УДК 66.061.34+579.66

ХИМИЧЕСКОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ НИЗКОКАЧЕСТВЕННОГО ЦИНКОВОГО КОНЦЕНТРАТА БИОРАСТВОРОМ ТРЕХВАЛЕНТНОГО ЖЕЛЕЗА

© 2019 г. М. И. Муравьёв^{1, *}, Н. В. Фомченко¹

¹Институт микробиологии им. С.Н. Виноградского, Федеральный исследовательский центр "Фундаментальные основы биотехнологии" Российской академии наук, Москва, 119071 Россия

> *e-mail: maxmuravyov@gmail.com Поступила в редакцию 14.12.2018 г. После доработки 29.01.2019 г. Принята к публикации 20.02.2019 г.

Изучен процесс выщелачивания биораствором трехвалентного железа цинкового концентрата, содержащего 43.3% цинка, 2.03% меди и 13.6% железа, и установлены условия повышения его эффективности. Показано увеличение извлечения меди и цинка при увеличении температуры процесса от 25 до 80°С. Изучено влияние pH на этот процесс и установлено снижение извлечения металлов при снижении pH от 1.3 до 0.7. Установлено, что концентрация Fe³⁺ в выщелачивающем растворе не оказывала влияния на извлечение меди, в то время как извлечение цинка увеличивалось с увеличением концентрации окислителя. При содержании твердой фазы в суспензии, равном 1%, удельная скорость выщелачивания цинка составила 0.86 г/(г ч), а меди – 0.46 г/(г ч), а при увеличении плотности в 10 раз эти значения снижались до 0.54 и 0.36 г/(г ч) соответственно. Таким образом, установлены параметры эффективного выщелачивания концентрата, включающие температуру 80°С, pH 1.3, содержание твердой фазы в суспензии, равное 10%, и начальную концентрацию Fe³⁺, составляющую 25.0 г/л. При указанных параметрах было проведено четыре цикла химического выщелачивания концентрата, в результате которых в раствор было извлечено 92.3% цинка и 51.6% меди. При этом в твердой фазе содержание цинка и меди снижалось до 6.17 и 1.82% соответственно.

Ключевые слова: выщелачивание, сульфидный концентрат, сфалерит, цинк, биогидрометаллургия **DOI:** 10.1134/S0555109919040123

В настоящее время минерально-сырьевая база России характеризуется истощением крупных месторождений с относительно хорошим качеством полезных ископаемых, и в переработку вовлекаются природные и техногенные месторождения с низким содержанием полезных компонентов, разработка которых ранее считалась экономически нецелесообразной [1]. Цинковые концентраты, получаемые из полиметаллических сульфидных руд Уральского региона, содержат значительные количества железа и меди, и поэтому характеризуются низким качеством. Повышение качества цинковых концентратов на обогатительных фабриках связано с высокими производственными затратами, и для низкокачественных руд не применяется. Переработка низкосортных концентратов связана с технологическими трудностями, что приводит к снижению извлечения цинка [1].

Биовыщелачивание/биоокисление сульфидного сырья, основанное на деятельности ацидофильных микроорганизмов, давно хорошо зарекомендовало себя и применяется в промышленном масштабе на протяжении полувека для извлечения золота из богатых концентратов [2] и цветных металлов из низкосортного или отвального сырья [3, 4]. В настоящее время интерес привлечен к разработке способов биогидрометаллургической переработки различных отходов, в том числе обогащения руд и пирометаллургии, электронного лома и печатных плат [5–10], а также интенсификации способов переработки богатых сульфидных концентратов цветных и благородных металлов [11-14]. Одним из способов, позволяющих не только интенсифицировать выщелачивание цветных металлов, но и решить проблемы токсичности их высоких концентраций для микроорганизмов, является двухстадийный процесс, заключающийся в (1) проведении выщелачивания на химической сталии биораствором трехвалентного железа и (2) регенерации выщелачивающего раствора на биологической стадии [15, 16]. Переработка сульфидных концентратов биогидрометаллургическими способами относится к перспективному экологически чистому технологическому направлению [17, 18].

