

УДК 622.277.3

ЗАВИСИМОСТЬ ИЗВЛЕЧЕНИЯ МЕТАЛЛА ОТ ХАРАКТЕРА ДРОБЛЕНИЯ

Кожоголов К.Ч., Жалгасулы Н., Бектибаев У.А., Исмаилова А.А.

Институт геомеханики и освоения недр Национальной академии наук КР
(г.Бишкек),

Институт горного дела им. Д.А. Кунаева (г. Алматы, Казахстан)

В статье рассматривается современное состояние подземной и открытой разработки месторождения полезных ископаемых характеризуется рядом отрицательных особенностей: увеличением глубины разработки; усложнением горно-геологических условий; снижением качества минерального сырья; ухудшением безопасности и комфортности условий труда; вредным влиянием на природную среду.

Ключевые слова: некондиционные медные руды, кучное выщелачивание, дробление, гидрометаллургия

МЕТАЛДЫ БӨЛҮП ЧЫГУУ МАЙДАЛОО МҮНӨЗҮНӨ КӨЗ КАРАНДЫЛЫГЫ

Кожоголов К.Ч., Жалгасулы Н., Бектибаев У.А., Исмаилова А.А.

Кыргыз Республикасынын Улуттук илимдер академиясынын
Геомеханика жана жер казынасын өздөштүрүү институту (Бишкек ш.),
Д.А. Кунаев атындагы Тоо-кен институту (Алматы, Казакстан)

Макалада пайдалуу кен чыккан жерлерди жер астынан жана ачык түрдө казып алуунун азыркы абалы каралат, ал бир катар терс көрүнүштөр менен мүнөздөлөт: иштетүү тереңдигинин өсүшү; тоо-геологиялык шарттардын татаалдашы; минералдык сырьенун сапатынын төмөндөшү; коопсуздуктун жана эмгек шарттарынын ыңгайлуулугунун начарлашы; жаратылыш чөйрөсүнө зыяндуу таасири.

Баштапкы сөздөр: стандартка жооп бербеген жез рудалары, үймөктөп эрүү, майдалоо, гидрометаллургия

DEPENDENCE OF METAL EXTRACTION ON THE NATURE OF GRINDING

Kozhagulov K.Ch., Zhalgasuly N., Bektibayev U.A., Ismailova A.A.

Institute of Geomechanics and Subsoil Development of the National Academy of Sciences of the Kyrgyz Republic (Bishkek),
Institute of Mining D.A. Kunaev (Almaty, Kazakhstan)

The article discusses the current state of underground and open-pit mining of a mineral deposit is characterized by a number of negative features: an increase in the depth of development; a complication of mining and geological conditions; decrease in the quality of mineral raw materials; deterioration of safety and comfort of working conditions; harmful effect on the natural environment.

Key words: substandard copper ores, heap leaching, crushing, hydrometallurgy

Введение

Геотехнологические методы добычи полезных ископаемых, в том числе подземное и кучное выщелачивание, используются в мировой практике для переработки забалансовых, отвальных и потерянных руд. Наиболее широко такие методы применяются для разработки медных и урановых руд. В то же время имеются большие запасы некондиционных свинцово-цинковых руд для разработки которых могут быть применены геотехнологические методы.

Дробление руды - один из наиболее важных вопросов подготовки ее к выщелачиванию. Качество дробления руды существенно влияет на эффективность метода выщелачивания. Параметры буровзрывных работ установленные при традиционной технологии, не обеспечивают требуемого гранулометрического состава руды и равномерного разрыхления, особенно при разрушении крепких руд типа жезказганских.

В основе процесса выщелачивания металла из руд лежит явление диффузии, характеризующиеся весьма низкими скоростями, снижение времени выщелачивания и увеличение доли извлечения металла при прочих постоянных параметрах обратно пропорционально линейному

размеру куска. Вследствие, масштаб процесса будет тем больше, чем больше площадь контакта рудного минерала с рабочим раствором и чем большей макро и микропустотностью обладает он.

При подземном и кучном выщелачивании существенным является получение оптимального коэффициента разрыхления руды по отбиваемым слоям для равномерной фильтрации раствора, а также получение фракционного состава руды, заданного химической технологией. Опыт подготовки горной массы заданной степени дробления свидетельствует о том, что средний размер куска пропорционален диаметру буровых скважин и обратно пропорционален удельному расходу ВВ.

