

Лекция 9

*4.7.6.3. Съём цементационного золотосодержащего концентрата
(шламов)*

Сначала разъединяют рамы у кольцевого трубопровода, поднимают рамы при помощи тали. Затем снимают чехлы, заменяют их чистыми. Наверху рамы край чехлов складывают конвертом и прижимают его планкой к раме. Основная часть концентрата счищается с чехлов, а оставшаяся смывается при стирке.

Внутреннюю поверхность чана-осадителя обмывают и затем накопившийся на дне чана осадок насосом подают в другой чан с фильтрующим дном (нутч-фильтр), где и производят обезвоживание.

В некоторых случаях фильтрующие рамы не поднимают и ограничиваются только смыванием концентрата, а выемку рам производят только при замене фильтрующих мешков.

Кислотная обработка предназначена для удаления избытка цинка и прочих примесей или для их перевода в легко шлакуемое состояние. Наиболее часто применяют серную, сернистую, соляную кислоты и растворы бисульфата натрия.

При использовании серной кислоты применяют разбавленные растворы. Это наиболее распространенный способ первичной очистки цементационных концентратов от примесей. Обычно в чан помещают мокрый цементационный концентрат, понемногу добавляют серную кислоту. По методу Ренца в чан заливают кислоту и понемногу добавляют мокрый цементный концентрат до исчезновения кислой реакции по метилоранжу. Обработанные концентраты промывают водой, высушивают на фильтр-прессе и отправляют для аффинажа на центральную установку.

4.7.6.4. Аппаратура

Часто чаны для обработки делают из дерева. В этом случае их внутри футеруют свинцом. Размеры чана диаметр — 2-3 м и высота — 1,5-1,8 м. На операции устанавливают 2 и более растворительных чанов (рис 4.67., 4.68.).

При кислотной обработке идет бурная реакция растворения, выделяются газы (AsH_3 , HCN и др.) Поэтому растворительный чан должен быть глубоким для сохранения в нем пены.

Сверху чан закрывают колпаками или плотной плоской крышкой, которые подсоединяют к вертикальной вытяжной трубе. Чан имеет загрузочные отверстия, плотно закрываемые крышками.

Колпаки снабжают кольцевым гидравлическим газонепроницаемым затвором.

Для обеспечения безопасности людей, работающих при растворительных чанах, люки чанов делают размером не более 0,1 м. Отсос воздуха производят из расчета засоса воздуха через люк не менее 1 м/сек.

4.7.6.5. Режим растворения

С наибольшей скоростью цинк растворяется в 16 %-ной серной кислоте. На практике концентрацию кислоты поддерживают в пределах 10-15 %. Теоретически для растворения 1 вес.ч. цинка надо 1,5 вес.ч. серной кислоты. На практике расход бывает выше. По данным промышленных предприятий он составляет 1,75 кг/кг цементного концентрата. Обычно за норму расхода серной кислоты плотностью $1,84 \text{ г/см}^3$ с учетом остаточной кислоты в отработанном осадке принимают 1,25 кг/кг цементного концентрата (табл. 4.8.). Продолжительность кислотной обработки обычно равна 6 час. При наличии белого осадка продолжительность растворения может возрастать до 12 час.

После выделения газов чан доливают водой, дают отстояться осадку несколько часов. При работе у растворительных чанов могут быть нарушения правил техники безопасности. Это может привести к отравлениям,

чаще всего синильной кислотой. Появлению кислоты может способствовать плохая промывка цементного концентрата перед растворением в кислоте.