В ранее проведенных исследованиях было показано, что при выщелачивании медно-цинкового концентрата возможен селективный перевод в жидкую фазу цинка при одновременном концентрировании меди в твердой фазе [19].

При выщелачивании цинкового концентрата главной задачей было изучить возможность перевода в жидкую фазу не только цинка, но и меди для последующего их получения из жидкой фазы в товарной форме. При этом предполагалось получение осадка выщелачивания с минимальным содержанием цветных металлов.

Цель работы — изучение влияния условий химического выщелачивания биораствором сульфата трехвалентного железа низкокачественного цинкового концентрата на скорость выщелачивания цветных металлов и качество получаемых твердой и жидкой фаз.

МЕТОДИКА

Цинковый сульфидный концентрат. Объектом исследования служил сульфидный концентрат руды Тарньерского месторождения (Россия). Содержание элементов в концентрате составляло (%): цинк (43.3), медь (2.03), железо (13.6), общая сера (31.9), элементарная сера (0), сера растворимых сульфатов (1.38), кремний (0.21) и кальций (<0.1). Основными сульфидными минералами концентрата были сфалерит (ZnS), пирротин (Fe_{1-x}S), пирит (FeS₂) и халькопирит (CuFeS₂). Минеральный состав определяли на рентгеновском дифрактометре D/MAX2500 ("Rigaku", Япония). Крупность концентрата составляла 90% класса -0.044 мм.

Наработка выщелачивающего раствора. Для наработки выщелачивающих биорастворов была использована культура ацидофильных хемолитотрофных железоокисляющих микроорганизмов, включающая бактерии Acidithiobacillus ferrooxidans и Leptospirillum spp. Культура была выделена из лежалых пиритных отходов обогащения сульфидных руд Гайского горно-обогатительного комбината (Россия) при 30°С. Выщелачивающий раствор был наработан путем биоокисления соли FeSO₄ · 7H₂O заданной концентрации в среде Сильвермана и Лундгрена 9К при 30°С [20]. В процессе биоокисления рН поддерживали добавлением 98.5%-ной серной кислоты.

Химическое выщелачивание. Опыты проводили в реакторе с механическим перемешиванием (500 об/мин) и рабочим объемом 1 л. Температуру устанавливали с помощью водяного циркуляционного термостата, соединенного с реактором. В реактор вносили 1 л биораствора с заданной концентрацией железа и необходимое количество цинкового концентрата. Значение pH жидкой фазы устанавливали и поддерживали добавлением 98.5%-ной серной кислоты. При многократном выщелачивании концентрата твердую фазу на каждом цикле после промывания дистиллированной водой и высушивания до постоянного веса использовали для следующего цикла выщелачивания.

Аналитические методы. Значения рН и Ећ измеряли с помощью рН-метра рН-150МИ ("Измерительная техника", Россия). Концентрации Fe³⁺ и Fe²⁺ в жидкой фазе определяли титриметрическим методом с трилоном Б [21]. Концентрацию ионов меди и цинка определяли на атомно-абсорбционном спектрометре с пламенной атомизацией 3100 ("PerkinElmer", США). После каждого цикла выщелачивания твердую фазу отделяли центрифугированием при 2000 g в течение 2 мин. Твердую фазу промывали дистиллированной водой 3 раза, высушивали до постоянного веса, взвешивали и рассчитывали ее выход. Содержание металлов в твердой фазе определяли после ее растворения при кипячении в смеси концентрированных соляной и азотной кислот (3:1). Концентрации металлов в полученном растворе устанавливали атомно-абсорбционным методом.

