

6. Нормы технологического проектирования подземного транспорта горно-добывающих предприятий ОНТП 1-86, раздел В «Проектирование самоходного нерельсового транспорта».

УДК 622.277(574)

Рудоподготовка месторождений благородных металлов для кучного выщелачивания

А.К. ТУРСУНБАЕВА, к.т.н., профессор кафедры ММиН,
 Карагандинский государственный технический университет

Ключевые слова: благородные металлы, кучное выщелачивание, рудоподготовка, рудный штабель, агломерация, окомкование, кольматация, сегрегация.

Развитие добычи благородных металлов в Республике Казахстан осуществляется как на россыпных, так и на коренных месторождениях, что предполагает принципиальную смену технологий от традиционных к физико-химическим и, прежде всего, кучному выщелачиванию, позволяющему существенно снизить капитальные вложения и эксплуатационные затраты. Однако в Казахстане кучное выщелачивание (КВ) не нашло широкого применения не только из-за резкоконтинентального климата, сложного химического и фазового состава исходного сырья, но и из-за отсутствия целенаправленных теоретических и технологических исследований по рудоподготовке месторождений благородных металлов для кучного выщелачивания. При этом каждое месторождение имеет особенности минералогического, химического состава руд, формы нахождения в них золота и серебра, что требует проведения целенаправленных исследований по добыче и рудоподготовке. Следует отметить, что самым энергоемким и дорогостоящим процессом подготовки руды является ее разрушение: взрывание, дробление и измельчение [1, 2].

Руды ряда месторождений благородных металлов Казахстана имеют значительную твердость, содержат как свободное, так и невидимое золото в арсенопирите и пирите. Наличие такого золота обуславливает высокие требования к работе цикла дробления руды и ее выщелачивания, а также развитие новых методов рудоподготовки, что является предметом настоящих исследований. Основными факторами, определяющими эффективность технологии КВ руд благородных металлов, являются: физико-химические свойства руды, способы рудоподготовки и формирования рудного штабеля, обеспечивающие проницаемость рудной массы. Исходя из этого, определены основные задачи исследования.

На основании математической модели влияния минерального и химического составов, текстурно-структурных факторов на процессы дробления и измельчения руд благородных металлов, дающей возможность классифицировать руды для оптимизации процессов дробления и измельчения, а также аналитической модели и установленных закономерностей дезинтеграции упорных руд благородных металлов, позволившие классифицировать руды по способам воздействия на них внешних потоков энергии, предлагается технологическая схема рудоподготовки на ме-

сторождениях благородных металлов для кучного выщелачивания.

Так как в сульфидных рудах месторождений благородных металлов Казахстана серебро и золото представлено в виде электрума и имеет тонкую вкрапленность, то рекомендуется рудоподготовку осуществлять в три стадии дробления, по классам: -20+15 мм, -15+10 мм, -10+5 мм, что позволяет за период выщелачивания 60 суток при общем расходе растворителя до 1 кг/т достичь степени извлечения драгоценных металлов на уровне 85 %. Для руд других минералогических типов: окисленные, смешанные, гранулометрические – слои штабеля формируются с использованием изложенных принципов.

На стадии рудоподготовки образуется значительное количество мелочи, наличие которой резко снижает просачивание раствора через слой руды в штабеле при выщелачивании. Основным способом решения данной проблемы является агломерирование руды связующим веществом на барабанном окомковывателе. В этой связи формирование рудного штабеля предлагается осуществлять передвижными и штабелирующими конвейерами. Для устранения уплотнения рудной массы бульдозером при формировании штабеля рекомендуется использовать передвижные штабелирующие конвейеры. Выявлено, что работа по измельчению минерала пропорциональна его поверхности натяжению σ . Максимальная работа разрушения отмечается при диспергировании в вакууме, в среде инертного газа или несмачивающей жидкости. Минимальная работа разрушения отмечалась при диспергировании в жидких средах, содержащих поверхностно-активные вещества. Показано, что дробленая руда требует сортировки по типоразмерам, либо окомкования.

