

Лекция 6

4.2.4. Разрушение естественной структуры горных пород

Выщелачивание необходимых компонентов из ценных минералов возможно при раскрытии их зерен в массе рудовмещающей породы, что обеспечивает доступ растворителя к этим минералам. Разрушение естественной структуры связных горных пород зависит от их прочности, текстурно-структурных характеристик и гранулометрического состава. В настоящее время широко известно несколько таких способов [7]:

- Механический — породоразрушающий механизм (дробилки, мельницы), струями воды (гидромонитор), вибрация, взрыв;
- Микробиологический — разложение цементирующего вещества и уменьшение внутреннего трения;
- Химический — растворение цементирующего вещества, разупрочнение связности с помощью ПАВ.

Разрушение крепких связных пород механическим путем идет по пути удара, резания и измельчения с образованием трещин различной крупности. При разрушении слабосвязных и рыхлых пород нарушается связь между отдельными частицами и смачивание их водой усиливает эффект их разрушения. При взрывном встряхивании, вибрировании и других механических воздействиях водонасыщенные пески, супеси и суглинки способны расплываться и течь вместе с содержащейся в ней водой. Это происходит за счет разрушения естественной структуры водонасыщенной породы при прохождении ударной волны, смещения частиц породы из-за образования газовой полости и действия фильтрационных сил, возникающих вследствие давления газов взрыва на воду, находящуюся в порах. Уменьшение

сопротивления пород сдвигу при вибрационном воздействии может происходить либо за счет изменения напряженного состояния породы, либо вследствие изменения ее свойств, характеризующихся углом внутреннего трения или коэффициентов трения.

Гидромониторной струей практически можно разрушить породы любой крепости. Однако разрушение струей применяется в основном при разработке песков, супесей, глинистых песчаников, алевролитов и реже при разработке углей, аргиллитов, мергелей, сланцев, известняковых песчаников и др.

Ослабление структурных связей, облегчение деформации и понижение прочности породы достигается введением в породу поверхностно-активных веществ (ПАВ). Адсорбционные и поверхностные слои молекул или ионов жидкостей с высокой энергией смачивания, проникая в микрощели породы, препятствуют смыканию поверхностей. При этом происходит понижение величины работы, необходимой для разрушения породы. В микрощелях создается раздвигающее тангенциальное давление, направленное вглубь микрощелей [7]. При кучном выщелачивании золота и серебра цианистыми растворами в качестве ПАВ выбирают этоксилированные эфиры жирных кислот, сульфосукционаты и жирные спирты (поли-этиленгликольдиолит с массовой молекулярной долей полиэтиленгликоля 60%, диэтилгексилсульфосукционат натрия, полиоксиэтиленсорбиттриолит с содержанием 20 групп окиси этилена). Концентрация ПАВ в выщелачивающих растворах колеблется от 10 до 30 мг/м³. Эти ПАВ, улучшая фильтрование выщелачивающих растворов через кучу рудного материала, не мешают последующему извлечению золота и серебра активированными углями [8].

В ряде случаев эффективное разрушение структуры песчаных пород можно обеспечить кислотной обработкой для разрушения цементирующего карбонатного вещества.

Микроорганизмы могут также разложить цементирующее вещество слабосвязных зернистых пород. Выделяющиеся продукты их жизнедеятельности придают горной массе повышенную подвижность. Продукты жизнедеятельности этих микроорганизмов в виде слизи, газа и коллоидных соединений играют роль смазки, уменьшая вязкость дисперсной среды. В этом случае важным условием является подбор соответствующих микроорганизмов, способных разлагать цементирующее вещество.

АГЛОМЕРАЦИЯ ШЛАМОВ РУДНОЙ ПОРОДЫ. При кучном выщелачивании наблюдается слеживание глинистых шламов, которое образуется из-за миграции частиц в результате перемещения их потоками растворов. Это приводит к закупориванию каналов и снижению скорости фильтрования выщелачивающих растворов. В ряде случаев образуются участки не доступные для проникновения выщелачивающих растворов. Проблема кучного выщелачивания руды с высоким содержанием мелочи может осложниться на стадиях рудоподготовки и складирования, так как эти этапы сопровождаются естественной сегрегацией рудного материала. Сегрегация приводит к концентрированию мелочи в центре штабеля и крупняка в нижней части, у основания штабеля. При выравнивании штабеля перед укладкой систем орошения происходит дополнительная сегрегация из-за проникновения мелочи через крупняк. В конечном итоге в результате сегрегации образуются зоны, сильно отличающиеся по проницаемости. При этом через зоны с крупняком выщелачивающий раствор протекает свободнее, а зоны с большим количеством шламов и мелочи обтекает и едва смачивает.

Непроницаемые слои делают процесс кучного выщелачивания неэффективным. В исключительных случаях глина и шламы могут полностью закупорить кучу, и раствор не будет проникать внутрь штабеля, а будет стекать по его бортам. Это явление в практике кучного и подземного скважинного

выщелачивания получило названия механической кольматации слоя рудного материала.

Агломерация глинистых частиц, содержащихся в руде, или обесшламливание, произведенные до проведения технологических работ на кучах, снижают закупоривание каналов в 3-4 раза и увеличивают скорость фильтрования выщелачивающих растворов. Агломерация и окомкование рудного материала с высоким содержанием глин и первичных рудных шламов является очень полезным способом повышения эффективности процесса кучного выщелачивания.

С целью устранения слипания и слеживания глин рекомендуют проводить кучное выщелачивание крупных классов дробленной руды водой, цианидными и известковыми растворами на конвейерах, а мелких классов руды – путем перемешивания с известью на вибрационных желобах. Применение процесса агломерации позволяет перерабатывать рудный материал с высоким содержанием глины по технологии стандартного процесса кучного выщелачивания. Для получения пористых полимероподобных агрегатов с хорошей проницаемостью высокой механической прочностью при агломерации важно соблюдать три параметра:

- оптимальное добавление к сухому рудному материалу вяжущего, например, портланд-цемента;
- оптимальное введение в полученную смесь воды;
- достаточное время выдержки для образования перемычек из силиката кальция.

Для большинства руд крупностью менее 25 мм для этого достаточно:

- портланд-цемента в количестве 5 кг/т;

- добавки воды или выщелачивающего раствора до влажности 12 %;

Механического перекачивания влажного материала достаточно для получения эффекта агломерации с последующим временем выдерживания около 8 ч для завершения процесса упрочнения полученных агломератов.

Основная цель агломерации — получение пористого материала, достаточно прочного при перегрузке, укладке и эксплуатации штабеля. Материал должен быть проницаемым для выщелачивающих растворов. Для агломерации применяют те же приемы, что и для фиксации почвы при строительстве дорог типа смешивания материала дорожного покрытия со стабилизирующим реагентом. Цемент, известь, зола, асфальт, силикат кальция и другие вещества можно использовать для такой стабилизации в количествах от 5 до 10 %. Нужно иметь в виду, что большой расход добавок может быть экономически неприемлем при проведении процесса кучного выщелачивания.

Добавка вяжущих веществ при агломерации сопровождается важными физико-химическими эффектами улучшения свойств выщелачиваемого материала:

- обменом катионов натрия в глинистой составляющей руды на катионы кальция вяжущего материала, что улучшает проницаемость руды;
 - цементирующим действием вяжущего, что упрочняет окатыши.
- Эффективность различных вяжущих изменяется в зависимости от типа и специфических особенностей исследуемой руды. Например, с известью реакции обмена катионов натрия на катионы кальция идут очень эффективно, но скорость упрочнения и механическая прочность полученных окатышей бывает ниже, чем при применении цемента и некоторых типов золы. Поэтому важно тщательно изучить особенности агломерации руды при разных вяжущих.

Для агломерации в настоящее время применяют два основных способа окомкования:

- окомкование мелочи с крупными кусками рудного материала;
- окомкование мелочи в прочные окатыши.

Схематически эти процессы показаны на рис. 4.11. Мелочь может быть связана с крупными частицами (а) или содержать большое количество глины (в, с). Для окомкования мелочи и хвостов достаточно небольшое или умеренное количество вяжущего. Глинистые руды не эффективно выщелачиваются из-за плохой проницаемости. Особенно сложную проблему представляют бентонитовые и сапонитовые разновидности монтмориллонитовой глины, содержащие повышенное количество щелочных катионов и магния. Пригодность таких руд для кучного выщелачивания повышается с помощью извести за счет обмена катионов натрия и калия на катионы кальция. Отсюда понятно, что глинистые руды можно окомковывать с помощью извести и портланд-цемента.

Для успешного проведения процесса агломерации подбирают специальную аппаратуру. Конструкцию окомкователя определяет гранулометрический состав рудного материала. Выбор оборудования должен обеспечивать перекачивание и перемещение рудного материала, необходимое для образования гранул.

Для окомкования алюмосиликатных окисленных и слабосульфидных руд в основном применяют ленточный, барабанный или чашевой окомкователи. Изредка окусковывания проводят непосредственно в штабеле, на вибростоле или транспортере с крутым наклоном, тарельчатом окомкователе (рис. 4.11., 4.12.).