РЕЗУЛЬТАТЫ И ИХ ОБСУЖДЕНИЕ

В цинковом концентрате, полученном из полиметаллической медно-цинковой руды Тарньерского месторождения, сульфидные минералы (сфалерит, пирротин, пирит и халькопирит) окисляются при взаимодействии с сульфатом трехвалентного железа по следующим упрощенным реакциям:

$$ZnS + 2Fe^{3+} = Zn^{2+} + S^0 + 2Fe^{2+},$$
 (1)

$$\operatorname{Fe}_{1-x}S + (2-2x)\operatorname{Fe}^{3+} = (3-3x)\operatorname{Fe}^{2+} + S^{0},$$
 (2)

$$FeS_2 + 14Fe^{3+} + 8H_2O =$$
 (3)

$$= 15 \text{Fe}^{2^{+}} + 16 \text{H}^{+} + 2 \text{SO}_{4}^{2}$$
,

$$CuFeS_2 + 4Fe^{3+} = Cu^{2+} + 2S^0 + 5Fe^{2+}.$$
 (4)

В известных процессах биоокисления реакции (1) и (2) протекают значительно быстрее, чем реакции (3) и (4), вследствие различных энергий кристаллических решеток сульфидных минералов [22]. При этом халькопирит и пирит могут составлять гальванические пары с пирротином и сфалеритом, что ускоряет процесс разрушения их кристаллической структуры [23–26].

Влияние температуры. Выщелачивание проводили в течение 6 ч при pH 1.3, начальном окислительно-восстановительном потенциале биораствора 763 мВ, начальной концентрации Fe³⁺ и Fe²⁺ в выщелачивающем биорастворе 10.1 и 0.3 г/л

том 55 № 4 2019



Рис. 1. Динамика извлечения в раствор цинка (а) и меди (б) в ходе выщелачивания концентрата при 25 (1), 40 (2), 60 (3) и 80°С (4); выщелачивание проводили при содержании твердой фазы в суспензии 1%, начальной концентрации Fe³⁺ 10.1 г/л и pH 1.3.

соответственно, содержании твердой фазы в суспензии 1%. Температуру устанавливали на уровне 25, 40, 60 и 80°С. Результаты динамики извлечения цветных металлов в жидкую фазу в процессе выщелачивания концентрата приведены на рис. 1.

Показано, что переход цинка в жидкую фазу, как и ожидалось, значительно зависел от температуры выщелачивания. Так, при 80°С максимальное извлечение цинка составило 70.7%, а минимальное — 25.8% при 25°С. Подобные закономерности были получены в работах [27, 28]. Для меди эти параметры составили 33.5 и 14.4% соответственно, что свидетельствовало о том, что на извлечение меди температура не оказывала такого значительного влияния, как на извлечение цинка вследствие высокой упорности халькопирита в сернокислых растворах трехвалентного железа [29].

Влияние рН. Выщелачивание проводили в течение 6 ч при 80°С, начальной концентрации Fe³⁺



Рис. 2. Динамика извлечения в раствор цинка (1, 2, 3) и меди (l', 2, J') в ходе выщелачивания концентрата при pH 1.3 (1, l'), 1.0 (2, J') и 0.7 (3, J'); выщелачивание проводили при 80°С, содержании твердой фазы в суспензии 1% и начальной концентрации Fe³⁺ 10.1 г/л

и Fe²⁺ в выщелачивающем биорастворе 10.1 и 0.3 г/л соответственно, и содержания твердой фазы в суспензии 1%. Значения pH устанавливали на уровне 1.3, 1.0 и 0.7.

На рис. 2 представлены результаты изменения извлечения цинка и меди в жидкую фазу в процессе выщелачивания цинкового концентрата при различном pH. Как следовало из представленных данных, наиболее эффективно цинк и медь переходили в раствор при pH 1.3. Снижение значения pH до 1.0 и 0.7 снижало извлечение цинка примерно на 14 и 15% соответственно, при этом для меди снижение извлечения составило 5 и 9% соответственно. Таким образом, избыток серной кислоты на стадии химического выщелачивания цинкового концентрата оказался нежелателен, а наиболее эффективным режимом было выщелачивание цинкового концентрата при pH 1.3.