За последние десятилетия произошло значительное истощение запасов богатых руд, особенно в промышленно развитых районах. Вследствие этого возникла необходимость поиска и внедрения новых способов производства металлов из нетрадиционных источников сырья. К таким источникам следует отнести окисленные, бедные сульфидные и более или менее богатые труднообогатимые руды цветных металлов. Отвалы забалансовых и некондиционных руд, а также «отработанные» месторождения являются долговременным источником загрязнения окружающей среды за счет самопроизвольного выщелачивания из них меди, цинка, свинца, мышьяка и других металлов. Наиболее рациональным способом избавления от пагубного влияния таких объектов на окружающую среду является организация кучного и подземного выщелачивания. Таким образом, выщелачивание призвано решить одновременно две задачи: расширить сырьевую базу производства металлов и улучшить экологию данных районов.

В условиях Жезказганского горнометаллургического комбината руды в оставляемых целиках колеблются от 12 до 25 %, достигая иногда 40 % за период разработки в разного рода потерях оставлено десятки млн т. богатой руды. Ежегодный прирост потерь в целиках, с учетом

увеличивающейся добычи равен примерно годовой производительности нового медного рудника.

Поэтому изысканию наиболее эффективных методов добычи потерянных, забалансовых и бросовых руд имеет первостепенное значение. Одним из таких методов является подземное и кучное выщелачивание. Успешное решение проблемы добычи меди из разных типов руд, способствует вторичной разработке их и максимально полному использованию богатств недр.

Целью настоящей статьи является обследование жезказганского месторождения и разработка рекомендаций вовлечению в подземное и кучное выщелачивание наиболее пригодных участков рудного поля.

Материалы и основные методы.

По характеру явления растворов все многообразие известных способов и технических решений подземного выщелачивания металлов на месте залегания можно классифицировать на три принципиально гидротехнологических схем: *гидродинамическая*, применяемая при выщелачивании *изотропных* и *анизотропных* руд направленным напорным потоком раствора реагента; инфильтрационная, применяемая при капиллярном выщелачивании *изотропных руд*; *гидростатическая*. Эти схемы в равной мере включают как выщелачивание металлов из руд естественного залегания, так и выщелачивание металлов из руд отбитых и замагазинированных в камерах. Такое расчленение позволяет проанализировать все возможные варианты и выбрать оптимальную схему для любого конкретного месторождения.

При мелком дроблении руды образуется корка, способствующая нарушению циркуляции раствора, при крупном - площадь контакта уменьшается и создаются условия для формирования замкнутой циркуляции раствора [1,2].

Это определяет необходимость разработки оптимального варианта разрушения горных пород взрывом применительно к требованиям эффективного осуществления подземного выщелачивания скальных руд. Средний линейный размер куска (d_{cp}) определяется:

$$d_{cp} = \frac{K_1 d_1 + K_2 d_2 + \dots + K_n d_n}{K_1 + K_2 + \dots + K_n}, \quad (1)$$

где d_{cp} - средний геометрический взвешенный размер куска;

$K_1 \dots K_n$ - процентное содержание кусков различных классов крупности;

$d_1 \dots d_n$ - средний линейный размер куска внутри классов крупности.

Связь между диаметром скважин ($d_{скв.}$) и средним линейным размером куска (d_{cp}) для труднодробимых пород выражается зависимостями (по В.Н.Мосинцу):

$$\text{Для трудно дробимых руд } d_{cp.} = d_{скв.} \cdot 1,13-1,15 \quad (2)$$

$$\text{Для легко дробимых руд } d_{cp.} = d_{скв.} \cdot 1,00-1,05 \quad (3)$$

Для определения параметров расположения скважинных зарядов уравнение по определению величины зарядов в зависимости от вместимости скважин, разрушаемого объема и удельного расхода ВВ:

$$\frac{a}{d_{скв.}} = \frac{\sqrt{\pi \cdot L_3 \cdot \delta_{ВВ}}}{4 \cdot L \cdot q}$$

где a - расстояние между скважинами;

$d_{скв.}$ - диаметр скважин;

L_3 - длина заряда;

$\delta_{ВВ}$ - плотность ВВ;

L - длина скважины;

q - удельный расход ВВ.

Для проведения опытных испытаний сооружено бассейн для кучного выщелачивания медных руд регулируемой высотой навала сырья. Причем основания бассейна залита кислотостойким бетоном,

размерами: в длину 25 м, шириной 12 м. Эти размеры установлены в соответствии крупногабаритной погрузочной и разгрузочной техники.