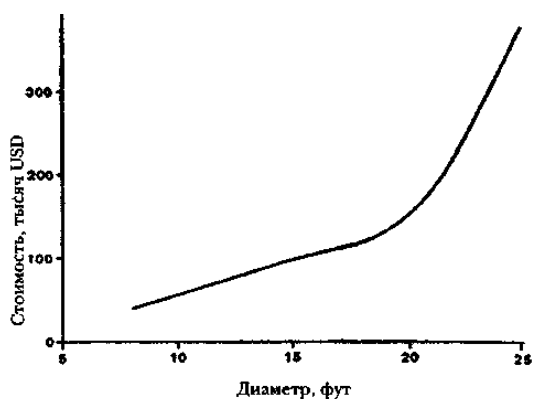


Рис. 4.11. Стоимость тарельчатого агломератора

(по Миллигену, 1983 г.)

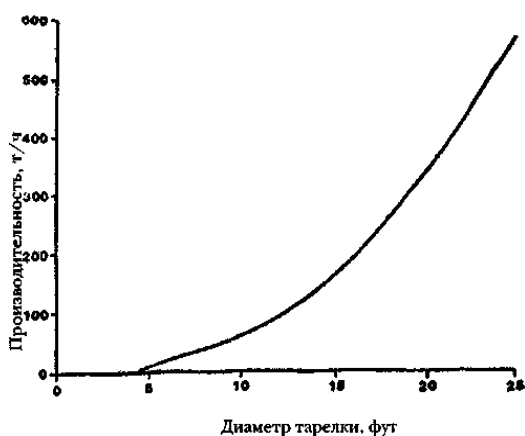


Рис. 4.13.

Производительность
различных по размеру

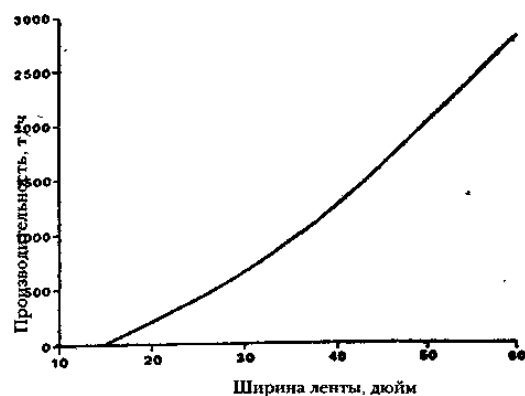


Рис. 4.12. Зависимость

производительности ленточного агломератора от ширины его ленты (по Миллигену, (1983 г.)

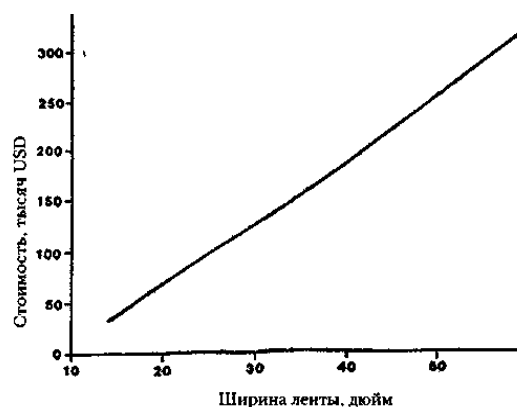


Рис. 4.14. Стоимость

ленточного агломератора при
различной ширине его ленты

а) ленточный окомкователь дает самую низкую из применяемых аппаратов степень упрочнения и окомкования. Для перекачивания гранул и уплотнения используют конвейер с крутым наклоном или с несколькими порогами, число котор

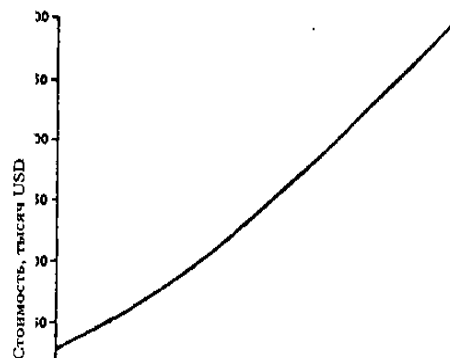
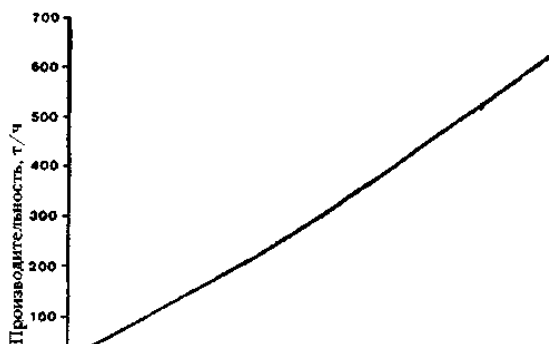
- твердые кремнистые руды с содержанием мелочи крупностью — 0,15 мм
- два-три порога;
- с содержанием мелочи 10-15 % — 4-5 порогов.

Окомкование рудного материала происходит во время скатывания руды при разгрузке по наклонному желобу. Производительность и стоимость агломерирования зависит от ширины ленты такого агломератора (рис. 6.13., 6.14.).

Барабанный окомкователь производит окомкование при перекатывании и упрочнении гранул в барабане. При этом образуется широкий спектр гранул по крупности. Степень прочности полученных агломератов зависит от размера и производительности аппарата.

Время пребывания агломератов в аппарате определяется по следующей формуле:

$$\tau = 1,77 * A * \sqrt{A * L} / (S * D * L), \quad (4.2)$$



где T — время пребывания в барабане, мин; A — угол естественного откоса материала, град; S — угол наклона барабана, град; N — скорость вращения барабана, об/мин; L — длина барабана, фут; D — диаметр барабана, фут.

Скорость роста агломератов достигает максимума при определенном содержании влаги. Крупность и прочность агломератов растет с увеличением времени их выдерживания. При моделировании аппарата отношение L/D сохраняется постоянным в пределах величин 2-4. Время пребывания агломератов в аппарате поддерживается как функция нагрузки аппарата. Стоимость барабанного окомкователя возрастает с увеличением диаметра барабана (рис. 4.15, 4.16). В качестве последнего усовершенствования в барабанном аппарате используют гибкую резиновую футеровку. Она уменьшает образование в барабане лепешек и слишком крупных кусков.

б) ЧАШЕВЫЙ ОКОМКОВАТЕЛЬ выполняют в виде плоской наклонной тарелки, окатыши на чашевом окомкователе получают однородные и очень прочные. Для моделирования процесса окомкования используют уравнение:

$$K = \text{const} = C/D^{2,58} \quad (4.3)$$

где C — производительность, D — диаметр диска.

Основные показатели работы чашевого окомкователя зависят от наклона тарелки, скорости вращения тарели, расположения точки подачи комкуемого материала и расположения разбрызгивателей воды. За рубежом существует ряд фирм-изготовителей чашевых окомкователей, многие из которых имеют опытные установки:

— Acme International Ltd Attn Richard Stollman 100 TS West Ave Jenkintown, PA 215-885-7750.

— Allis-Chalmers Mining Systems Div. Attn George Skoronski, Box 512, Milwaukee, WJ 53201 414-475-2437.

— Berex Corp Attn. Dave Phillips Minneapolis, MN, 612-331-4370

— California Pellet Mill Co. , San Francisco, CA 94103, 415-431-3800.

— Dravo Company, Attn D. W. Kestner One Oliver Plaza, Pittsburg, PA 15222 412-566-3000.

— Dust Suppression Sustem, Inc Attn Jay Reading 2459-A, Charlotte Kansas City, NO 816-421-4739.

— Feeco International Inc. ATTN Larry Cliver 3913 Algoma Rd Gept. A Green Bay, WJ 54301 414-468-1000.

— Ferrj-Tech Attn. Carl Holly Eureka and 5 Ave. (467 Eureka Rd) Wyandotte, ML 48192, 313-282-7300.

— Glatt Air Technique Attn. Steve Abbely 20- T Srear Rtd Ramsey, NJ 201-825-8700.

— Legend Metallurgical Laborary Attn. Larry 125-T Manuel St. Reno, NV 89502 702-786-3003.

— MMC/MARS Minerals Attn. Mark Cather/Bob Hinkle, Box 128, Valencia, PA 16059, 412-898-1551.

— O'Brien Industrial Equipment CO Attn. Andy Whitaker 1596 Hudson Avenue at Newhall San Francisco, CA 415-826-3033.

— Renneburg @ Sons Co Attn. John Renneburg/Garry 2635 Bostjn St Baltimore, MD 21224 302-732-1666.

в) ОПТИМАЛЬНЫЙ РАСХОД ВОДЫ для окомкования определяется крупностью рудных частиц, смачиваемостью и желательной прочностью окатышей. Масса не должна быть насыщена водой, потому что это ухудшает прочность окатышей, которая необходима для формирования высоких штабелей. Простой способ создания надлежащей влажности — это приготовление пульпы с отфильтровыванием на вакуум фильтре. Влаги в кеке будет больше чем нужно для окомкования. Другой метод — проведение стандартного контрольного опыта на сжатии. При этом содержание влаги определяется довольно точно.

