

УДК 622.234.42

DOI: 10.36979/1694-500X-2023-23-12-160-165

ПОДЗЕМНОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ ЗАМАГАЗИНИРОВАННОЙ РУДЫ

Н. Жалгасулы, У.А. Бектибаев, А.А. Исмаилова

Аннотация. Рассматривается Жезказганское месторождение медистых песчаников, в основном, в пределах старых отработанных шахт рудного поля. Выявлены дополнительные объекты для организации там участков подземного выщелачивания. За 10 месяцев из окислено-сульфидной руды крупностью минус 20 мм можно выщелачивать 50–80 % меди. За тот же период из халькозиновой руды выщелочено 30–50 % меди, а из борнит-халькопиритов – 5–12 %, что свидетельствует о малой эффективности переработки последней методом выщелачивания. Лучшим растворителем являются серная кислота (5–10 г/л) и подкисленный сульфат окиси железа (5 г/л). Расход серной кислоты по мере выщелачивания и развития окислительных процессов снижается до 1,6–3,2 т/т меди для окисленной руды и до 2,5–4,1 т/т – для халькозиновой руды, что делает сернокислотное выщелачивание вполне приемлемым для этих руд по технико-экономическим показателям. Предложены варианты систем подземного выщелачивания для условий отработанной части Жезказганского месторождения.

Ключевые слова: Жезказган; выщелачивание; обследование; медистые песчаники; магазинированные руды; серная кислота; халькозин; халькопирит; барнит.

САКТАЛГАН КЕНДИ ЖЕР АСТЫНАН ЖУУП АЛУУ

Н. Жалгасулы, У.А. Бектибаев, А.А. Исмаилова

Аннотация. Макалада Жезказган жез кумдуу кени негизинен рудалык кендин эски иштетилген шахталарынын чегинде каралат. Ал жерде жер астындагы тазалоо участокторун уюштуруу учун кошумча объектилер белгиленген. 10 айдын ичинде бөлүкчөлөрүнүн өлчөмү минус 20 мм болгон кычкылданган сульфид рудасынан 50–80% жезди жууп алууга болот. Ошол эле мезгилде халькозин рудасынан 30-50% жез, ал эми борнит-халькопириттерден 5–12% алынган, бул акыркы тазалоо ыкмасы менен кайра иштетүүнүн аз натыйжалуулугун көрсөтүп турат. Күкүрт кислотасы (5-10 г/л) жана кычкылданган темир кычкыл сульфаты (5 г/л) эң жакшы эриткич болуп эсептелет. Күкүрт кислотасынын чыгымдалышы кычкылданган руда үчүн жезге 1,6–3,2 т/тоннага чейин жана халькозин рудасы үчүн 2,5–4,1 т/т чейин төмөндөйт, бул техникалык-экономикалык көрсөткүчтөр боюнча күкүрт кислотасы менен тазалоону бул кендер үчүн толук алгылыктуу кылат. Жезказган кенинин казылып алынуучу бөлүгүнүн шарты үчүн жер астындагы жууп тазалоо системаларынын варианттары сунушталды.

Түйүндүү сөздөр: Жезказган; тазалоо; изилдөө; жез кумдуктар; руданы сактоо; күкүрт кислотасы; халькозин; халькопирит; барнит.

UNDERGROUND LEACHING OF CONTAINED ORE

N. Zhalgasuly, U.A. Bektiybaev, A.A. Ismailova

Abstract. The article examines the Zhezkazgan deposit of cuprous sandstones, mainly within the boundaries of old exhausted mines of the ore field. Additional facilities have been identified for organizing underground leaching sites there. In 10 months, 50–80% of copper can be leached from oxidized sulfide ore with a particle size of minus 20 mm. Over the same period, 30–50% of copper was leached from chalcocite ore, and 5-12% from bornite-chalcopyrites, which indicates the low efficiency of processing the latter by leaching. The best solvent is sulfuric acid (5-10 g/l) and acidified ferric oxide sulfate (5 g/l). The consumption of sulfuric acid as leaching and development of oxidative processes decreases to 1.6-3.2 t/t copper for oxidized ore and to 2.5-4.1 t/t for chalcocite ore, which makes sulfuric acid leaching quite acceptable for these ores according to technical and economic indicators. Options for underground leaching systems are proposed for the conditions of the mined-out part of the Zhezkazgan deposit.