Результаты и обсуждение

Систематизация систем подземного выщелачивания и их классификация, подобно классификации систем разработки рудных месторождений, имеет важное значение для дальнейшего развития этих методов. В работе Роберта В. Бартлета [3] приведена классификация систем подземного выщелачивания. При этом под системой подземного выщелачивания понимается совокупность конструктивных элементов участка отработки, обеспечивающих определений порядок и технологию ведения управляемого процесса перевода металла в раствор.

Приведенная в работе 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 используются одновременно несколько различных признаков—способ вскрытия залежи, состояние обрабатываемого массива, сочетание различных способов отработки.

Более четко разделены системы подземного выщелачивания на группы. Принятым в данном случае отличительный признак — технологические схемы движения выщелачивающих растворов реагента по руде следует считать основным признаком группирования систем в данной классификации.

Гидродинамическая схема основана на использовании постоянного или периодически действующего горизонтального фильтрационного потока раствора реагента, заполняющего все трещины и поры рудоносных пород. Движение потока происходит за счет разности напоров у растворов подающих и дренажных устройств по законам гидравлики, используемых при подземной разработке руд.

Гидродинамическая схема может применяться при выщелачивании металлов из руд, приуроченных как к изотропным в фильтрационной отношении породам, так и к анизотропным, слоистым. Причем, если рудоносные породы обладают низкими фильтрационными свойствами ($K < 0,5$ м/сутки), то необходимо искусственно создать проницаемость массива. Это достигается предварительной подготовкой рудоносных пород к выщелачиванию путем дробления массива руд обычными и ядерными ВВ, химической обработкой, подземным обжигом пород, отбойной и магазинированием руд в камерах и другими методами.

Системы подземного выщелачивания металлов в слабонаклонных и горизонтальных камерах применяются при отработки горизонтально залегающих и пологопадающих месторождений (с углами падения $0-15^\circ$ приуроченных к слабо водопроницаемым ($K < 0,5$ м/сутки) и практически водонепроницаемым породам).

Эти системы подземного выщелачивания в зависимости от мощности рудных тел и конкретной горногеологической условий разделяются на две основные подгруппы: системы подземного выщелачивания с отдельным магазинированием; отбитой руды (обособленные камеры); системы подземного выщелачивания со сплошным магазинированием; отбитой руды (смежные камеры).

Системы с отдельным магазинированием отбитой руды в обособленных камерах находят применение при отработке пластовых залежей с углами падения $0-5^\circ$, 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 [3].

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.

Выщелачивание металла из замагазинированных в камерах руд осуществляют горизонтальным гидродинамическим потоком реагента, который подают в камеру по трубопроводам за растворонепроницаемой перемычкой под некоторым избыточным давлением по отношению к кровле камеры. Прием продуктивных растворов осуществляется в дренажные щели, которые являются общими для смежных блоков. Далее растворы транспортируются по горным выработкам к общему растворосборнику и насосами перекачиваются на технологическую сорбционную установку для извлечения из них металла.

Подготовительные работы заключаются в проведении откаточных полевых штреков, восстающих до подошвы рудного пласта и оконтуривающих блок рудных дренажных штреков, проходимых на уровне почв пласта.

Рассмотренный вариант систем подземного выщелачивания применим при выщелачивании металла из слабо водопроницаемых руд, когда раствор реагента имеет возможность проникнуть в дренажную щель из камеры с замагазинированной рудой через фильтрующий целик.

В условиях 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. Еще одним важным фактором рассмотренных конструкций блоков являются то, что отбитая в зажатой среде руда сама поддерживает неустойчивую кровлю после выщелачивания.

Для переработки низкокачественных медных руд внимание исследователей и производителей привлекли методы кучного и подземного выщелачивания меди, к которым применен метод бактериального выщелачивания [4-5]. Предложено [6] проводить процессы подземного и кучного выщелачивания медных руд в три стадии, что обеспечивает увеличение извлечения меди из руды и сокращение расход на серной кислоты. Для этого на первой стадии вскрываются легкорастворимые формы меди, на второй стадии вводится пауза между орошениями для активизации окислительных процессов, третья стадия – финальная, на которой медь выщелачивается из труднорастворимых форм сульфидной ее части. На испытаниях достигнуто 80 %-ное извлечение меди и расход серной кислоты – не более 5 т/т меди. На опытном участке Фиагдонского рудника Садонского СЦК проведены пилотные испытания по извлечению ценных 30 компонентов, в том числе меди, из продуктивных растворов [7]. Технология включала сорбцию свинца и цинка на анионите АМП с отделением от железа и меди с последующим элюированием водой. Медь извлекается цементацией железом из раствора после сорбционного удаления свинца и цинка. В работе [8] разработана технология очистки медных концентратов (на примере Солнечного и Приморского ГОКов) от мышьяка с применением бактериального окисления. Руда подвергается измельчению до 200 меш. и при Т: Ж=1:5, температуре 30⁰С и рН 2, при барботаже воздухом подвергается обработке с использованием адаптированных микроорганизмов. Продолжительность бактериального выщелачивания составила 60-100 часов. Медные концентраты после БВ подаются непосредственно в медную плавку [9].