4.2.5. Технология агломерации дробленых рудных материалов перед осуществлением процесса кучного выщелачивания

Большинство руд и отвальных материалов забойной крупности подвергаются дроблению до — 25 мм и тоньше. Дробление проводят в две стадии. Иногда дробление ведут до крупности — 19 мм. Крупность 9 мм для дробления по экономическим соображениям считается экономически предельной, так как требует трех стадий дробления. Первую стадию дробления проводят в щековой или стандартной конусной дробилке. Для второй стадии дробления применяют короткоконусные дробилки.

Руду агломерируют после дробления. При агломерации добавляют 2,5-5,0 кг/т портланд цемента. Руду смачивают водой или крепким цианистым раствором до влажности 8-16 %. Агломерацию проводят по методу механического перекачивания и выдерживания перед отсыпкой в штабели. Добавляемый при агломерации цемент обычно обеспечивает щелочную среду, необходимую для цианирования золотосодержащих руд. После агломерирования и выдерживания формирование штабеля и кучное выщелачивание проводят по традиционной технологии.

Во время агломерации (окусковывания) глина и шламы образуют на крупных кусках покрытия. Гранулы обладают достаточной прочностью и деградируют минимально при укладке штабеля и при его орошении. Окусковывание позволяет преодолеть главные проблемы, связанные с сегрегацией частиц при формировании штабеля, миграции мелочи и возникновением «туннельного» течения раствора во время выщелачивания. Окомковывание создает пористую среду с хорошей проницаемостью. В таком материале однородный поток выщелачивающего раствора обеспечивает хороший контакт с частицами минералов, а это уменьшает время выщелачивания, необходимое для достижения требуемого извлечения.

Известно несколько разновидностей методов проведения агломерации рудного материала перед отсыпкой его в кучи для кучного выщелачивания:

- Использование портланд-цемента в качестве связующего с удельным расходом 0,9-4,5 кг/т руды (рекомендация Bureau of Mines США);
- Использование портланд-цемента в количестве от 4,5 до 7,5 кг/т при расходе цианидных растворов и воды для увлажнения от 10 до 15 % от массы руды (рекомендации фирмы Haile Mine США);
- Агломерирование хвостов флотации рудника Goosberry в Неваде (США) до крупности 85 % по классу -0,074 мм, обеспечивающим извлечение золота при кучном выщелачивании до 85% и серебра до 75 % [9];
- Агломерирование мелкой фракции руды реагентами на основе винилового полимера с молекулярной массой > 1 млн. (полиакриламид, акрилат натрия, полиакриламид, содержащий сульфонатную группу, а также смесь указанных реагентов с цементом). Удельный расход реагента 25-250 г/т руды без цемента и 2-9 кг/т руды в смеси с цементом [10].

Способ, разработанный в последние годы Горным Бюро США, предусматривает использование цементного вяжущего вещества и раствора цианида. Количество добавок цемента зависит от количества пылевидных фракций в рудном материале и в среднем составляет 2,3 кг на 1 т руды. Если объем пылевидных фракций превышает 50 %, то количество цементных агломерирующих добавок может быть увеличено до 9,1 кг/т. На опытных участках были достигнуты показатели по проницаемости до 49,3 л/м³ [11]. В ряде случаев в США после предварительной агломерации рудного материала с использованием цемента удавалось повысить скорость просачивания растворов с 5 до 25 м³/м² с ростом извлечения и золота, и серебра [12].

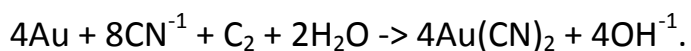
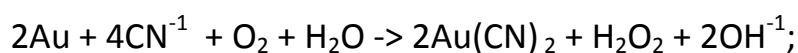
Фирма «Saratoga Mines» в США использовала пыль цементных обжигательных печей в качестве связующего при грануляции руды, предназначенной для кучного выщелачивания золота и серебра. [Mining Engineering, 1983, v 35, № 10, p. 1372.]. Стоимость материалов, используемых в процессе, превышает 20 центов/кг, а стоимость пылей цементного производства — 3,3 цента/кг. Пыль цементного производства является также эффективным нейтрализатором кислоты и обеспечивает защитную щелочность в технологических растворах. При использовании отходов цементного производства в кучном выщелачивании золотосеребряной руды стоимость золота составит 5 USD/г, что при существующем уровне цен порядка 10 USD/г обеспечит фирме значительную прибыль.

В Иргиредмете оценена эффективность метода окомковывания (агломерирование) шламистых пульп с целью интенсификации процессов кучного выщелачивания благородных металлов [13]. Показана возможность сокращения продолжительности кучного выщелачивания в 10-25 раз и обосновано вовлечение в переработку глинистых и шламистых руд методом кучного выщелачивания при снижении себестоимости переработки их на 20 %.

В США подведены итоги эксплуатации 5 промышленных установок по кучному цианированию золота из агломерированного окускованного сырья. Производительность установок по руде от 20 до 3000 т/сутки. Содержание золота в руде 1-6 г/т и серебра до 30 г/т. Окусковывание рудного сырья предварительно дробленного до крупности — 20-25 мм проводили путем смешивания руды с 2,3-4,5 кг/т цемента при увлажнении водой или концентрированным раствором цианида натрия до 8-16 % в барабанных смесителях. Добавляемый цемент обеспечивает создание защитной щелочности при выщелачивании цианистыми растворами. Перед загрузкой в кучи высотой 3,6-4,5 м агломерированное окускованное рудное сырье оставляют не менее чем на 8 час для схватывания. При длительности цианирования окускованной агломерированной руды от 3-5 до 20-80 суток достигается извлечение в раствор 60-90 % золота и серебра [14].

Состав цианидного раствора для орошения кучи 0,5-1,0 г/л по цианиду натрия и $\text{pH} = 10-10,5$.

В основе цианидного процесса кучного выщелачивания золота и серебра лежат реакции:



В целях экономии цианидного раствора и повышения эффективности растворения благородных металлов его pH поддерживают в пределах 10-11. Корректировку pH раствора проводят каустической содой или известковым молоком плотностью 1,35—2,25 кг/т [2]. Цианидный раствор готовят добавлением 0,45-1,8 кг цианида натрия на 1 т раствора.

Взамен цианидного раствора для орошения куч можно использовать также раствор следующего состава. 2 г/л I_2 , и 9,6 г/л NaI . А в полученном

продуктивном растворе при таком выщелачивании содержится $2,5 \text{ мг/м}^3$ золота и 80 мг/м^3 железа. Из продуктивного иодидного раствора сначала сорбционным способом на смоле Dzatон (SK-B) сначала удаляют железо, а затем электролизом выделяют золото. Регенерированный иодидный раствор используют для выщелачивания новых порций золотосодержащей руды. Расход иода в одном цикле составляют около 1 % [15].

4.2.6. Технология агломерации измельченных хвостов (шламовых продуктов)

В западных районах США есть много измельченных твердых отходов горноперерабатывающих предприятий, содержащих большое количество ценных металлов. В своем большинстве эти материалы очень бедные, а часто их немного для организации чанового цианидного процесса. Их можно переработать после агломерации по методу кучного выщелачивания.

Параметры агломерации дробленой руды с некоторыми вариациями приемлемы и для окомковывания шламовых отходов. В качестве вяжущего обычно применяют смесь извести и цемента в количестве по 5-6 кг каждого на 1 т агломерируемого материала. Влажность шламов выше и находится в пределах 16-22 %. Время выдержки агломерированных шламов увеличивается до 72 и более часов.

Важными условиями для окомковывания шламов являются следующие—
влага должна подаваться в тонкодисперсном виде или в виде капель;

— аппарат для окомковывания должен обеспечивать быстрое вращательное движение сравнительно с перекачиванием или перемещением;

— раствор должен подаваться в виде капель, которые должны действовать как зародышевые центры для образования окатышей.

В качестве аппаратов предпочтительнее барабанные и чашевые, а не ленточные окомковыватели.

**4.2.7. Примеры эффективного использования процессов
агломерирования минерального сырья для повышения эффективности
кучного выщелачивания золота**

ПРИМЕР 1. Кучное выщелачивание серебра на установке близ г. Томбстоун в штате Аризона (США), производительностью 2000 т/сутки. Руда на месторождении двух сортов:

— старая забалансовая;

— свежедобытая рядовая с различным содержанием серебра при нижнем пределе содержания 34 г/т.

Руду из рудного склада подают на дробильную фабрику, где ее дробят в три стадии с грохочением до крупности — 12 мм. Сначала руду дробят в щековой дробилке до крупности — 37 мм, затем на второй и третьей стадии в короткоконусных дробилках с грохочением. Известь в количестве 3 кг/т добавляют к руде на второй стадии дробления, как вяжущее для окусковывания. Дробленая руда с известью передается на второй склад с небольшим увлажнением для пылеподавления.

Руду агломерируют на реверсивном ленточном окомкователе (1,2*7,6 м), установленном под углом 35-45° с производительностью 200 т/ч. Угол наклона и скорость движения ленты подбирают такими, чтобы руда успевала окомковываться. В нескольких местах по длине ленты разбрызгивают воду для обеспечения влажности 10-12 %. Окускованную руду складируют и по мере надобности перевозят самосвалами на расстояние 150 м на площадку для формирования штабеля площадью 4000 м². Всего закладывают 5 штабелей высотой 3,0*3,4 м. Выщелачивание проводят в трех штабелях (разные стадии), четвертый находится на стадии формирования перед выщелачиванием, а пятый на стадии удаления с площадки на место постоянного хранения хвостов выщелачивания.