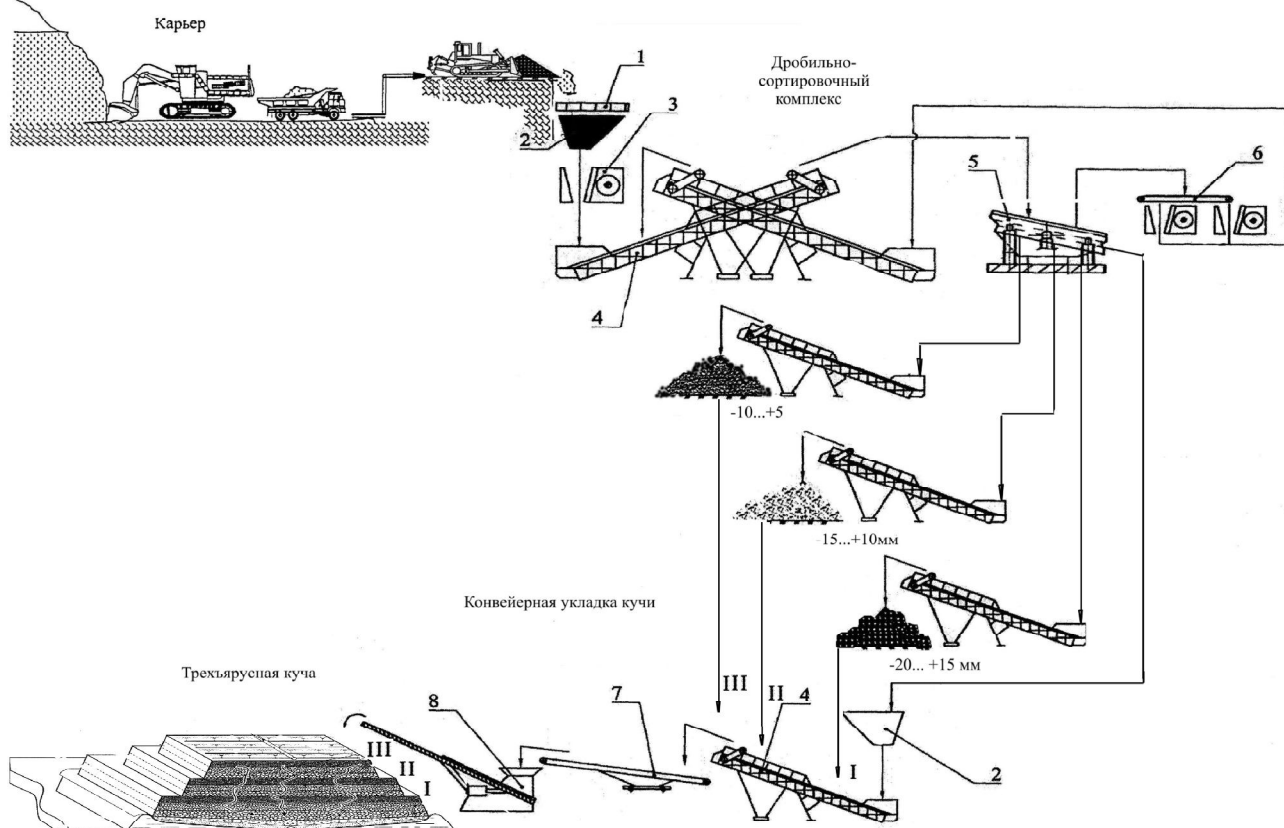
Согласно предлагаемой технологической схеме рудоподготовки месторождений благородных металлов для КВ (рисунок 1) добыча руды в карьере после буровзрывных работ осуществляется селективной выемкой. Транспортировка руды выполняется автосамосвалами на склад, а затем на дробильно-сортировочный комплекс (ДСК).

На дробильно-сортировочном комплексе (ДСК) руду разгружают в приемный бункер (1) вместимостью 30 м, из которого с помощью пластинчатого питателя руда подается на первую стадию дробления.

Схема рудоподготовки включает в себя трехста-

диальное дробление. На первой стадии дробления установлена щековая дробилка СМД-110А (3) с размерами приемного отверстия 600x900 мм. При круп-

ности исходной руды 510 мм дробилка может обеспечить производительность 60 м³/ч. После щековой дробилки дробленая руда подается на конусную дробилку



1 – колосниковая решетка; 2 – барабанный окомковыватель; 3 – щековая дробилка; 4 – магистральный конвейер; 5 – агрегат сортировки; 6 – агрегат среднего дробления; 7 – передвижной конвейер; 8 – штабелирующий конвейер (стакер)

Рисунок 1 – Предлагаемая схема рудоподготовки на месторождениях благородных металлов

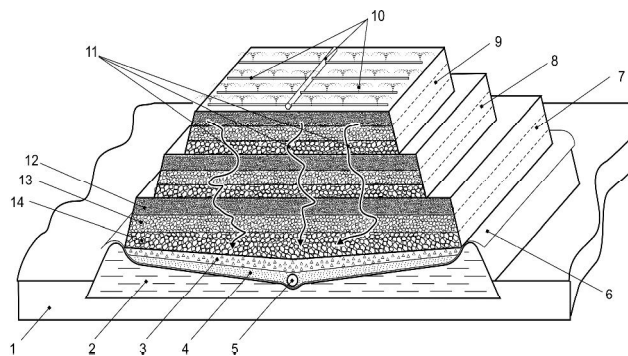
среднего дробления КСД-1750 (4). Там она дробится до крупности – 25 мм. Наибольший размер кусков питания – 160 мм, производительность – 90 м³/ч.