Keywords: Zhezkazgan; leaching; examination; cuprous sandstones; magazine ores; sulfuric acid; chalcocite; chalcopyrite; barnite.

Введение. В условиях Жезказганского горно-металлургического комбината потери руды в оставляемых целиках колеблются от 12 до 25 %, достигая иногда 40 %. За период разработки Жезказганского месторождения в разного рода потерях оставлены десятки млн т богатой руды. Ежегодный прирост потерь руды в целиках, с учетом увеличивающейся добычи, равен примерно годовой производительности медного рудника на Урале.

Поэтому изыскание наиболее эффективных методов добычи потерянных, забалансовых и бросовых руд весьма актуально. Одним из таких методов является подземное выщелачивание. Успешное решение проблемы подземного выщелачивания меди из разных типов руд способствует вторичной их разработке и максимально полному использованию богатства недр [1].

В текущем году проделана работа по обследованию полей отработанных шахт для организации там подземного выщелачивания. Проведен патентный поиск и анализ систем разработки подземного выщелачивания, предложены варианты систем применительно к условиям старых шахт.

Методы исследования. В подборе методов весьма важным при системе подземного выщелачивания является выбор их параметров (высота этажа, размеры блока и т. д.). Эти параметры должны быть увязаны с технологическими параметрами процесса выщелачивания, такими как плотность орошения руды растворителем, содержание полезных компонентов в растворах, извлечение их из растворов и т. д., а также со свойствами руды (фильтрационная способность, растворимость полезных компонентов и т. д.) [2].

Разрабатываемый участок (блок) с запасами руды A разбивается на ряд секций. Каждая секция в течение определенного периода времени T_1 суток орошается растворителем (с концентрацией полезного компонента в нем $C_{\text{нон}}$ г/л) с определенной плотностью л/т сутки. Просачиваясь через руду со скоростью, равной коэффициенту фильтрации $K\phi$ м/час, раствор обогащается полезным компонентом, концентрация которого достигает $C_{\text{кон}}$ г/л.

После этого орошения секции делается перерыв (пауза) в течение T_2 суток, необходимый для интенсификации окислительных процессов и перевода полезных компонентов в более легкорастворимое состояние. В это время орошаются другие секции.

При трудно выщелачиваемых рудах концентрация полезного компонента в растворе, достигаемая за один цикл орошения, может оказаться недостаточной для того, чтобы передать раствор для дальнейшей переработки. В этом случае раствор оборачивается в секции в течение T_3 суток, а на переработку подается часть продуктивного раствора Unp .

Регенерированный раствор после извлечения из него полезных компонентов с концентрацией $C_{\text{нач}}$ подается вновь на орошение руды.

Количество секций зависит от продолжительности орошения руды и продолжительности паузы:

$$n = \frac{T_2}{T_1} + 1 . \quad (1)$$

Тогда запасы руды в блоке:

$$A_0 = \left(\frac{T_2}{T_1} + 1 \right) \cdot m . \quad (2)$$

Таким образом, определив (по результатам лабораторных экспериментов и полупромышленных испытаний) технологические параметры выщелачивания, и зная свойства руды, можно рассчитать параметры системы подземного выщелачивания. Эти расчетные параметры могут, конечно, корректироваться с учетом элементов залегания рудных тел и характеристик технологического оборудования.

Систематизация систем подземного выщелачивания и их классификация, подобно классификации систем разработки рудных месторождений, имеет большое значение для дальнейшего развития этих методов. В работе Л.И. Лунаева и И.Е. Рудакова [3] приведена классификация систем подземного

выщелачивания, понимается совокупность конструктивных элементов участка отработки, обеспечивающих определенный порядок и технологию ведения управляемого процесса перевода металла в раствор.

Приведенная в работе [4] классификация является первым опытом систематизации методов подземного выщелачивания. Она, конечно, имеет определенные недостатки и требует доработки, в частности, деления систем подземного выщелачивания на классы недостаточно четко. При этом используется одновременно несколько различных признаков – способ вскрытия залежи, состояние обрабатываемого массива, сочетание различных способов отработки.