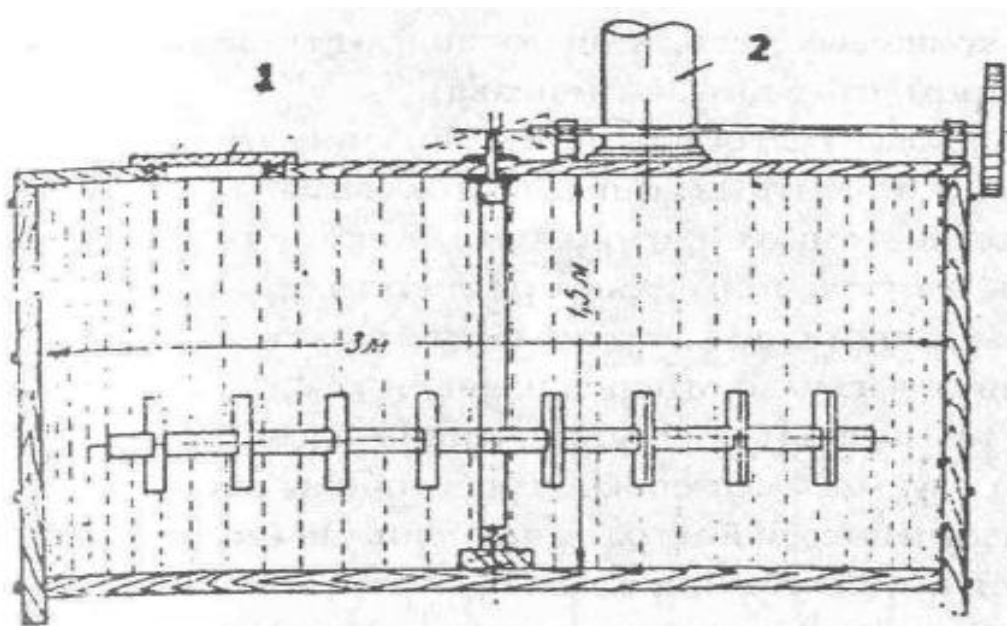


Рис. 4.67. Чан с мешалкой для обработки цементных концентратов кислотой:

1 - крышка люка, 2 - труба для газов

Во избежание отравления, работают с хорошо оборудованной вытяжкой, при бесперебойной работе вентиляции и плотно закрытых крышках. Особые предосторожности соблюдают при очистке чанов после растворения примесей. После опорожнения чана следует убедиться в полном удалении из него ядовитых газов.

4.7.6.6. Декантация

Отстаивание осадка при его промывке составляет 3 часа. Длительность отстаивания, как и растворения, зависит от количества загрязняющих концентрат примесей.

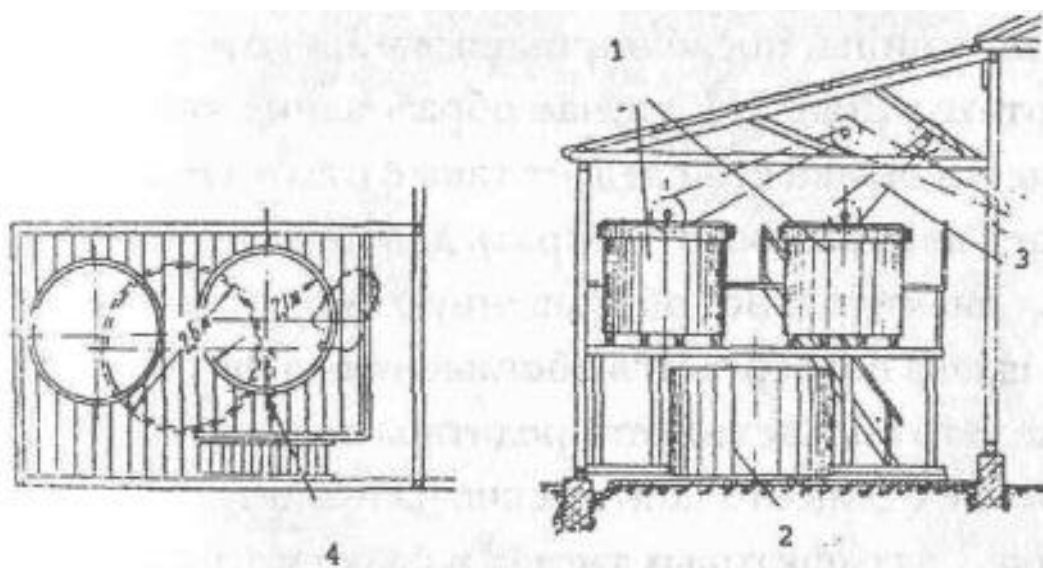


Рис. 4.68. Схема цепи аппаратов установки для удаления кислотой примесей из цементных концентратов:

*1 — чан для растворения; 2 - чан для промывки; 3 - привод мешалки;
4 - декантационная труба*

Потери золота в виде взвесей с промывными водами могут достигать до 0,84 мг/л. Поэтому все декантаты пропускают через фильтры. Снижению потерь золота с декантатами способствует слабокислая среда (не нейтральная). Она предотвращает при отстаивании кристаллизацию растворенных солей и понижает удельный вес растворов.

Осветленную жидкость отсифонивают и осадок переводят в чаны для промывки, где его промывают 2 раза горячей водой. Промывные воды сливают или перекачивают насосом. Сливные воды пропускают через фильтрпресс во избежание потерь шлама во взвешенном состоянии. Если есть белый осадок, то его поддерживают во взвешенном состоянии, не допуская его слипания в куски. При этом применяют длительное его растворение в горячей кислоте (до 12 час.). Кислоту берут в избытке. Специальные меры принимают во избежание кристаллизации соли $\text{ZnSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$. Полнота удаления сульфата цинка очень важна во избежание образования в штейнах специальных шпинелей, придающих шлакам тугоплавкость.

Таблица 4.8.

Эффективность удаления примесей при обработке

цементных шламов серной кислотой

Компонент,	Пример № 1			Пример № 2		
%	Исх., %	После обработк и кислотой, %	Прокал енный, %	Исх., %	После обработк и кислотой , %	Прокален ный, %
Золото	19,3	52,00	51,00	17,78	25,76	24,08
Серебро	1,88	4,58	4,58	1,50	2,37	2,19
Pb	8,74	24,23	23,61	26,64	40,34	37,98
Cu	0,47	1,49	1,43	0,79	1,39	1,23
Zn	48,12	4,32	3,24	21,97	6,80	5,83
Fe	0,10	0,20	0,20	0,17	0,28	0,29
Ni	0,05	0,12	0,25	0,10	0,18	0,15
Ca	2,63	-	-	2,12	1,78	1,50
S-сульфид	4,19	2,63	-	5,90	6,37	0,22
S-сульфат	Следы	8,75	13,27	0,30	3,92	23,0
SiO ₂	0,19	1,36	1,86	4,0	5,06	4,06
Орг. в-ва	2,64	-	-	2,60	2,90	-

Растворы после обработки шламов частично возвращают как оборотные, а частично используют для регенерации цинка или по методу кристаллизации сульфата цинка или осаждения цинка содой. В последнем случае получают карбонат цинка, который прокаливают до оксида цинка и используют на литопонных заводах.

При небольшом количестве растворительных чанов перед обработкой новой порции цементного шлама зачистку не делают, получают более вязкие пульпы, которые меньше вскипают и меньше разбрызгиваются.

Обработанный кислотой осадок отсифонивают, промывают, фильтруют на фильтр-прессах, вакуум-фильтрах или в холщевых мешках, подсушивают горячим воздухом или паром, прокаливают и плавят.

Загрузка, разгрузка, перемешивание и пробоотбор сухих цементных концентратов связаны с пылеобразованием, поэтому их проводят в респираторах. Для загрузки шихты в тигель применяют различные приемы. Один из них, гарантирующий от распыления шихты, состоит в том, что тигли

загружают перед началом каждой плавки, а отливку производят после окончания выделения газообразных продуктов. Этот способ требует больших расходов материалов и большей затраты времени. Он имеет существенные преимущества при плавке богатых концентратов.

Для присадки шихты в тигли, находящиеся в печи, пользуются пакетами (кульками) из плотной бумаги, вмещающими по 0,5 кг.

Отливку после плавки обычно производят в конические изложницы, после опрокидывания которых шлак отделяют от металла. В случае образования значительных количеств шлака его следует также отливать в конусы, и это дает возможность отбирать для переплавки нижнюю часть, значительно обогащенную золотом. Остальная часть шлака подвергается обогащению, выщелачиванию и плавке. Это обеспечивает предотвращение потерь золота.