Влияние концентрации окислителя. Выщелачивание проводили в течение 3 ч при 80°С, pH 1.3 и содержании твердой фазы в суспензии 1%. Начальную концентрацию Fe³⁺ в выщелачивающем биорастворе устанавливали на уровне 10.1, 14.6, 19.7 и 25.0 г/л. Начальная концентрация Fe²⁺ во всех опытах составляла 0.3 г/л. На рис. 3 представлена зависимость извлечения цветных металлов от начальной концентрации ионов Fe³⁺ в выщелачивающем биорастворе. Из представленных данных следовало, что на извлечение меди концентрация окислителя не оказывала значительного влияния. Извлечение цинка за 3 ч выщелачивания увеличивалось на 10.4% при увеличении начальной концентрации трехвалентного железа от 10.1 до 14.6 г/л, однако дальнейшее увеличение концентрации окислителя не приводило к увеличению извлечения цинка.

Влияние содержания твердой фазы в суспензии. В связи с тем, что при увеличении плотности суспензии скорость восстановления ионов Fe^{3+} до Fe^{2+} увеличивалась, использовали выщелачивающий биораствор с концентрациями ионов Fe^{3+} 25.0 и Fe^{2+} 0.3 г/л. Выщелачивание проводили при 80°С и pH 1.3. Содержание твердой фазы в суспензии устанавливали на уровне 1, 5, 10 и 20%.

Результаты изучения влияния плотности суспензии на извлечение в жидкую фазу цветных металлов приведены на рис. 4. Из представленных данных следовало, что чем меньше содержание твердой фазы в суспензии, тем больше разница между извлечением цинка и меди в жидкую фазу. При этом при увеличении плотности разница между извлечением в раствор цветных металлов снижалась, а при плотности 20% извлечение металлов становилось практически одинаковым.

Полученные данные могут свидетельствовать о том, что при выщелачивании цинкового концентрата гальваническое взаимодействие минералов в большей степени выражено при низкой плотности суспензии. Доказательством этого предположения служили данные по расчету зависимости средней удельной скорости выщелачивания цветных металлов (в г выщелачиваемого металла на г его содержания в исходном концентрате за 1 ч) от плотности выщелачиваемой суспензии, рассчитанные за первые 0.5 ч процесса.

Зависимость средней удельной скорости выщелачивания меди и цинка от плотности выщелачиваемой суспензии представлена на рис. 5. Из представленных данных следовало, что удельная скорость выщелачивания меди изменялась незначительно, в то время, как удельная скорость выщелачивания цинка заметно снижалась. Так, при самой низкой плотности суспензии (1%) удельная скорость выщелачивания цинка составила 0.86, а меди – 0.46 г/(г ч). При увеличении плотности в 10 раз эти значения составили для цинка 0.54, а для меди – 0.36 г/(г ч). При плотности 20% значения удельных скоростей практически сравнялись (0.36 и 0.33 г/(г ч) для цинка и меди соответственно).

Анализ полученных данных показал, что наиболее эффективно процесс химического выщелачивания цинкового концентрата протекал при плотности 10%, поэтому для решения задачи по наиболее полному выщелачиванию цветных металлов из цинкового концентрата была выбрана эта плотность. Следует отметить, что при этой плотности удельные скорости выщелачивания меди и цинка отличались незначительно.



Рис. 3. Степень извлечения в раствор цинка (1, 2, 3, 4)и меди (I', 2, 3', 4') в ходе выщелачивания концентрата при начальной концентрации Fe³⁺ 10.1 (1, I'), 14.6 (2, 2'), 19.7 (3, 3') и 25.0 (4, 4') г/л; выщелачивание проводили при 80°С, плотности пульпы 1% и рН 1.3



Рис. 4. Извлечение в раствор цинка (1, 2, 3, 4) и меди (I', 2', 3', 4') в ходе выщелачивания концентрата при содержании твердой фазы в суспензии 1 (1, I'), 5 (2, 2'), 10 (3, 3') и 20% (4, 4'); выщелачивание проводили при 80°С, начальной концентрации Fe³⁺ 25.0 г/л и рН 1.3