После первой стадии дробления на разгрузочный конвейер щековой дробилки с помощью щекового дозатора из бункера (2) подается портландцемент из расчета 3 кг на 1 т руды и перемешивается с ней на второй стадии дробления. Пройдя конусную дробилку, рудный материал с помощью ленточного питателя (5) поступает на грохот-питатель (6) с размером отверстий сит 10 мм. С помощью ленточных конвейеров подрешетный продукт отправляется в инерционный грохот (8), а надрешетный продукт грохота отправляется на третью стадию дробления в конусной дробилке мелкого дробления КМД – 1200 (7).

После третьей стадии руда поступает на контрольное грохочение в инерционный грохот (8) с размером отверстий сита 10 мм, откуда надрешетный продукт отправляется на грохот-питатель (6), а подрешетный продукт с помощью питателя подается в барабанный окомкователь (10). Смесь руды и связующего орошается концентрированным раствором цианида натрия до 6-8 % в окомкователе. Расход цианида натрия 1 кг/т. Дополнительно руда еще окомковывается при транспортировании ее системой конвейеров.

В некоторых случаях полностью останавливает технологический процесс из-за кольтации нижних

слоев штабеля и естественной сегрегации руды. Основным способом решения данной проблемы является агломерирование руды связующим веществом, а также буровзрывное рыхление рудного штабеля. Результат агломерирования мелочи достигается тем, что в способе кучного выщелачивания руд, включающем дробление руды, отсыпку штабеля, орошение штабеля выщелачивающим раствором, после дробления руду разделяют на фракции, а отсыпку руды осуществляют конвейерным оборудованием однородными по фракциям слоями, уменьшая крупность руды от нижнего слоя к верхнему в виде трехъярусного штабеля кучи (рисунок 2).



1 – коренные породы; 2 – глина; 3 – песок; 4 – гравий; 5 – приемная магистраль; 6 – гидроизоляционная пленка;

7, 8, 9 – I, II, III ярусы кучи соответственно;
10 – оросительная система; 11 – просачивание растворов;
12, 13, 14 – руда крупности – 20 мм, 15 мм, 10 мм
соответственно

Рисунок 2 – Модель укладки рудного штабеля для кучного выщелачивания

Метод взрывного рыхления штабеля КВ испытан на месторождении в ходе проведения промышленных экспериментов. Отсыпку штабеля КВ осуществляли на заранее подготовленное основание. Затем на расстоянии 4-6 м друг от друга устанавливали перфорированные полиэтиленовые или асбестоцементные трубы диаметром 100-150 мм. Длина труб на 0,5 м превышала высоту кучи. При снижении скорости просачивания выщелачивающих растворов по высоте кучи, вызванном кольматационными явлениями, в трубы, заранее уложенные в кучи, помещали заряды низкоплотных ВВ и периодически взрывали. Взрыва-

ние зарядов в скважинах глубиной до 5 м и диаметром 105 мм, пробуренных на уплотненных шламовыми фракциями участках рудного отвала, позволило повысить проницаемость рудной массы в 1,5-2 раза, увеличить добычу металла на 20-25 % и скорость выщелачивания полезного компонента на 25-30 %.

Таким образом, на основании проведенных исследований предлагается принципиальная технологическая схема кучного выщелачивания (рисунок 3), позволяющая оптимизировать процессы рудоподготовки и дезинтеграции упорных руд для эффективного извлечения целевого металла, и формирования рудного штабеля, с заданными технологическими и геометрическими параметрами, инструментальными исследованиями устойчивости бортов, послыонного формирования рудной массы различной крупности и орошения выщелачивающими растворами.