После отливки в конические изложницы золото переплавляют в графитовых тиглях и разливают в изложницы (рис. 4.69.). Во избежание образования тугоплавких шлаков в флюсы добавляют небольшое количество плавикового шпата.

При обработке осадков, особенно бедных, плавке предшествует обжиг или прокаливание, который проводят непосредственно после кислотной обработки цементного концентрата. Иногда обжиг предшествует непосредственной плавке осадков.

Для сушки и обжига используют муфельные печи.

Для обжига шламов после кислотной обработки кеки с фильтрпрессов помещают в железные коробки, соответствующие размерам муфелей обжиговой печи. При постепенном нагревании до температуры красного каления удаляют влагу, гидратную воду, ртуть и разлагают некоторые углекислые и цианистые соединения. При прокаливании нельзя допускать перемешивания шлама, так как оно может привести к образованию пыли и большим потерям золота. Во избежания прилипания шлама к стенкам коробок их предварительно смазывают изнутри известью, окисью железа

или обкладывают промасленной бумагой. В некоторых случаях к шламу до его прокаливания примешивают окислитель (селитру) и это способст-

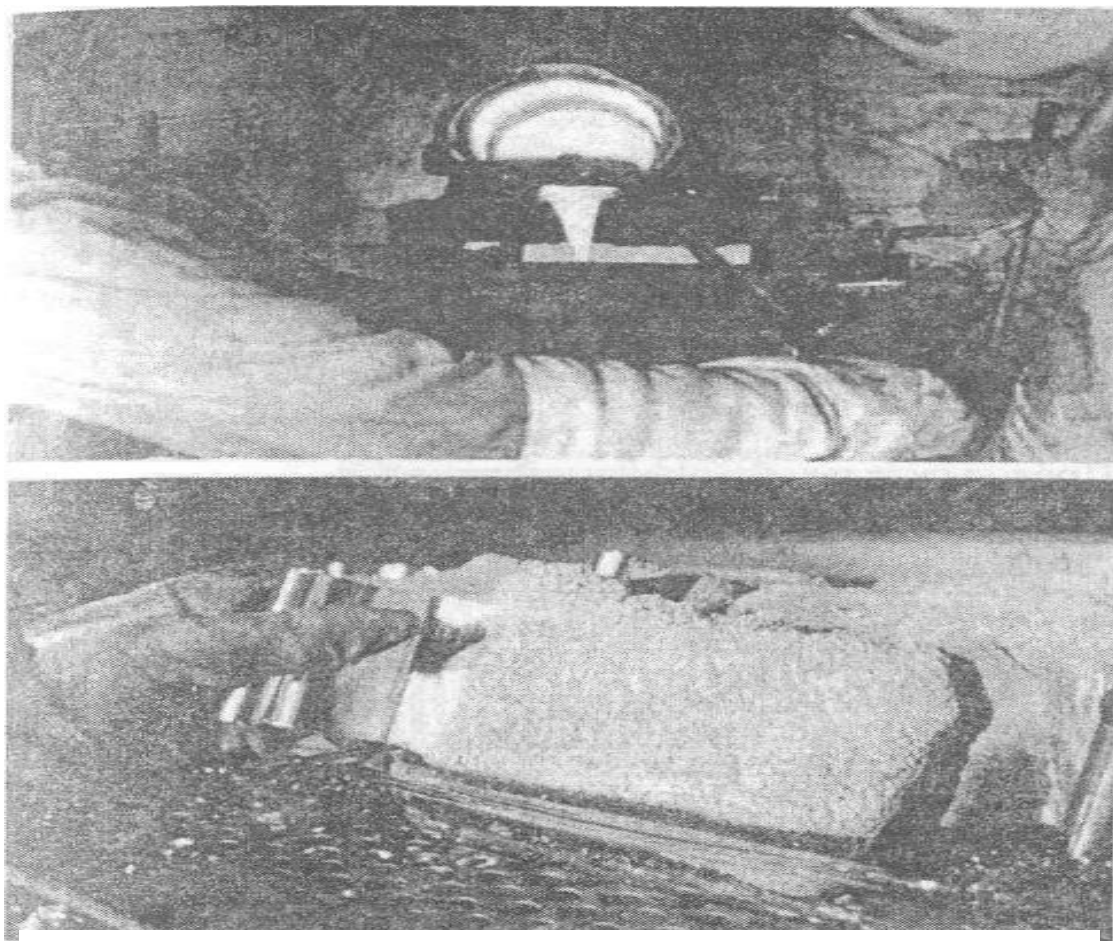


Рис. 4.69. Внешний вид золота, очищенного от примесей на аффинажном заводе

вует
т
оки
сле
нию
част
и
при
мес
ей
во
вре
мя
про
калив
ания.

При значительном содержании в шламе железа его не следует сильно прокаливать. Если это произведено, то такой шлам смешивают с умеренно прокаленным. Восстановителями в шламах являются нерастворившийся металлический цинк, нерастворимые цианистые соединения, свинец попадающий в шлам при использовании для цементации освинцованного цинка. Именно по этому в шихту вводят окислитель и это позволяет избежать образования штейна и лигатурного сплава. Кроме того, в шихту вводят кислые флюсы для нейтрализации оснований и образования нейтрального шлака не разъедающего стенки тиглей и печей (табл. 4.9.).

Для плавки осадков употребляют тигельные и отражательные печи.

Для аппаратурного оформления процесса цементации используют реакторы с механическим перемешиванием, фильтры, сгустители и центрифуги.