Руду в штабелях орошают цианистым раствором с pH = 10,5 и концентрацией цианида натрия исходя из расхода 1 кг/т руды с удельной скоростью потока раствора 0,005 л/сек.м². Раствор дренируют в канавы, футерованные пластиком. Цикл орошения и промывки длится 7 дней. Остатки руды после выщелачивания перемещают на дополнительную площадку для орошения цианистым раствором 1 день в месяц с целью дополнительного извлечения серебра.

Продуктивные растворы перекачивают в отделение цементации. Серебро осаждают цинковой пылью. Полученный цементный концентрат перерабатывают с получением металлических слитков, которые передают на аффинаж.

До введения операции агломерации кучное выщелачивание проходило неэффективно. Извлечение серебра из руды крупностью — 75 мм составляло 37 % при продолжительности кучного выщелачивания 90 дней. Были серьезные проблемы с просачиванием выщелачивающих растворов. Окомкование позволило мельче дробить руду и дополнительно вскрыть в рудовмещающем

материале его минералы. В конечном итоге окомкование позволило повысить извлечение серебра до 90 % и сократить продолжительность процесса кучного выщелачивания до 7 суток.

ПРИМЕР 2. Предприятие в Северной Неваде (США) имело опыт осуществления чанового выщелачивания с противоточной отмывкой выщелаченной руды. На этом предприятии было открыто новое месторождение с богатой рудой, которую перерабатывали на старом заводе с чановым выщелачиванием и с добычей бедной руды со средним содержанием золота 1,2 г/т. Последнюю стали перерабатывать по методу кучного выщелачивания.

На месторождении руду добывают открытым способом в карьере и бедные руды перевозят на расстояние 0,8 км на площадку для кучного выщелачивания.

Добытую руду дробят до крупности — 16 мм в щековой и конусной дробилках. На конвейере разгрузки щековой дробилки добавляют портланд-цемент в количестве 3,5-5,0 кг/т и воду до влажности 9-13 %. Окомкование руды происходит при подаче ее на штабель конической формы и скатывании кусков с бортов штабеля. Дополнительное перекатывание происходит при укладывании штабеля погрузчиком на асфальтовую площадку. Руду на площадке выдерживают еще два-три дня.

На площадке формируют 5 штабелей величиной по 15,5 тыс. т руды. Высота штабеля 3,7 м. Три штабеля находятся на выщелачивании, четвертый находится на стадии формирования штабеля, а пятый — на разгрузке.

Выщелачивающий раствор имеет $pH = 10-11$, концентрацию цианида устанавливают из величины его удельного расхода 0,5 кг/т с удельным потоком подаваемого раствора 0,003 л/сек, м². Хотя цемент обеспечивает нужную щелочность, все же к раствору после сорбционного извлечения золота

(маточнику) добавляют небольшое количество щелочи для поддержания нужной величины pH.

Цикл выщелачивания и промывки длится 20 дней. Хвосты выщелачивания вывозят на хвостохранилище.

Продуктивный раствор собирают в емкости и перекачивают на узел сорбции, состоящий из 5 колонн, заполненных активированным углем, полученным из кокосовых косточек. Насыщенный уголь крупностью 12 — 30 меш перевозят на основной завод для десорбции поглощенных золота и серебра. Золото из полученных элюатов извлекают электролизом на катоде из стальной ваты.

Первоначально пытались кучное выщелачивание осуществить из дробленной руды. Большое количество мелочи приводило к кольтматации кучи и процесс просачивания растворов прекращался. Окомкование руды позволило сократить продолжительность выщелачивания с 50 до 20 дней, а извлечение повысить до 67 %. Некоторые руды имеют высокое содержание естественной влаги до 30 % и требуют много времени для завершения процесса кучного выщелачивания (до 30 суток).

ПРИМЕР 3. Кучное выщелачивание на Западе Центральной Невады в США на установке производительностью 3500 т/сутки. Дроблению и окомковыванию подвергали руду, добытую в карьере. Дробление руды до крупности — 150 мм подвергали в щековой дробилке, а затем полученный продукт додрабливали до крупности — 25 мм в конусной дробилке. Руда в месторождении глинистая и после двухстадийного дробления содержит около 25 % мелочи крупности — 0,15 мм.

Окомковывание дробленной руды проводят с добавкой портланд-цемента в количестве 5 кг/т руды. Руду смачивают оборотным цианистым раствором до влажности 10-12 %. Руду окомковывают на ленточном 3-х стадийном окомкователе с выдерживанием окомкованной руды 3-4 дня перед

укладкой в штабели. Штабель формируют высотой 3,7 м погрузчиком. Закладывают сразу 5 штабелей, из которых 3 находятся на разных стадиях выщелачивания, один на стадии укладки штабеля, а пятый — на стадии удаления хвостов после кучного выщелачивания.

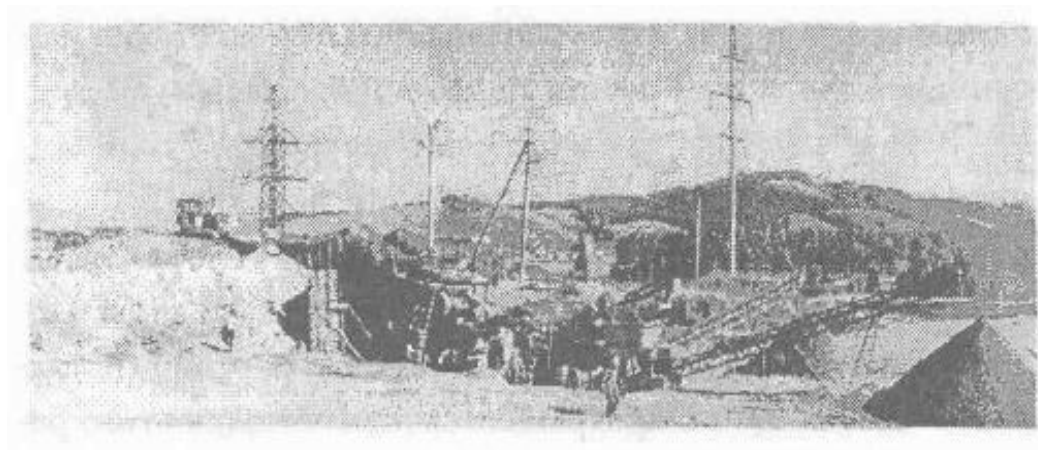


Рис. 4.17. Дробильно-сортировочный комплекс

на базе агрегатов СМД-186 и СМД-187

Выщелачивание руды проводят раствором с содержанием цианида натрия исходя из удельного расхода 0,1 кг/т руды при величине удельного потока раствора 0,002 л/сек.м².

Цикл кучного выщелачивания и промывки длится 21 день, извлечение золота в продуктивный раствор составляет 76 %. Работа не прекращается и зимой. Для этого раствор зимой подогревают до 30° F.

Полученные хвосты кучного выщелачивания перевозят на дополнительную площадку для довыщелачивания золота из штабеля высотой 30-37 м. На стадии довыщелачивания за несколько месяцев извлечение золота поднимается до 85 %.

Бедную руду забойной крупности выщелачивают в отдельном штабеле на глинистой площадке в штабеле высотой 3,6 м в течение 9-14 месяцев. Каждый тип штабеля из бедной руды или хвостов довыщелачивания имеет свой сборник продуктивных растворов, из которых золото извлекают цементацией цинковой пылью. Продуктивный раствор из сборника может направляться прямо на узел цементации или же заворачивается на любой штабель для повышения концентрации в нем золота. После осаждения золота цементацией раствор осветляется. Узел цементации может пропускать 37,8 л продуктивного раствора. Цементный концентрат отфильтровывается на нутч-филтре и затем рафинируется до получения сплава Доре.

Всего со всех штабелей дренируют 126 л/сек продуктивных растворов, а узел цементации пропускает только 37,8 л/сек. Поэтому на установке трудно поддерживать нужный водный баланс.

При осуществлении процесса кучного выщелачивания для руд данного месторождения существуют свои специфические проблемы. В руде присутствует органика, и это затрудняет осаждение золота из продуктивных растворов цинковой пылью. Предварительно из продуктивных растворов органику осаждают хлористым барием. Для предотвращения зарастания труб используют химреагенты характерные для удаления накипеобразующих осадков или используют сильный напор воды.

Баланс водных растворов остается главной проблемой данной промышленной установки. Эта проблема может быть решена увеличением производительности узла цементации или созданием отдельного узла по ветке продуктивных растворов кучного выщелачивания для штабеля бедной руды. Тем не менее, эксплуатация этой промышленной установки идет успешно и без решения указанных проблем.

ПРИМЕР 4. Кучное выщелачивание измельченных хвостов.