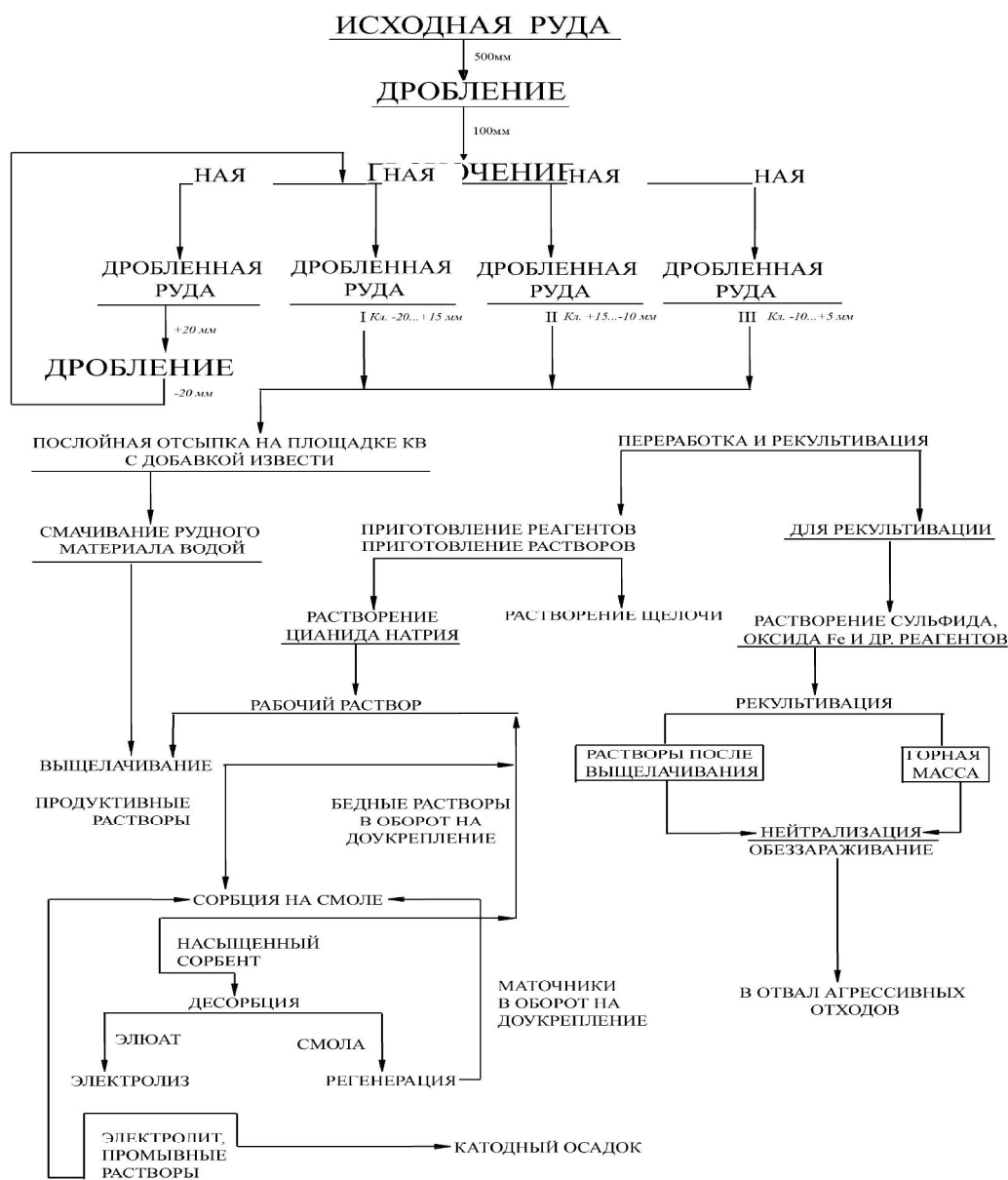


Рисунок 3 – Принципиальная технологическая схема КВ

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Аренс В.Ж. Физико-химическая геотехнология: монография. М.: Изд-во МГТУ, 2001. 656 с.
2. Воробьев А.Е., Портнов В.С., Турсунбаева А.К. Рудоподготовка месторождений благородных металлов для кучного выщелачивания: монография. Караганда: Издательско-полиграфический центр Казахстано-Российского университета, 2010. 314 с.

УДК 622.271

Периодические выбросы метана из очистного пространства на шахтах «Саранская» и «Сокурская»

Г.А. ПАК, директор ТОО «Ваша безопасность»,
 В.Н. ДОЛГОНОВ, д.т.н., доцент кафедры МДиГ,
 Е.А. ПАНАСЕНКО, магистрант кафедры МДиГ,
 Е.В. ДОЛГОНОВА, магистрант кафедры МДиГ,
 Карагандинский государственный технический университет

Ключевые слова: основная кровля, обрушение, газовыделение, очистное пространство, дегазация.