Аппараты для цементации делают из дерева, железа или из бетона. Питатель цинковой пыли для цементатора — это или обычный ленточный питатель, или распределительный конус, через который проходит раствор и увлекает с собой цинковую пыль во всасывающую трубу насоса, подающего раствор на фильтр-пресс.

Таблица 4.9.

Шихта для плавки цементных концентратов на 100 единиц осадка

Составные части шахты	Чистый осадок	Много цинка	Много примесей (глина, кварц, разные силикаты)
	с небольшим количеством примесей (кварц и глины)	и немного примесей (кварца и глины)	
Концентрат (осадок)	100	100	100
Сода углекислая	4	15	35
Бура	50	50	30
Песок	3	15	-
Плавиковый шпат	-	-	2

На чистых растворах в начале работы фильтры долго работают вдвое быстрее. Однако лучше вести процесс фильтрования при постоянной скорости, чем при постоянном давлении. Расстояние между рамами при фильтровании золотосодержащего цементного концентрата составляет 5 см, при фильтровании серебросодержащего цементного концентрата — 7,6-10,2 см.

Процесс цементации цинковой пылью требует более дорогой установки, но эксплуатационные расходы на ней ниже. Меньше опасность хищения золотосодержащих цементных концентратов. При периодически проводимом месячном или полумесячном сполоске нет большой задержки золота в незавершенном производстве, как в случае с применением цинковой стружки.

Растворы деаэрируют, собирают в бак, подают цинковую пыль и пульпу циркулируют на себя или перемешивают. Содержание золота в маточнике после осаждения цементного концентрата находится на уровне следовых количеств (табл. 4.10.).

4.7.6.7. Готовая продукция – цементный концентрат

Осадок надо хорошо промыть, отфильтровать и высушить. После кислотной обработки и тщательной декантационной отмывки в концентрате обычно остаются Pb, SiO₂, Cd, CdSO₄, ZnSO₄, CuSO₄. Для их удаления на стадиях плавки вводят сложные флюсы

Таблица 4.10.

Характеристика процесса цементационного осаждения золота

Параметры	Опыт 1	Опыт 2
Содержание золота, г/л Исходное	3,17	3,21
После цементации	следы	следы
Загрузка пыли, кг/м ³	41,8	102,5

Окончание таблицы 4.10.