Предприятие расположено в Юго-Центральной Неваде в США. «Шламовые хвосты» образовались в результате работы золотоизвлекательного завода с цианированием в чановых аппаратах еще в начале XX века. Руду на этом заводе перерабатывали с высоким содержанием сульфидов и поэтому, извлечение золота было низким. Максимальное извлечение золота при чановом цианировании составляло 83 %, а содержание золота в хранящихся «хвостах» было равным 2,7 г/т. За 70 лет хранения «хвосты» подверглись естественному окислению и сульфиды перешли в растворимые сульфаты. Пульпа на хвостохранилище имеет содержание твердого 50 % и $\text{pH} = 1,7$. Крупность твердого материала составляла 65 % по классу — 0,074 мм.

«Хвосты» погрузчиком перевозили на агломерационную фабрику и подавали в бункер. Оттуда их передавали в барабанный окомковыватель диаметром 2,6 м и длиной 6,7 м. Основой аппарата был барабан для подогрева асфальта. Скорость вращения барабана 10,5 об/мин., угол наклона в сторону разгрузки 4°. Барабан снабжен внутренними лопатками-лифтерами из транспортной ленты. По центру барабана расположена труба на 3/4 всей длины для капельного орошения. Через эту трубу подают известково-цементный раствор для обеспечения влажности окомковываемого материала 12-14 %. Расход извести 25 кг/т, цемента — 5 кг/т. На расстоянии 1,2 м от разгрузки внутри барабана сделан порог высотой 30 см для увеличения времени пребывания материала в барабане. Свежие окатыши бережно перевозили и некоторое время хранили.

Площадка для кучного выщелачивания выстилалась отработанными «хвостами» слоями толщиной 150 мм и накрывалась полиэтиленовой пленкой. Штабель укладывали с помощью укладчика, разгрузочный конец которого приподнимался на 30 см и двигался вдоль штабеля. Штабелирование

продолжали до достижения высоты штабеля 5 м. Разгрузочный конец укладчика фиксировали на высоте 5 м и подавали новую партию окатышей, которые каскадом скатывались с боков штабеля. Такой способ формирования штабеля предохранял от агрегирования окатышей. Затем барабанный окомкователь и укладчик перемещали на новое место. Полиэтиленовую пленку раскатывали снова на нужную ширину, и укладка штабеля продолжалась. Окатыши выдерживались несколько дней пока формировался штабель величиной 6400 т.

Орошение проводили цианистым раствором с содержанием цианида натрия из расчета удельного расхода 0,35-1,0 кг/т. Удельная подача раствора 0,002 л/сек.м². Цикл цианирования и промывки выщелоченного материала длился 24 дня. Извлечение золота в продуктивный раствор 78 %.

Продуктивный раствор дренировали по канавкам в специальный прудок-накопитель.

Золото из продуктивного раствора извлекали активированным углем с последующим его выделением из элюатов электролизом.

ПРИМЕР 5. Окомкование шламов и кучное выщелачивание серебра на фабрике в юго - восточной Калифорнии в США.

Хвосты флотации имели крупность 90 % по классу — 0,074 мм. Содержание серебра в твердом 48 г/т. Производительность установки по переработке «хвостов» по схеме окомковывание + кучное выщелачивание 1000 т/сутки.

Хвосты флотации изымали из хвостохранилища, дробили для разрушения конгломератов. Дробленую руду подавали в два смесителя, куда дозировали портланд-цемент в количестве 17,5 кг/т. Затем шихту из «хвостов» и цемента передавали в барабанный окомковыватель размером 3м*9м. По всей длине барабана внутри в противоположном направлении вращался скреппер для

предотвращения зарастания аппарата окатышами. Воду подавали через центральную трубу до создания влажности 12-15 %. Окатыши складировали укладчиком и выдерживали 4 дня до формирования штабеля.

Площадку для размещения штабеля создавали из трех слоев утрамбованной глины, в средний слой добавляли бентонитовую глину. Высота штабеля 4 м.

Рудный материал орошали в куче раствором цианистого натрия исходя из удельного расхода 1 кг/т руды. Удельный поток орошающего раствора 0,007 л/сек.м². Продуктивный раствор собирали в прудке накопителе.

Содержание серебра в продуктивном растворе 34,2 мг/л. Извлечение серебра — 72 %, продолжительность цикла кучного выщелачивания 25 суток и промывки выщелаченного рудного материала 40 суток.

Продуктивный раствор осветляли, деаэрировали и серебро цементировали цинковой пылью. Производительность узла цементации 9,5 л/сек.

ПРИМЕР 6. Окомковывание шламов и кучное выщелачивание золота и серебра на фабрике в юго-центральной Калифорнии США.

На фабрике было 130 тыс. т хвостов флотации крупностью 90 % по классу — 0,074 мм и с содержанием золота и серебра 2,4 и 25,7 г/т соответственно. Хвосты содержали большое количество глины.

Хвосты добывали и пропускали через однодечный грохот с размером ячеек в сите 25 мм. Верхний продукт (комья глины) подсушивали, дробили и возвращали в процесс.

Нижний продукт грохота крупностью — 25 мм подавали в барабанный окомковыватель размером 1,8 м*6,7 м с резиновыми внутренними лопатками — лифтерами. Портланд-цемент дозировали из цементного бункера на ленту конвейера в количестве 10 кг/т. Вяжущее смешивалось с материалом в первой

трети барабана. Воду подавали в середине первой трети барабана для поддержания влажности в пределах 15-18 %. Механическое свободное перекачивание материала на последней трети барабана обеспечивает получение прочных и стабильных окатышей.

Для переработки «хвостов» был сформирован один единственный штабель высотой 7,3 м на 75 тыс. т окатышей на площадке с двухслойной глиняной основой. Штабель уложен с помощью серии конвейеров и штабелеукладчика. Окатыши выдерживали в штабеле до подачи выщелачивающего раствора в течение недели.

Выщелачивание проводили цианистым раствором. Удельный расход цианида натрия 1 кг/т. Подача орошающего раствора 0,002 л/сек, м². Цикл выщелачивания составлял около 3 месяцев. Продуктивный раствор дренируют в прудок, откуда после его осветления и деаэрирования передают на цементацию. Цементный концентрат отфильтровывают на фильтр-прессе. После его аффинажа получали сплав Доре с содержанием золота 65 % и серебра 30 %.

Из оставшихся хвостов после окомковывания планируется сформировать новый штабель и провести кучное выщелачивание.

Практика

Задание:

Изучить технологические схемы кучного выщелачивания

Технологическая схема кучного выщелачивания урана

из алюмосиликатных руд

Предлагаемые технологические схемы являются усовершенствованными схемами существующей на ГМЗ ОАО «ППГХО» технологии КВ, дополненными необходимыми для интенсификации процесса операциями и оборудованием.

Технологическая схема переработки беднобалансовых урановых руд методом КВ включает следующие операции:

- рудоподготовку бедного сырья для КВ, с получением продукта крупностью -30 +0 мм и содержанием урана 0,03 ... 0,06 %;
- формирование и выщелачивание штабелей рудного материала с рециркуляцией продуктивных растворов на дорабатываемых объемах руд и использованием ПАВ на основе фенолов (расход серной кислоты 65...75 кг/т руды, ПАВ 0,3...0,5 кг/т);
- сорбционную переработку продуктивных растворов;
- получение товарной продукции;
- обезвреживание и вывоз отработанных руд.

Время выщелачивания штабеля составляет 8...24 месяца. Принципиальная аппаратурная схема переработки данного сырья представлена на рис. 4.18, экспликация оборудования в табл. 4.5. [8].

Таблица 4.5. - Экспликация оборудования к аппаратурной схеме переработки бедного алюмосиликатного сырья методом КВ (рис. 4.18)

№ поз.	Наименование оборудования	Количество, шт	№ поз.	Наименование оборудования	Количество, шт
1 _{1,2}	Колонны СНК	2	9	Склад обратного меланжа	1
2	Колонна десорбции (КД)	1	10 ₁₋₃	Зумпф сбора продуктивных растворов	3
3	Колонна конверсии (КК)	1	11 _{1,2}	Бункер-накопитель с вибрационным питателем	2
4	Емкость приготовления	1	12 ₁₋₃	Дробилка	3

	растворов орошения				
5 _{1,2}	Емкости приготовления и хранения жидких ПАВ	2	13 ₁₋₃	Ленточный конвейер	3
6 _{1,2}	Реакторы приготовления растворов десорбции	2	14	Инерционный грохот	1
7	Емкость сбора товарных регенератов	1	15	Реактор приготовления растворов обезвреживания	1
8	Склад серной кислоты	1			