Системы с отдельным магазинированием отбитой руды в обособленных камерах находят применение при отработке пластовых залежей с углами падения 0–5°, представленных слоистыми анизотропными осадочными породами со средним коэффициентом фильтрации, примерно 0,2–1,2 м/сутки.

Мощность рудоносных пластов составляет от 4 до 12 м. Залежи разделяются на блоки, включающие камеры с магазинированной в зажатой среде рудой и междукамерные целики. В середине целиков проходят дренажные горные выработки, из которых на всю мощность рудоносных пород разделяют дренажные щели.

В условиях практически водонепроницаемых рудоносных пород целики по контуру блока должны быть обураны дренажными скважинами, оборудованными перфорированными трубами с задвижками. В этом случае дренажные выработки должны быть открытыми. Такая конструкция блока позволяет создать в камере с замагазинированной рудой направленный гидродинамический поток раствора реагента с регулируемой производительностью и временем контакта с отбитой рудой [5–7].

Еще одним важным фактором рассмотренных конструкций блоков является то, что отбитая в зажатой среде руда сама поддерживает неустойчивую кровлю после выщелачивания. При этом исключаются затраты на закладку камер.

Показатели системы подземного выщелачивания металла из руд, замагазинированных в горизонтальных обособленных камерах, оконтуренных слабо фильтрующими целиками (размер блока 120×60×10 м), приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Выщелачивания замагазинированных руд в горизонтальных обособленных камерах

Количество объемной массы	Объем руды
Объем рудной массы в геометризованном блоке, м ³	72000
Объем горно-подготовительных работ, м ³	9000, в % – 12,5
Удельный объем горно-подготовительных работ на 1000 т руды, подготовленной к выщелачиванию, м ³	60–65
Объем буровых работ (в перерасчете на скважины диаметром 80–100 мм) тыс. м ³	7,0–9,0
Удельный расход ВВ (в перерасчете на аммонал) на руду, подготовленную к выщелачиванию, кг/м ³	0,54
Объем рудной массы, оставленной в блоке для выщелачивания, тыс. м ³	
В массиве естественного залегания	25,2
Замагазинированная руда, тыс. м ³	37,8
Производительность забойного рабочего по руде, подготовленной к выщелачиванию, м ³ /час	45–55
Производительность блока по продуктивным растворам (установившийся режим), м ³ / час	160
Давление при подаче в блок выщелачивающих растворов (полное заполнение блока реагентом), атм	4,0

Системы со сплошным магазинированием отбитой руды применимы при мощности отрабатываемых рудных тел более 5–8 м. Последовательное сплошное магазинирование отбитых руд в камерах без оставления целиков – основная отличительная особенность систем этой группы.

Подача растворов реагента производится при помощи скважин оросителей, которые проходятся по руде. Показатели степени подземного выщелачивания при сплошном посекционном магазинировании отбитой руды слабонаклонных камер (размер секции 40×27×10) приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Степень подземного выщелачивания при сплошном посекционном магазинировании отбитой руды

Количество объемной массы	Объем руды
Объем рудной массы в геометризованной секции, м ³	10800
Объем горно-подготовительных работ, м ³	1670 м ³ , в % 15,4
Удельный объем горно-подготовительных работ на 1000 т руды, подготовленной к выщелачиванию, м ³	75–80
Объем буровых работ (в пересчете на скважины диаметром 80–100 мм), тыс. м	1,6–2,2
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,9
Замагазинированная руда, тыс. м ³	9,13
Производительность забойного рабочего по руде, подготовленной к выщелачиванию, м ³ /час/смену	27–30
Производительность секции по продуктивным растворам (установившийся режим), м ³ /час	20–40
Давление при подаче в блок выщелачивающих растворов, атм	3,0
Количество выщелачивающих растворов, приходящихся на 1 т руды (ж:т) за весь период выщелачивания, м ³ /т	1,5–2,0

Выщелачивание замагазинированных руд производится инфильтрационным потоком реагента, что значительно повышает эффективность процесса и способствует меньшему растеканию продуктивных растворов за пределы эксплуатационной камеры.