Параметры	Опыт 1	Опыт 2
Извлечение, %	97,6	87,3
Продолжительность цементации	2,5	80,0

Контрольные вопросы:

1. Специфика кучного выщелачивания минерального сырья.
2. Масштабы применения процессов кучного выщелачивания.
3. Климатические условия и условия кучного выщелачивания руды.
4. Рельеф и топография местности для размещения штабелей минерального сырья.
5. Физико-химические свойства рудного материала.
6. Пористость и проницаемость рудного слоя.
7. Фильтрующие свойства рудного массива в штабеле.

8. Разрушение естественной структуры плотных пород.
9. Агломерация рудного материала.
10. Создание оснований для закладки рудного материала.
11. Эксплуатационные характеристики оснований рудного штабеля.
12. Типы защитных покрытий основания.
13. Утечка растворов и методы ее выявления.
14. Упрочнение оснований.
15. Просадка материала и возможные разрушения рудного штабеля.
- 16 Скольжение рудного штабеля по наклонной поверхности защитного покрытия основания.
17. Геомембранные основания.
18. Технология и примеры создания водонепроницаемых оснований для рудного штабеля.
19. Самосвальная отсыпка руды и формирование штабеля.
20. Конвейерная укладка рудных штабелей.
21. Метод наращивания штабелей на одном и том же основании.
22. Метод дамбового наращивания рудного штабеля.
23. Гидротранспортное формирование рудных штабелей с использованием спутно - закрученных потоков.
24. Кучное выщелачивание в забое.
25. Конфигурация рудных штабелей.
26. Размеры штабелей.
27. Устойчивость откосов рудных штабелей.
28. Системы орошения рудных штабелей.
29. Системы сбора продуктивных растворов кучного выщелачивания.
30. Химическая кольматация рудных штабелей в процессах кучного выщелачивания.
31. Цианирование бедных золотосодержащих руд при их кучном выщелачивании.
32. Цементационное извлечение золота из продуктивных растворов.

Практика

Задание:

Изучить материал по Совершенствованию технологии переработки золотосодержащих руд методом кучного выщелачивания

Предложенная в данной работе технология переработки горнорудной массы включает в себя следующие шаги:

1. Выдача горнорудной массы на поверхность.
2. Отправка её на рудосортировку на основе рентгено-радиометрического оборудования;
3. Сортировка горнорудной массы на следующие категории:
 - Богатая руда;
 - Рядовая руда;
 - Бедная руда;
 - Забалансовая руда;
 - Пустая порода;

Где богатая и рядовая руда отправляются на шихтовочный склад, после чего, посредством перемешивания усредняется содержание полезного компонента, на которое настроена золотоизвлекательная фабрика, после чего руда отправляется на дальнейшую переработку.

Бедная руда отправляется на кучное выщелачивание.

Забалансовая руда, её переработка экономически нецелесообразна в настоящий момент времени, она транспортируется в отвалы, и хранится там до тех пор, пока состояние экономики не позволит её переработать.

Пустая порода отправляется в отвалы.

В итоге, полученный концентрат при цианистом выщелачивании на ЗИФ и из продуктивного раствора при КВ идёт на гидрометаллургический узел для дальнейшей переработки.

Схематично технология показана на рис.4.