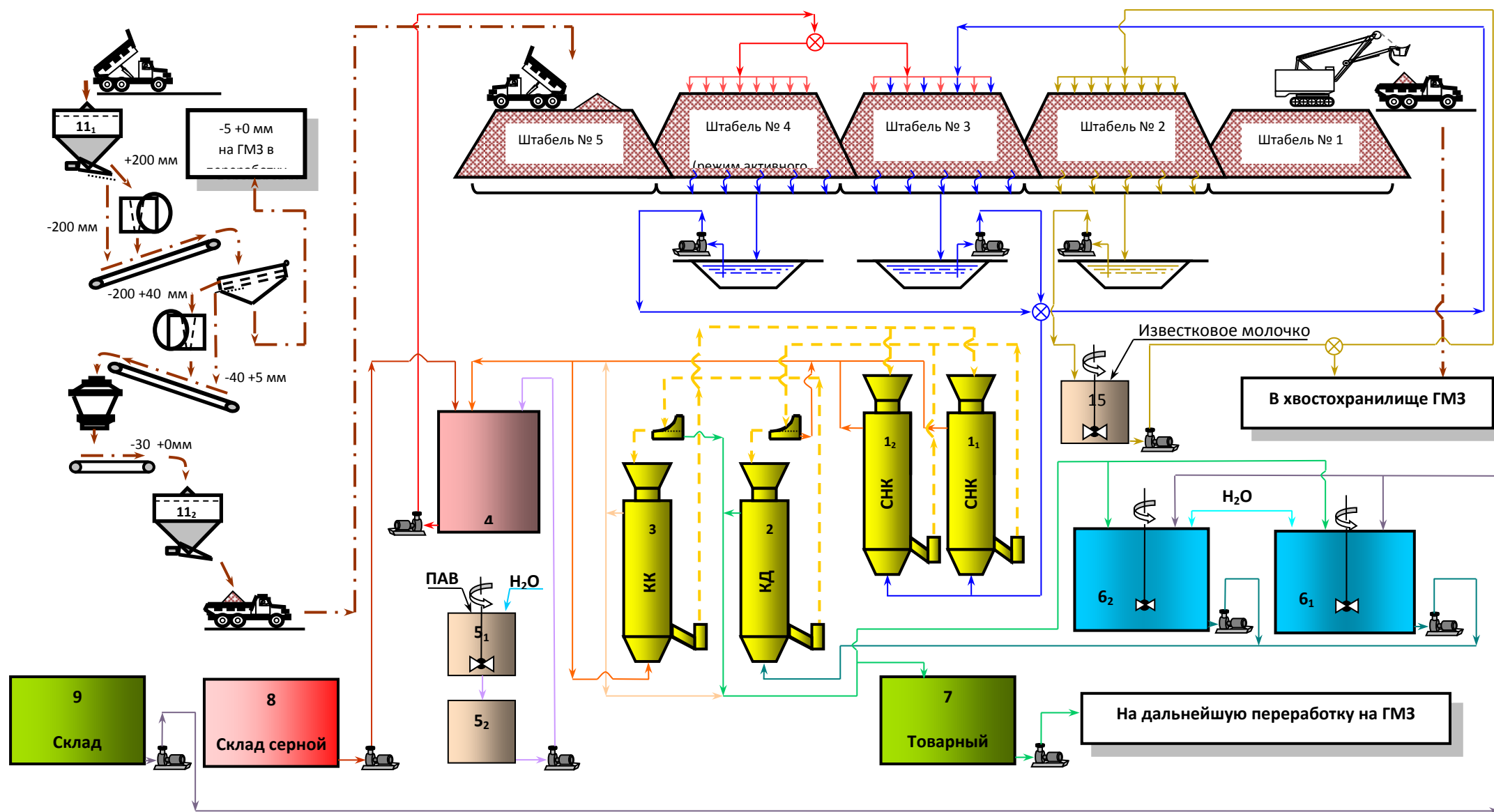


Рис. 4.18. Принципиальная аппаратурно-технологическая схема переработки беднобалансовых руд методом КВ

В ходе опытно-промышленных работ на каждой стадии процесса производится промежуточная продукция - технологический продукт рудосортировки для участка КВ ОПГТЦ, продуктивные растворы выщелачивания, насыщенный сорбент, а также основная продукция - рудный концентрат, товарный регенерат.

Конечной продукцией участка КВ является товарный регенерат с содержанием урана не менее $4,0 \text{ г/дм}^3$, который направляется в специальных контейнерах на ГМЗ для дальнейшей переработки.

Для переработки беднобалансовых руд из отвалов предприятия методом КВ и рекультивации карьера «Тулукуй» предлагается, производит кучное выщелачивание в днище карьера с постепенным наращиванием штабеля и улавливанием продуктивных растворов на дренажном горизонте подземного выщелачивания (ПВ) рудных тел рудника № 4.

Принципиальная технологическая схема кучного выщелачивания в днище карьера приведена на рис. 4.19.

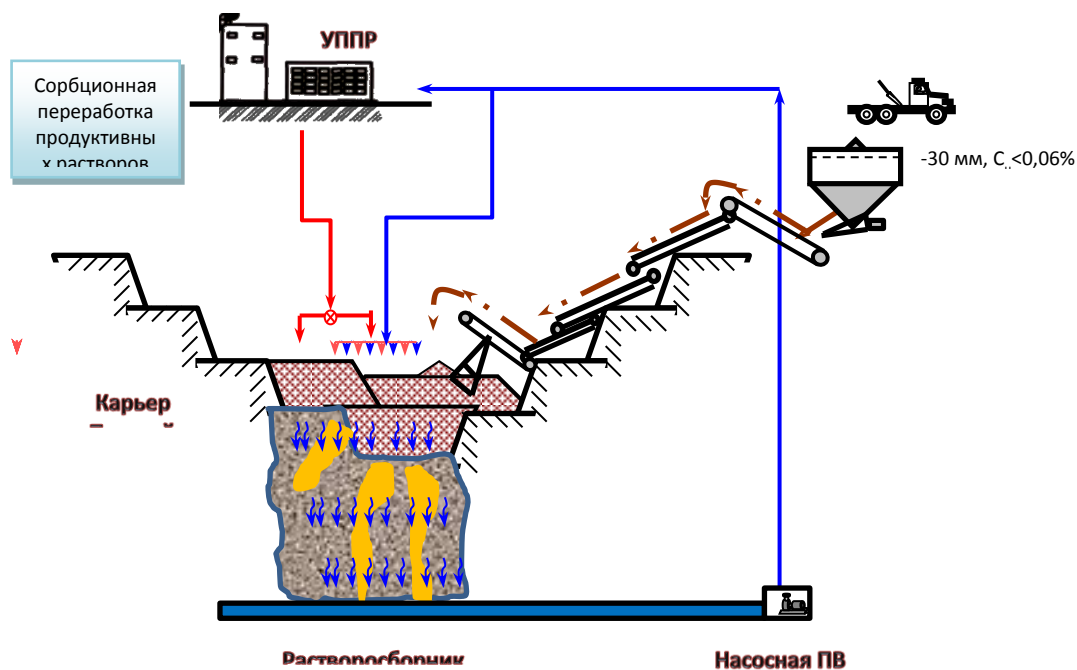


Рис. 4.19. Принципиальная схема КВ беднобалансовых руд в днище карьера «Тулукуй»

Технология КВ в днище карьера производится в следующей последовательности:

- формирование отвала на подготовленном основании днища карьера;
- обустройство сети горизонтальных наблюдательных скважин для геофизических методов контроля процесса кучного выщелачивания;
- монтаж системы подачи растворов орошения на штабель, разводка трубопроводов орошения на поверхности штабеля;

- проведение (использование после ПВ) дренажного горизонта и растворосборника объемом 500 м^3 для приема продуктивного раствора, насосной камеры;
- бурение дренажных и контрольных (скважины для улавливания продуктивных растворов, растекающихся за контуры рудного тела) скважин диаметром 80 мм.
- откачку продуктивных растворов на сорбционную переработку по откачной скважине диаметром 133 мм насосом ЦНСК, установленным в растворосборнике дренажного горизонта.

Формирование основания для рудного штабеля под КВ

По предлагаемой технологии формирования штабеля производится бедобалансовой рудой высотой до 10 ... 12 м, отсыпка штабеля производится последовательно, по мере отработки предыдущего штабеля. Время отработки одного штабеля составляет 8 ... 24 месяца. За это время формируется очередной штабель, а на предыдущем, отработанном, выщелоченная горнорудная масса вывозиться в отвал.

Формирование штабеля проводится на гидроизолированное основание, сформированное ранее и имеющее естественный уклон основания штабеля $3...5^\circ$ в продольном и поперечном направлениях. Параметры площадки кучного выщелачивания (КВ) по основанию – 800 x 290 м, площадь основания - 232 т.м^2 .

Экраном для штабелей является уплотнённый суглинок мощностью 0,5 м, двойная полиэтиленовая плёнка толщиной 0,4 мм. Для предотвращения его

повреждения крупными кусками беднобалансовой руды отсыпают защитный слой толщиной более 0,3 м. (рис. 4.20, 4.21)

По периметру основания площадки отсыпан защитный вал высотой 1,5 м, в котором заведена и закреплена полиэтиленовая плёнка.

Лотки для сбора продуктивных растворов располагают в западной части площадки. Уклон основания штабелей выполняют в сторону лотков (рис.4.22).

Для сбора продуктивных растворов вдоль основания площадки КВ сооружают раствороприемный желоб. Желоб представляет собой бетонный лоток, футерованный полиизобутиленом и кислотоупорным кирпичом.