Многократное выщелачивание концентрата. Выщелачивание цинкового концентрата проводили в 4 последовательных циклах при 80°С, pH 1.3, начальной концентрации в выщелачиваемом растворе Fe³⁺ 25.0 и Fe²⁺ – 0.3 г/л. При проведении первого цикла в реактор загружали концентрат массой 100 г, при этом начальное содержание твердой фазы в суспензии составляло 10%. Продолжительность

том 55 № 4 2019



Рис. 5. Зависимость от плотности пульпы средней удельной скорости выщелачивания из концентрата в течение 0.5 ч цинка (*1*) и меди (*2*)

циклов выщелачивания составила (ч): 1 - 1.50, 2 - 1.75, 3 - 4.0 и 4 - 7.0, а остаточная концентрация Fe³⁺ была (г/л): 1 - 1.57, 2 - 1.29, 3 - 3.08 и 4 - 10.1.

Результаты извлечения цветных металлов в жидкую фазу представлены на рис. 6. Из полученных данных следовало, что в первом цикле извлечение цинка в жидкую фазу составило 32.5, а меди – 20.6%. После выщелачивания концентрата во втором цикле общее извлечение цинка возросло на 27.6, а меди – на 11.4%. В третьем цикле извлечение увеличилось на 23.6 и 11.0%, а в четвертом – на 8.6 и 8.6% для цинка и меди соответственно. Анализ этих данных показал, что основное количество цинка из концентрата было извлечено в раствор в течение 14.25 ч.

Представлял интерес состав твердой и жидкой фаз в каждом цикле выщелачивания, который приведен в табл. 1 Результаты анализа и расчетов распределения меди, цинка и железа между жидкой и твердой фазами при химическом выщела-



Рис. 6. Кумулятивное извлечение цинка и меди при выщелачивании цинкового концентрата в первом (1), втором (2), третьем (3) и четвертом (4) циклах; выщелачивание проводили при 80°С, начальном содержании твердой фазы в суспензии 10%, начальной концентрации Fe³⁺ 25 г/л и pH 1.3.

чивании концентрата показали, что за первые три цикла происходило снижение общего выхода твердой фазы до 44.3%. При этом содержание цинка снижалось до 16.0%, а содержание меди повышалось до 2.61%. Можно предположить, что концентрирование меди в твердой фазе связано с низкой скоростью окисления халькопирита трехвалентным железом и значительным снижением выхода твердой фазы вследствие окисления сфалерита и пирротина. В четвертом цикле выщелачивания общий выход твердой фазы повышался до 54.0%, что связано с частичным выпадением в осадок Fe³⁺ в виде ярозита, которое подтверждалось снижением суммарной концентрации железа до 19.7 г/л. Снижение содержания цинка и меди до 6.17 и 1.82% соответственно было связано не только с переходом металлов в раствор, но и с разбавлением их вторичными осадками. Расчет скорости выщелачивания цветных металлов по-

№ цикла выщела- чивания	Продолжи- тельность, ч	Общий выход твердой фазы, %	Содержание металлов в твердой фазе, %			Конечная концентрация металлов в жидкой фазе, г/л		
			Zn	Cu	Fe	Zn	Cu	Fe
1	1.5	73.0	40.1	2.21	н/д*	14.1	0.418	30.1
2	1.75	57.1	30.2	2.42	н/д	12.0	0.252	26.6
3	4.0	44.3	16.0	2.61	н/д	10.3	0.226	25.6
4	7.0	54.0	6.17	1.82	17.3	3.74	0.173	19.7

Таблица 1. Основные результаты многократного выщелачивания цинкового концентрата (при 80°С, pH 1.3, начальное содержании твердой фазы в суспензии 10%, начальной концентрации Fe³⁺ 25.0 г/л)

*н/д – нет данных.