Эта схема основана на использовании инфильтрационного потока раствора реагента, движение которого по рудной массе происходит под действием сил гравитации от оросительных устройств к дренажным. Эта схема применима только при выщелачивании металлов из руд изотропных в фильтрационном отношении. Поэтому она получила наибольшее распространение при подземном капиллярном выщелачивании предварительно отбитых и замагазинированных руд, а также при кучном выщелачивании. При этом раствор не заполняет все поры и пустоты в руде, как при выщелачивании при гидродинамической схеме, а лишь смачивает и покрывает тонкой пленкой поверхность отдельных кусков и стенки капилляров. Только в нижней части камер формируются гидродинамические зоны.

При выборе системы подземного выщелачивания для отработки полей старых шахт Жезказгана должны быть выдержаны следующие основные требования:

1. Размер кусков раздробленной руды или отдельности, ограниченной трещинами, в поперечнике не должны превышать 250 мм [8].
2. Должно быть обеспечено равномерное орошение всего массива руды растворителем с требуемой технологией выщелачивания плотностью орошения.

С точки зрения горно-геологических условий месторождения, особый интерес представляет система подземного выщелачивания металлов из руд, отбитых при помощи обычных буровзрывных работ с последующим магазинированием.

Из этого класса систем подземного выщелачивания для условий Жезказганского месторождения может иметь значение, в первую очередь, группа систем со сплошным магазинированием руд и выщелачиванием инфильтрационным потоком реагента. В приведенной классификации областью

применения этой группы систем считаются плотные или слабо водопроницаемые ($K_f < 0,5$ м/сутки) с низкой эффективной пористостью ($n < 5\%$) при наличии водоупора в почве.

В связи с высокой плотностью Жезказганских руд и слабой их трещиноватостью фильтрационных свойств, перед выщелачиванием необходимо обеспечить достаточную степень дробления руды.

Учитывая неглубокое залегание залежей (до 50 м), целесообразно дробление руды производить при помощи скважин, пробуренных с поверхности. При этом будут обрушены и налегающие породы. Это позволит при выщелачивании извлечь металл и из многочисленных рудных пропластов, залегающих среди пустых пород.

Руды и породы Жезказганского месторождения содержат значительное количество карбонатов, которые, нейтрализуя кислоту, отрицательно сказываются на процессах выщелачивания. Такой характер руды и пород предопределяет противоречивые требования к их дроблению. С одной стороны, для лучшего извлечения металлов, необходимо раздробить руду как можно мельче. С другой стороны, с целью снижения расходов кислоты необходимо уменьшить поверхность контакта растворов с породой, т. е. избегать ее переизмельчивания.

При подземном выщелачивании существенным является получение оптимального коэффициента разрыхления руды по отбиваемым слоям для равномерной фильтрации раствора, а также получение фракционного состава руды, заданного химической технологией.

При мелком дроблении руды образуется корка, способствующая нарушению циркуляции раствора, при крупном площадь контакта уменьшается и создаются условия для формирования замкнутой циркуляции раствора [9, 10]. Это вызывает необходимость разработки оптимального варианта разрушения горных пород взрывом применительно к требованиям эффективного осуществления подземного выщелачивания медных руд [11, 12].

По общепринятой в горном деле методике рассчитывают сетку расположения скважин. Определяют удельный расход ВВ. Вносят поправочные коэффициенты для конкретных горно-технических условий. При этом учитываются направления движения рабочих и порядок взрывания скважинных зарядов, а также сейсмобезопасность работ.

Опыт подготовки руд для выщелачивания показывает, что при интенсивной отработке блоков (время отработки 1 год при полноте извлечения металла 70–80 %) следует применять скважины диаметром 45–65 мм [13, 14]. При более длительной отработке рекомендуется бурить скважины диаметром 80–110 мм и выше.

Выводы

Горно-геологические особенности Жезказганского месторождения (неглубокое залегание, водопроницаемый экран, отсутствие капитальных сооружений на поверхности, угол залегания и т. п.), выявленные в пределах ранее отработанных шахтных полей № 1, 2, 3, 7, 10, 11, 12, 26, 34, 39, «Петро-Ц», Петро-4» допускают постановку испытаний геотехнологического метода извлечения металла из руд. За 10 месяцев из окислено-сульфидной руды крупностью минус 20 мм можно выщелочить 50–80 % меди. За тот же период из халькозиновой руды выщелочено 30–50 % меди, а из борнит-халькопиритовой – 5–12 %, что свидетельствует о малой эффективности переработки последней методом выщелачивания. Лучшими растворителями являются серная кислота (5–10 г/л) и подкисленный сульфат окиси железа (5 г/л). Расход серной кислоты по мере выщелачивания и развития окислительных процессов снижается до 1,6–3,2 т/т меди для окисленной руды и до 2,5–4,1 т/т халькозиновой руды, что делает сернокислотное выщелачивание вполне приемлемым для этих руд по технико-экономическим показателям.