Избыточное увлажнение предварительно разрушенных горных пород позволяет повысить скорость продольных волн по ним до 1800 м/с и плотность до 2100 кг/м³. Это позволяет резко повысить качество

дробления таких пород при увеличении к.п.д. взрыва и снизить удельный расход ВВ. Если при заполнении трещин, пустот воздухом напряжения на фронте волны снижаются по отношению к монолитным средам в 25-100 раз, в зависимости от ширины неоднородностей, то при заполнении их водой напряжения в фронте волны снижаются по отношению монолитным средам лишь на 25-30 %.

Важной особенностью дробления нарушенных пород является то, что это разрушение достигается лишь в результате соударения разрушенных масс. Это обстоятельство при повторном разрушении горных пород требует их зажима, что ведет к снижению скорости смещения последующих отдельностей, и в связи с этим к увеличению энергии соударения. Для повышения собственно энергии соударения как первой, так и последующих отдельностей целесообразно на границе раздела сред получение наиболее однородного первичного поля напряжений при максимально возможной из условий безопасной кинетической энергии разлета энергии волн.

Особенностью дробления нарушенных горных пород является резкое затухание волн напряжений и формирование, в связи с этим лишь первичного поля напряжений при полном отсутствии вторичного поля напряжений. Это обстоятельство резко сокращает возможные в таких породах методы управления энергией взрыва.

Сырьем для переработки является труднообогатимая окисленная медная руда Жезказганского месторождения, в частности Малого Спасского карьера Северо-Жезказганского рудника. Комплекс пород слагающий район месторождения представлен чередующимися слоями красных и серых песчаников алевролитов с прослоями аргилитов, конгломератов и кремненных известняков. Медное оруднение приурочена к серым песчаникам. Крепость пород аргилитов и алевролитов - 7-10, серого песчаника-10-16. Плотность руд и пород в массиве 2.5-2,6 г/м³.

Коэффициент разрыхления 1.6. Запасы руд составляют 37.38 от общих запасов на карьере. В настоящее время в отвалах СДР находятся более 4 млн. т окисленных руд со средним содержанием меди 0.71%. В отвалах Спасского карьера 446 тыс. т руды, содержание меди от 1,2 до 50%. В недрах Спасского карьера - 250 тыс. т. Подобных руд.

Основной продукт, получаемый по предлагаемой технологии перментная медь марки МЦ-1 (Ту-48-7-19-74).

Состав продукта (по результатам опытно-промышленных испытаний) %: Си - 72; Fe -- 5,7; влаги - 8.2.

Характеристика окисленных руд - вкрапленность минералов, способность к декриптации и шламообразованию при обработке кислотами, высокая кислотопоглощающая способность - определила основное положение при разработке технологии - выщелачивание в малых кучах, высотой не более 1 м, с предварительной обработкой руды концентрированной кислотой кучи перед ее промывкой [10].

Такая технология в отличие от общеизвестного кучного выщелачивания позволяет за короткий срок достигнуть высокого уровня извлечения полезных компонентов при сравнительно низком расходе кислоты.

При этом используется оборотное водоснабжение, исключающее образование жидких отходов.

Кучное выщелачивание меди и комплексное использование окисленной руды включает следующие операции:

- 1) дробление и грохочение;
- 2) обработку кислотой
- 3) выдержку;
- 4) выщелачивание;
- 5) отстаивание обогащенного раствора;
- 6) цементацию меди;
- 7) отстаивание оборотного раствора;

8) регенерацию выщелачивающего раствора;

9) направление твердых отходов на складку.

Последовательность технологических операций показана на рис. 4.1.