казал следующие результаты для цинка (г/(л ч)): 1 цикл – 9.40, 2 – 6.86, 3 – 2.58 и 4 – 0.53. Для меди эта скорость составляла ($\Gamma/(\pi \, \mathrm{y})$): 1 - 0.28, 2 - 0.14,3 - 0.057 и 4 - 0.025. Полученные данные указывали на постоянное снижение скорости выщелачивания меди в каждом последующем цикле в среднем в 2 раза. Снижение скорости выщелачивания цинка связано с образованием вторичных осадков железа и промежуточных продуктов реакций окисления, приводящих к диффузионному контролю скорости химических реакций [27]. С учетом значительного снижения скорости выщелачивания цинка в четвертом цикле при относительно высокой остаточной концентрации окислителя в жидкой фазе (10.1 г/л) проведение пятого цикла вышелачивания было нецелесообразно.

Анализ состава жидкой фазы, полученной после выщелачивания, показал, что концентрация цинка (средняя около 10 г/л) оказалась достаточной для последующих операций выделения его из жидкой фазы с применением селективной жидкостной экстракции. Концентрация меди в жидкой фазе, составившая в среднем около 0.3 г/л, может быть увеличена до достаточных для ее выделения значений при биорегенерации и рециркуляции выщелачивающих растворов в технологических схемах [15].

Таким образом, установлено, что наибольшую эффективность выщелачивание цинкового сульфидного концентрата биораствором сульфата трехвалентного железа наблюдали при 80°С, pH 1.3, содержании твердой фазы в суспензии 10% и начальной концентрации ионов Fe³⁺ в выщелачиваемом растворе 25.0 г/л. В указанном режиме проведено четыре цикла выщелачивания, в результате которых было извлечено 92.3% цинка и 51.6% меди. В твердой фазе после выщелачивания содержание цинка снизилось с 43.3 до 6.17%, а меди – с 2.03 до 1.82%.

Работа выполнена при финансовой поддержке Российского научного фонда (грант № 18-74-00003).

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

- 1. Иванов Б.С., Кабиров В.Р., Бодуэн А.Я. // Вестник ВСГУТУ. 2012. № 1(36). С. 121–124.
- Kaksonen A.H., Boxall N.J., Gumulya Y., Khaleque H.N., Morris C., Bohu T., Cheng K.Y., Usher K., Lakaniemi A.M. // Hydrometallurgy. 2018. V. 180. P. 7–25.
- Demergasso C., Véliz R., Galleguillos P., Marín S., Acosta M., Zepeda V., Zeballos J., Henríquez F., Pizarro R., Bekios-Calfa J. // Hydrometallurgy. 2018. V. 181. P. 113–122.
- Ilankoon I.M.S.K., Tang Y., Ghorbani Y., Northey S., Yellishetty M., Deng X., McBride D. // Miner. Eng. 2018. V. 125. P. 206–222.
- 5. *Муравьёв М.И., Фомченко Н.В.* // Прикл. биохимия и микробиология. 2013. Т. 49. № 6. С. 561–569.