Предложенные варианты систем подземного выщелачивания (система подземного выщелачивания металлов из руд, отбитых при помощи обычных буровзрывных работ с последующим магазинированием, и система подземного выщелачивания с разрушением опорных целиков и налегающей толщи пород) могут найти применение в условиях отработанной части медных руд.

Статья подготовлена в рамках на грантовое финансирование по научным и (или) научно-техническим проектам «Технология получения препарата-адаптогена на основе гуматов из угля и экстрактов дикорастущих растений для создания устойчивого растительного покрова на техногенных объектах (AP14871298).

Поступила: 09.10.2023; рецензирована: 23.10.2023; принята: 25.10.2023.

Литература

1. Ляликова Н.Н. Микробиологическая характеристика некоторых рудных месторождений центрального Казахстана / Н.Н. Ляликова, Г.А. Соколова // Микробиология. 1965. Т. 34. Вып. 2. С. 335–343.
2. Жалгасулы Н. Подземное выщелачивание меди с направленным гидродинамическим потоком растворителей / Н. Жалгасулы, А.В. Когут, А.А. Исмаилова // Докл. на межд. науч.-практ. конф., посв. 70-летию чл.-корр. НАН КР К.Ч. Кожогулова. 2020. № 41(3). Бишкек, 2020. С. 65–79.
3. Лунаев Л.И. Подземные системы выщелачивания металлов / Л.И. Лунаев, И.Е. Рудаков. М.: Цветметинформация, 1974.
4. Лунаев Л.И. Бесшахтные системы выщелачивания металлов / Л.И. Лунаев, И.Е. Рудаков. М.: Цветметинформация, 1974.
5. Разработка технологических схем получения цветных металлов подземного выщелачивания. Отчет промежуточный, ИГД АН КазССР, 1973 г.
6. Махмутов Т.Т. Вопросы формирования и режима рудничных вод Джекказгана / Т.Т. Махмутов // Сб. матер. научн. конф. молодых ученых. Алма-Аты, 1972. С. 304–305.
7. Махмутов Т.Т. Формирование химического состава подземных вод Джекказганского района / Т.Т. Махмутов // Сб. матер. научн. конф. молодых ученых. Алма-Аты, 1972. С. 305–307.
8. Бахуров В.Г. Подземное выщелачивание урановых руд / В.Г. Бахуров и др. М.: Атомиздат, 1969.
9. Лунаев Л.И. Способ отработки подземного выщелачивания слабопроницаемых рудных тел горизонтального и наклонного залегания (со сплошным магазинированием руд) / Л.И. Лунаев, И.Е. Рудаков и др. // Патент ГДР № 97918, 1973.
10. Губкин Н.В. Метод подземного выщелачивания металла гидродинамическим потоком реагента из отбитых и замагазинированных на месте залегания руд / Н.В. Губкин, Л.В. Крупкин и др. // Патент ГДР № 86801, 1973.
11. Бронников Д.М. Выбор параметров взрывных скважин при подземной отбойке / Д.М. Бронников, Ф.А. Барсуков. М.: Госгортехиздат, 1961.
12. Соломин Г.А. Определение Fe²⁺, Fe³⁺ и Al³⁺ в кислотных водах / Г.А. Соломин, Н.Г. Фесенко // Современные методы анализа природных вод. М.: Изд-во АН СССР, 1962.
13. Шевко В.М. Хлоридно-электротермическая переработка оксидных медьсодержащих руд: монография / В.М. Шевко, Д.К. Айткулов, Б.Д. Айткулов / LAPLAMBERT Academic Publishing (Германия). 2014. 287 с.
14. Мосинец В.Н. Энергетические и корреляционные связи процесса разрушения пород взрывом / В.Н. Мосинец. Фрунзе: Илим, 1963.