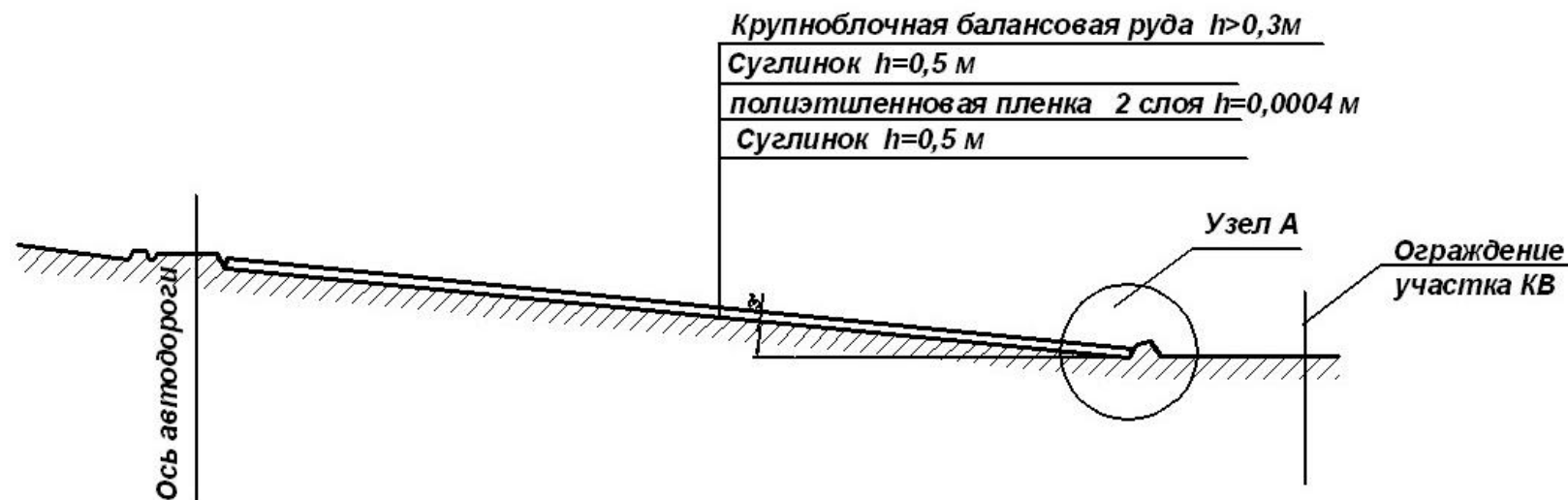


Рис. 4.20. Поперечный разрез основания отвала

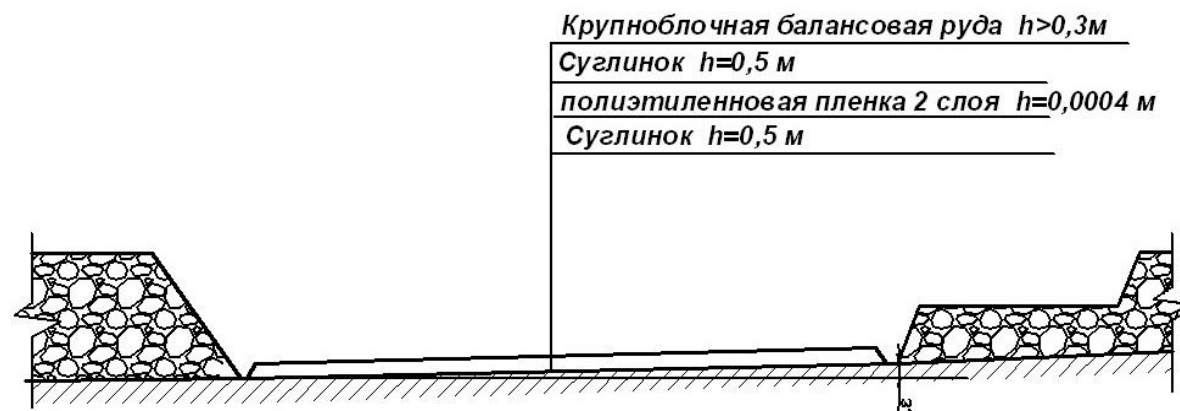


Рис. 4.21. Продольный разрез основания отвала

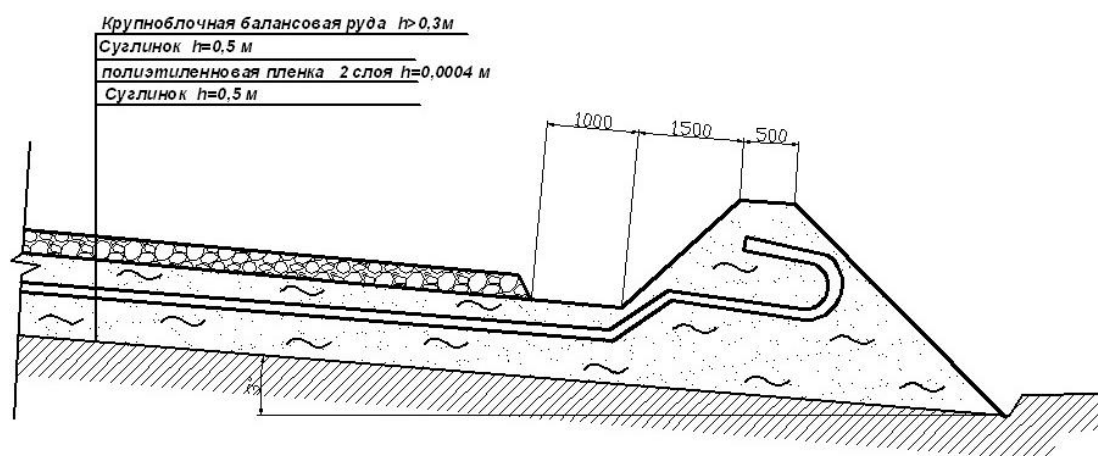


Рис. 4.22. Конструкция приема продуктивных растворов (узел А)

Сопряжение гидроизоляции днища и желоба выполнено полиизобутиленом и полиэтиленовой пленкой.

Технология экранирования площадки производится в следующей последовательности:

- с поверхности площадки растительный слой грунта срезается бульдозером на глубину $h = 0,15 \dots 0,2 \text{ м}$ и перемещается в отвал на расстояние до 30 м. Из отвала грунт грузится экскаватором в самосвал и транспортируется в организованные кавальеры.

- формируется 3° уклон поверхности основания штабеля в продольном и поперечном направлениях;

- отсыпается защитный слой суглинка высотой 0,5 м с последующим увлажнением и уплотнением до $\gamma_{\text{ск}} = 1,55 \text{ т/м}^3$;

- укладывается и сваривается в полотнище полиэтиленовая плёнка (ГОСТ 10354-82, марка «В») толщиной 0,2 мм в два слоя (толщина 0,4 мм) с устройством компенсаторов;

- устраняются дефекты полиэтиленовой пленки (мелкие отверстия диаметром до 10 мм, порывы или порезы длиной до 100 мм) путём проклеивания в 4...5 слоёв лентой полиэтиленовой с липким слоем по ГОСТ 20477-75;

- отсыпается защитный слой суглинка высотой 0,5 м с последующим увлажнением и уплотнением до $\gamma_{ск} = 1,55 \text{ т/м}^3$;

- на уплотнённый суглинок производится укладка бедной балансовой руды $h \geq 0,3 \text{ м}$, выполняющей роль контактного и дренирующего слоя;

- производится устройство защитного вала из суглинка по периметру основания штабеля высотой 0,7 м с доводом полиэтиленового экрана на защитный вал и его закреплением;

- производится устройство защитного слоя из суглинка для экрана, заведённого на защитный вал, слоем суглинка 0,8 м по уклонам откосов вала 1:1,5;

- отсыпается и утрамбовывается щебень по всей поверхности защитного вала на глубину 0,07 м.

Формирование рудного штабеля для КВ

Практика предприятий, занимающихся добычей руды методом КВ показала возможность применения различных способов отсыпки штабелируемого материала:

- самосвалами;

- конвейерами;

— насосами и гидравлическими элеваторами типа «Торнадо» (гидравлический).

Представленные варианты имеют ряд достоинств и недостатков, которые сведены в табл.4.6.

Таблица 4.6 - Достоинства и недостатки различных способов формирования штабелей кучного выщелачивания

Способ формирования штабеля	Недостатки	Достоинства
Самосвальная отсыпка с выравниванием сформированного штабеля	Уплотнение руды под весом самосвалов; обеспечить ухудшение условий для равномерного пропитывания и фильтрации выщелачивающих растворов; сложность рыхления штабеля; частые порывы пленки	простая организация работ
Конвейерная укладка	высокая стоимость;	высокая производительность, равномерность укладки штабеля с заданным разрыхлением
Гидравлический способ	высокая стоимость и требования к руде; большое количество воды	равномерность укладки штабеля

Учитывая вес автосамосвалов (особенно груженых), повышенное содержание в рудной массе глинистых материалов, происходит уплотнение штабеля и создание водоупорных зон. Вследствие чего, при ведении процесса выщелачивания, фильтрация растворов через штабель проходит значительно медленнее, вплоть до ее полного прекращения, что подтверждается результатами опробования выщелоченной горнорудной массы штабеля. Выявленные причины являются факторами снижающими извлечение урана (вместо проектных 70...75% составляет 60...65 %) и увеличения времени выщелачивания (вместо 1 года до 2...2,5 лет).