ПРИКЛАДНАЯ БИОХИМИЯ И МИКРОБИОЛОГИЯ

- Priya A., Hait S. // Hydrometallurgy. 2018. V. 177. P. 132–139.
- Altinkay P., Mäkinen J., Kinnunen P., Kolehmainen E., Haapalainen M., Lundström M. // Miner. Eng. 2018. V. 129. P. 47–53.
- Potysz A., van Hullebusch E.D., Kierczak J. // J. Environ. Manag. 2018. V. 219. P. 138–152.
- Auerbach R., Ratering S., Bokelmann K., Gellermann C., Brämer T., Baumann R., Schnell S. // J. Environ. Manag. 2019. V. 232. P. 428–437.
- Kaksonen A.H., Särkijärvi S., Peuraniemi E., Junnikkala S., Puhakka J.A., Tuovinen O.H. // Hydrometallurgy. 2017. V. 168. P. 135–140.
- 11. Muravyov M. // Chem. Pap. 2019. V. 73. № 1. P. 173–183.
- Belyi A.V., Chernov D.V., Solopova N.V. // Hydrometallurgy. 2018. V. 179. P. 188–191.
- 13. Johnson D.B. // Minerals. 2018. V. 8. № 8. P. 343.
- Муравьёв М.И., Фомченко Н.В., Кондратьева Т.Ф. // Прикл. биохимия и микробиология. 2011. Т. 47. № 6. С. 663-671.
- 15. Carranza F., Iglesias N., Mazuelos A., Palencia I., Romero R. // Hydrometallurgy. 2004. V. 71. № 3–4. P. 413–420.
- Фомченко Н.В., Муравьёв М.И., Меламуд В.С. // Прикл. биохимия и микробиология. 2018. Т. 54. № 4. С. 416-420.
- Fomchenko N.V., Muravyov M.I. // J. Environ. Manag. 2018. V. 226. P. 270–277.
- Panda S., Akcil A., Pradhan N., Deveci H. // Biores. Technol. 2015. V. 196. P. 694–706.
- Fomchenko N.V., Muravyov M.I. // Hydrometallurgy. 2017. V. 174. P. 116–122.
- Silverman M.P., Lundgren D.C. // J. Bacteriol. 1959. V. 77. № 5. P. 642–647.
- 21. *Davis D.G., Jacobsen W.R.* // Anal. Chem. 1960. V. 32. № 2. P. 215–217.
- Arpalahti A., Lundström M. // Miner. Eng. 2018. V. 119. P. 116–125.
- 23. *Mehta A.P., Murr L.E.* // Hydrometallurgy. 1983. V. 9. № 3. P. 235–256.
- 24. Abraitis P.K., Pattrick R.A.D., Kelsall G.H., Vaughan D.J. // Mineral. Mag. 2004. V. 68. № 2. P. 343–351.
- 25. Esmailbagi M.R., Schaffie M., Kamyabi A., Ranjbar M. // Hydrometallurgy. 2018. V. 180. P. 139–143.
- 26. Jyothi N., Sudha K.N., Natarajan K.A. // Int. J. Miner. Process. 1989. V. 27. № 3–4. P. 189–203.
- Ghassa S., Noaparast M., Shafaei S.Z., Abdollahi H., Gharabaghi M., Boruomand Z. // Hydrometallurgy. 2017. V. 171. P. 362–373.
- Lorenzo-Tallafigo J., Iglesias-Gonzalez N., Romero R., Mazuelos A., Carranza F. // Miner. Eng. 2018. V. 125. P. 50–59.
- 29. Panda S., Akcil A., Pradhan N., Deveci H. // Biores. Technol. 2015. V. 196. P. 694–706.

том 55 № 4 2019

Ferric Leaching of Low-Grade Zinc Concentrate by Biologically Produced Solution

M. I. Muravyov^{a, *} and N. V. Fomchenko^a

^aWinogradsky Institute of Microbiology, Research Center of Biotechnology of the Russian Academy of Sciences,

Moscow, 119071 Russia

*e-mail: maxmuravyov@gmail.com

Received December 14, 2018; revised January 29, 2019; accepted February 20, 2019

The process of ferric leaching of a zinc concentrate containing 43.3% of zinc, 2.03% of copper and 13.6% of iron by biologically produced solution was studied. The conditions for increasing its efficiency were found. Extraction of copper and zinc was found to increase with an increase in temperature from 25 to 80°C. The effect of pH on this process was studied and the extraction of metals was found to decrease with a decrease in pH from 1.3 to 0.7. No effect of Fe³⁺ concentration in the leaching solution on copper recovery was observed, while zinc recovery increased with an increase in oxidant concentration. At the solids content in the suspension of 1%, the specific zinc leaching rate was 0.86 g/(g h), and for copper this rate was 0.46 g/(g h). These values decreased to 0.54 and 0.36 g/(g h), respectively with an increase in pulp density up to 10%. Thus, the parameters of the effective leaching of the concentrate were found: temperature of 80°C, pH of 1.3, a solids content in the suspension equal to 10%, and an initial concentration of Fe³⁺ of 25.0 g/L. Under these conditions, four cycles of ferric leaching of the concentrate were carried out, as a result of which 92.3% of zinc and 51.6% of copper were extracted into the solution. The content of zinc and copper in the solids decreased to 6.17 and 1.82%, respectively.

Keywords: leaching, sulfidic concentrate, sphalerite, zinc, biohydrometallurgy