Руды средней забойной крупности 300 мм дробиться до размеров частиц -40+0 мм, смачивается концентрированной серной кислотой из расчета 0,08-0,09 т/т руды, в течение 1-2 мин., выдерживается в куче (610 т) до 24 часов, затем переносится в камеру и укладывается слоем в 1 м (0,5 суток), выщелачивается в камере (4 камеры) серной кислотой концентрации 0,5 г/л (3 суток). Общий расход кислоты в процессе 0, 1 т/т руды. Выгрузка отходов руды после выщелачивания - 0,5 суток. Общая продолжительность цикла в камере - 4 суток (3 суток выщелачивания, 1 сутки - промывка выщелоченной руды водой, загрузка и выгрузка), обогащенный металлом раствор отстаивается от шламов со скоростью 0, 1 см/мин., затем из осветленного раствора извлекается медь цементацией на железном скрапе или другими способами. Продолжительность контакта со скрапом - 6-10 мин, Расход скрапа 1,5т/т меди. В качестве скрапа могут быть использованы чугунные опилки, сиальная стружка и другие отходы производства.

После цементации пульпа отслаивается со скоростью регенерируется (подкрепляются серной кислотой до концентрации 0,5 г/л), пополняется до исходного объема плотности орошения 1 м /т в сутки) и возвращается на выщелачивание.

Получаемая продукт-цементация медь складывается в складочный комплекс для использования в качестве инертного заполнителя складочной смеси.

ВЫВОДЫ:

1. Из данных зарубежного и отечественного опыта кучного и подземного выщелачивания медных руд следует, что переработка различных бедных и некондиционных руд методом геотехнологии

является чрезвычайно перспективным в части полноты и эффективности использования' минерального сырья.

В данной статье предметом исследований и промышленной реализации выбраны медные руды, которые могут быть переработаны кучным или подземным выщелачиванием и которые по технологическим или экономическим соображениям не могут быть переработаны по традиционным технологиям.

1 Горно-геологические особенности Жезказганского месторождения (не глубокое залегание, водонепроницаемый 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-2", "Петро-4» допускают постановку испытаний геотехнологического метода извлечения металла руд.

2. За 10 месяцев не окисленно-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-халькопировитов-512 %, что свидетельствует о малой эффективности переработки последней методом выщелачивания. Лучшими растворителями являются серная кислота (5-10 г/л) и подкисленный сульфат окиси железа (5г/л)

3. 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.

4. 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 на лежащей толщии пород) могут найти применения в условиях отработанной части Жезказганского месторождения.

ЛИТЕРАТУРА

1. Аксёнов А.В., Васильев А.А., Никитенко А.Г. Кучное выщелачивание меди из окисленных руд. особенности процесса применительно к российским климатическим условий. ВЕСТНИК ИрГТУ №1 (84) 2014.- С.72-75
2. Халезов, Борис Дмитриевич. Исследования и разработка технологии кучного выщелачивания медных и медно-цинковых руд. Тема диссертации и автореферата по ВАК РФ 05.16.02, доктор технических наук. -Екатеринбург, 2009.-548 с.
3. Robert W. Bartlett. Metal extraction from ores by heap leaching//Metallurgical and Materials Transactions B volume 28, pages529–545 (1997).
4. Bar, D. E., Barkat, D. A Statistical approach to the experimental of the leaching of sulfide copperfrom the ores using lixiviant sulfuric acid// JOURNAL OF MINING SCIENCE, Volume: 52, Issue: 3, DOI: 10.1134/S1062739116030849, Published: MAY 2016, Pages: 569-575.
5. Jochen Petersen.Heap leaching as a key technology for recovery of values from low-grade ores – A brief overview//Hydrometallurgy, Volume 165, Part 1, October 2016, Pages 206-212, <https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2015.09.001>
6. Xi-liang Sun, Bai-zhen Chen, Xi-yun Yang,& You-yuan Liu. Technological conditions and kinetics of leaching copper from complex copper oxide ore//Journal of Central South University of Technology volume 16, pages 936–941, December 2009

7. Каирбеков Ж.К., Аубакиров Е.А., Жалгасулы Н. Геотехнология в процессе выщелачивания жезказганских медистых песчаников. Промышленность Казахстана, № 1, 2017. -С.64-68.
8. Жалгасулы Н. Когут А.В., Исмаилова А.А Исследование выщелачиваемости медных руд Жезказганского месторождения. Горные науки и технологии, №2, стр. 14-22. -2018. МИСиС, РФ, Москва
9. Захарьян Семен Владимирович. Исследование и разработка гидрометаллургической технологии переработки бедного медно-сульфидного сырья жезказганского региона с извлечением меди и сопутствующих ценных компонентов сорбционным методом. Диссертация на соискание ученой степени доктора технических наук. Екатеринбург, Караганда – 2019.-362 с.
10. Рогов А.Е., Жатканбаев Е. Кинетика подземного скважинного выщелачивания урана- Алматы, 2009. -204 с.