Из табл. 4.6 видно, что способ самосвальной отсыпки штабеля с выравниванием штабеля подтверждает выявленные на ОАО «ППГХО» проблемы (уплотнение руды, снижение извлечение и т.д.). Применение гидравлического способа останавливает слишком короткое лето (вода постоянно будет замерзать весной и осенью) и высокие требования к руде. Конвейерный способ является наиболее эффективным, но на предприятии его внедрение сдерживается отсутствием необходимого оборудования.

Формирование рудного штабеля для КВ самосвалами

Отсыпка беднобалансовой руды на подготовленное гидроизолированное основание производится последовательно штабелями (уступами высотой 5-6 м) с помощью механизированных средств карьерными автосамосвалами типа БелАЗ-548. Формирование штабеля проводится разравниванием гусеничным бульдозером (типа Т –500), путем наталкивания куч рудной массы отсыпаемых автосамосвалами (рис. 4.16).

Отсыпка опытного штабеля на защитный слой осуществляется бульдозером на всю высоту (5...6 м), отступающим порядком, путём разравнивания куч рудной массы, отсыпаемых автосамосвалами. Высота штабеля 5...6 м. Общая масса рудного материала определяется по площади основания штабеля. Размеры штабеля увязываются с фактическими высотными отметками на месте.

По окончании отсыпки штабеля на его верхней поверхности (после её взрыхления) и откосах монтируется основной горизонт орошения путём укладки магистральных и перфорированных оросительных труб.



Рис. 4.23. Схема формирования штабеля высотой 5-6 м.

Порядок отсыпки штабеля:

1. Высоту формирования каждого слоя (яруса) штабеля до 5-6 метров;
2. Укладка рудной массы автотранспортом на основание штабеля выполняется методом «кучной отсыпки» в отступающем порядке;
3. Разравнивание слоя отсыпанных куч руды производится бульдозером, с формированием на необходимую высоту (до 5...6 м) наталкиванием;
4. Поверхность каждого слоя взрыхляется на глубину 0,5...0,7 м с применением бульдозера Т-500; Т-300 или с помощью ковша самоходного экскаватора ЭО-4121 в отступающем порядке от края штабеля;
5. После завершения формирования слоя штабеля в запланированных объемах, производится его отработка, а поступающие для КВ объемы руды с ЦРД и текущей добычи рудников направляются на формирование следующего штабеля;
6. По окончании отработки нижнего слоя штабеля, система орошения демонтируется, поверхность рыхлится и на ней осуществляется отсыпка верхнего яруса в порядке указанном выше.

Указанный порядок формирования штабелей КВ позволяет в значительной мере снизить вероятность переуплотнения отдельных зон

поверхности штабеля, повысить эффективность фильтрации растворов и, как следствие, в комплексе с другими методами совершенствования процессов КВ, сократить время отработки одного штабеля (отдельного яруса) до 600-700 суток.

По окончании формирования штабеля на его поверхности (после ее взрыхления) и откосах монтируется система орошения путем укладки магистральных и перфорированных оросительных трубок и производится процесс выщелачивания руды.

После завершения процесса выщелачивания штабеля (блока) оросительная система снимается. В последующем, на поверхности отработанного штабеля, формируется очередной блок.

Выгрузка отработанной рудной массы с гидроизолированного основания осуществляется в теплый период года после отработки последней секции штабеля экскаватором, наступающим порядком, начиная со стороны дороги. При этом на гидроизолированном основании, для предотвращения нарушения гидроизоляции, оставляется слой отработанной рудной массы («подушка») высотой 0,7...1,0 м с уклоном -3° в сторону сборных лотков, формируемым бульдозером.

Формирование рудного штабеля для КВ конвейерной укладкой в днище карьера

Конвейерная система приспособлена для сооружения штабеля из дробленых и агломерированных руд и хвостов. Эта система обеспечивает минимальное механическое воздействие на руду. Каждая конвейерная

система отличается по параметрам. В начале дробленную руду выгружают из бункеров, на главный конвейер - это один из основных элементов конвейерной системы. С главного конвейера руду транспортируют системой промежуточных конвейеров к радиальному рычажному конвейеру - укладчику. Этот укладчик самоходный и может двигаться как взад-вперед, так и в сторону. Телескопическая секция в конце погрузчика повышает его подвижность в размещении руды.

В типичном случае погрузчик сначала сооружает два конуса в углах основания. Конусы постоянно расширяются, пока они не сомкнутся. В этой позиции образуется протяженный гребень руды от края до края площадки установленной высоты слоя, обычно до 10 м. Затем укладчик размещает руду на площадке методом «зигзаг», постепенно расширяя гребень до полного заполнения. При правильной работе укладчика получают почти ровную поверхность штабеля. Когда укладчик движется назад, т.е. когда штабель наращивается в направлении укладчика, секции промежуточных конвейеров можно перемещать за минимальное время.

Одним из способов образования штабеля является использование радиального штабелеукладчика, при применении которого образуется штабель радиального типа рис. 4.24.

Штабелеукладчик состоит из наклонного конвейера и шасси. Конвейер в свою очередь состоит из приводной-натяжной станции, металлоконструкции и обводных барабанов, а шасси из радиальной и транспортной тележек штабелеукладчика. Конвейер зафиксирован на шасси растяжками и соединяется с хоппером при помощи трех шарнирного шкворня. Перевод штабелеукладчика в транспортное положение производится при помощи гидроцилиндров имеющих отдельный привод.

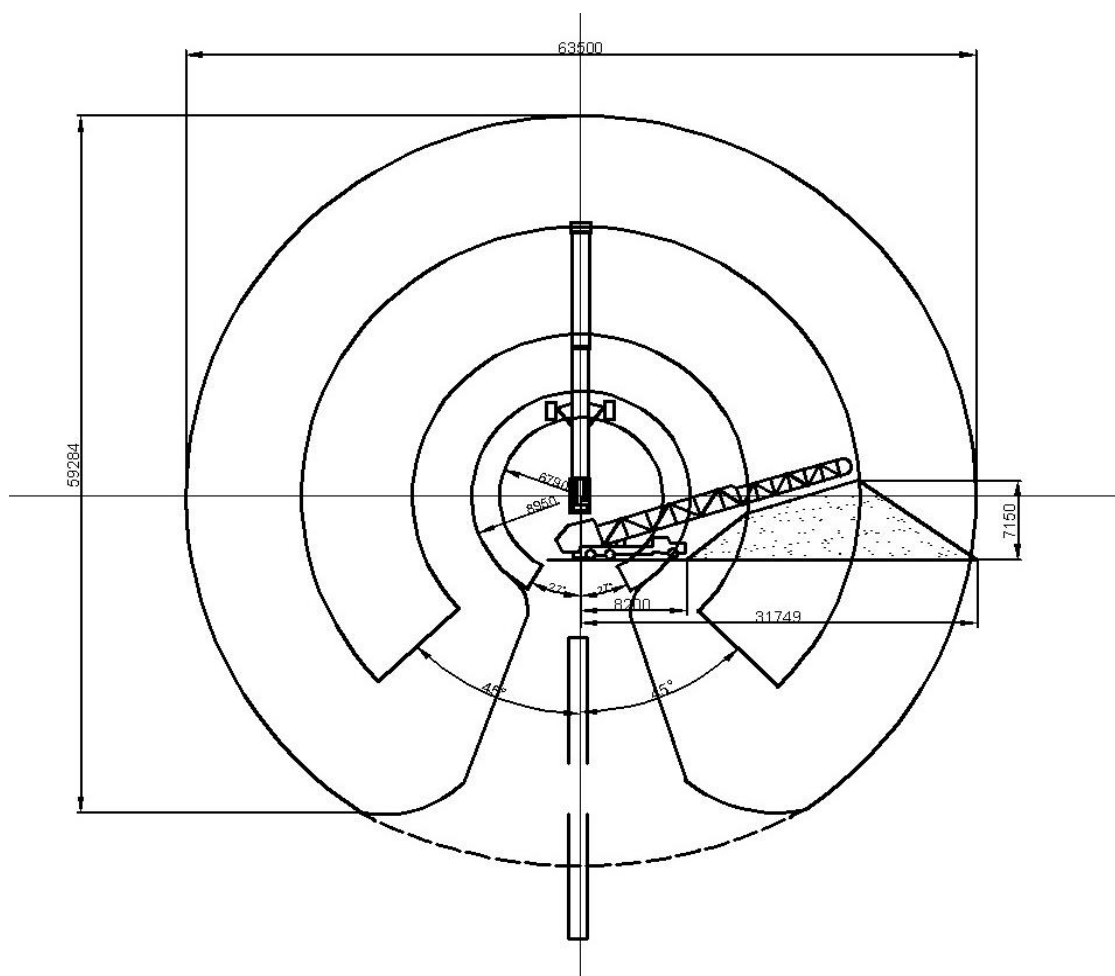


Рис. 4.24. Параметры укладки штабеля радиальным штабелеукладчиком