Анализ результатов исследований, выполненных на шахтах «Саранская» и «Сокурская» Карагандинского угольного бассейна, позволил установить общие закономерности процесса обрушения основной кровли и интенсивности газовой выделения из очистного пространства [1, 2, 3]. Прослеживается четкая взаимосвязь между шагами обрушения основной кровли, объемами и интенсивностью метановыделения. Одновременно с периодическими шагами обрушения основной кровли происходят периодические выбросы метана в выработанном пространстве очистной выемки. На сегодняшний день нет четкого представления о том, какую опасность таят в себе забитые до отказа метаном старые или действующие выработанные пространства с куполами сдвижения, где возникают громадные скопления метана, потенциально опасные «газовые мешки».

Важное значение имеет положение линии очистного забоя относительно обрушаемого блока основной кровли (рисунок 1). Выполненные наблюдения за периодическими осадками (шагами обрушения) основной кровли практически во всех лавах показали, что в начальный момент, после очередного обрушения основной кровли, состояние угольного забоя лавы очень хорошее, устойчивое. Такое устойчивое состояние сохраняется примерно до середины пролета шага обрушения, после которого устойчивость нарушается. С этого момента начинает проявляться с нарастающей силой опорное давление, в результате которого в лаве происходит отжим угольного пласта и вышележащих слоев пород и пластов и при подходе к точке обрушения начинает интенсивно выделяться метан под давлением в очистное пространство лавы.

Когда система дегазации работает неэффективно (внезапная остановка вакуумных насосов, разрыв газопровода, высокая нагрузка на лаву и т.д.), происходят выбросы метана при обрушении пород основной кровли из выработанных пространств. Мощность таких выбросов зависит от физико-механических характеристик вмещающих пород, а также от природной газоносности пласта и окружающих горных пород, попадающих в зону сдвижения.

Когда в почве и кровле залегают крепкие слои пород, выбросы метана происходят максимальной мощности, при этом возникает «поршневой» эффект – с мгновенным выбросом метана в горные выработки при обрушении кровли.

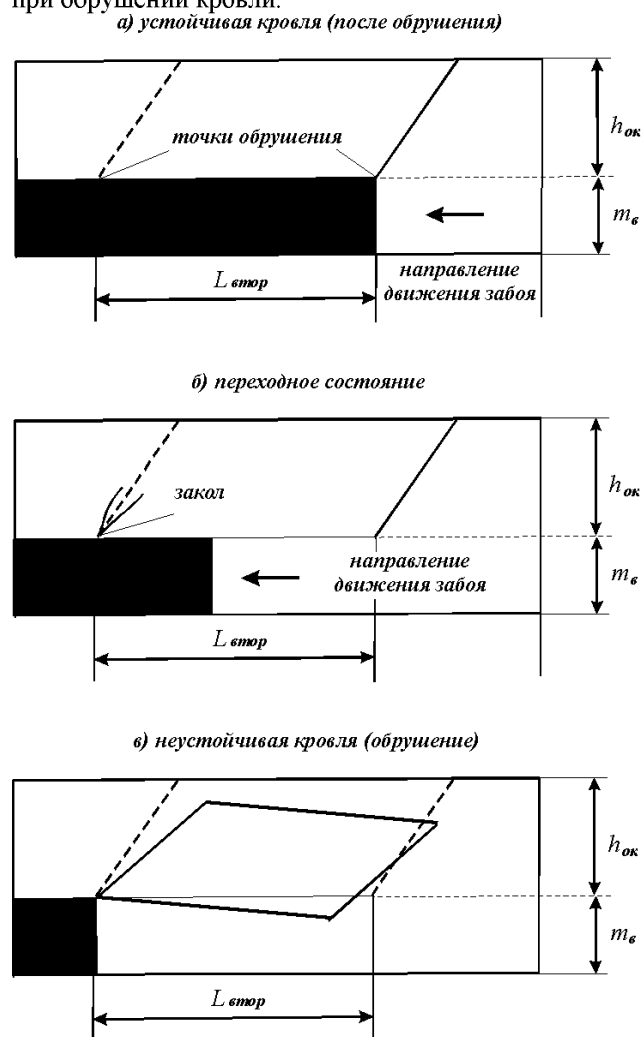


Рисунок 1 – Положение линии очистного забоя относительно обрушаемого блока при вторичных осадках основной кровли