-восстановительный обжиг в присутствии солей щелочных металлов может способствовать к переводу ванадия в растворимую форму, что обеспечит более полное извлечение ванадия в последующих стадиях. Приведены химические анализы исходных ванадийсодержащих руд, полуколичественные рентгенофазовые и спектральные анализы огарков полученных от обжига ванадийсодержащей руды. Обжиг и окисление ванадийсодержащих руд проводили по различным вариантам: 1 вариант – в присутствии кальцинированной соды, 2 вариант – в присутствии хлорида натрия, 3 вариант – в присутствии смеси кальцинированной соды и хлорида натрия в интервале температур 700-850 °С, с продолжительностью в течение 2 часов. В результате выявлено, что после полного