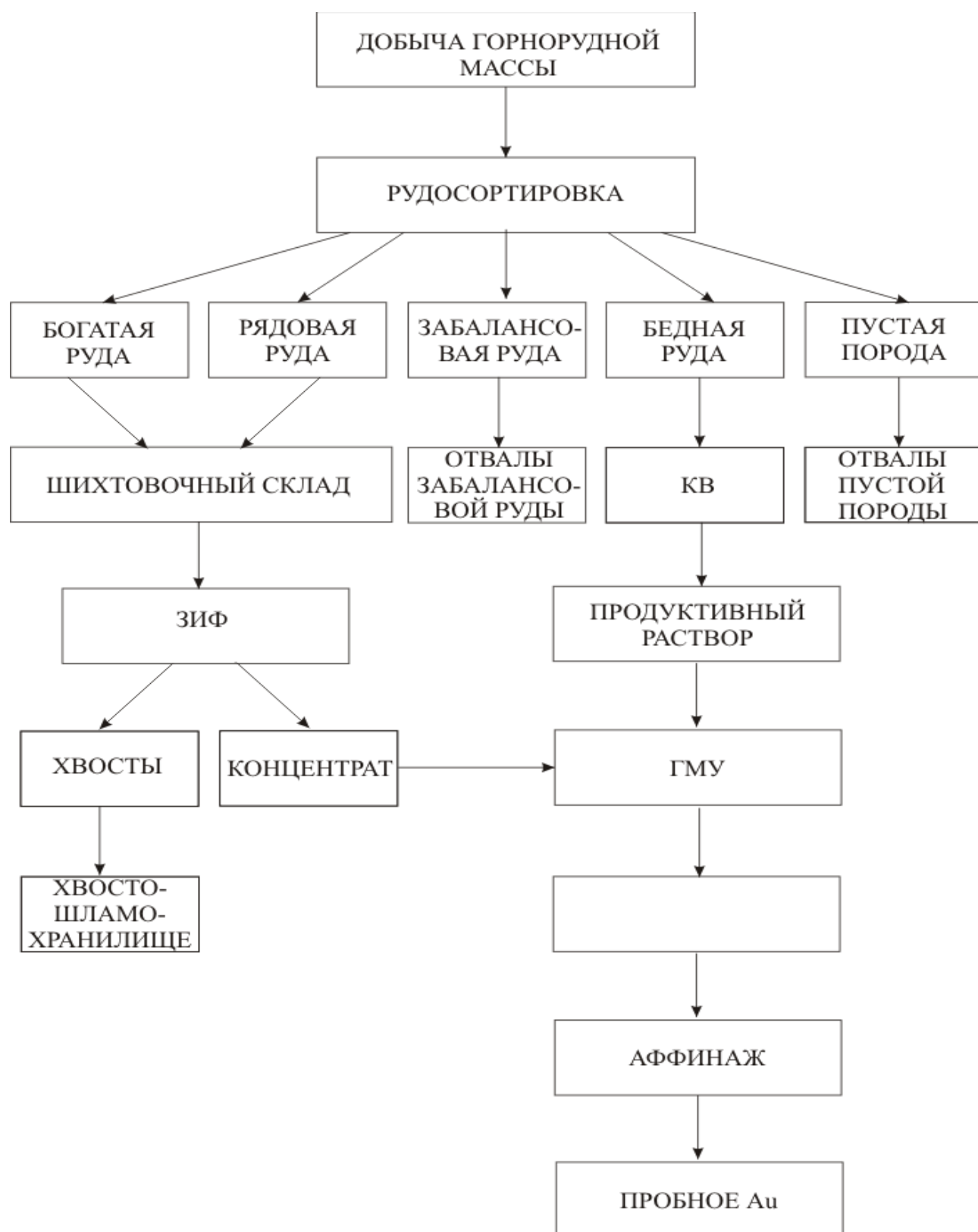


Рис.4. Блок-схема предлагаемой технологии переработки минерального сырья.

5.2 Рудосортировка

Для повышения эффективности переработки руд Дарасунского месторождения предложено использование рентгено-радиометрической сепарации (PPC) на основе разработок ООО «Радос» (г. Красноярск), позволяющие рассортировать добытую руду практически всех видов металлического и неметаллического сырья и выделить из них продуктивную часть для дальнейшей переработки традиционными или геотехнологическими методами.

Засыпанная в приемный бункер руда вытягивается из бункера через затвор на вибропитатель (рис. 3), вибрирующий под воздействием возбудителя вибрации электромагнитного типа. Далее руда поступает на второй элемент вибротранспартной системы - раскладчик. Вибрация, в котором возбуждается под воздействием двух инерционных вибраторов ИВ-107.



Рис. 3. Схема вибропитателя

Под воздействием вибрации и специальной конструкции лотковых

желобов раскладчика, поток руды, во время движения по лоткам, распределяется из монослоя в одноручейный поток, обеспечивающий последовательный сход (падение) кусков руды с лотков в зону измерения рентгеновского блока.

В этой зоне каждый кусок руды облучается первичным рентгеновским излучением (X-1). В поверхностном слое кусков происходит возбуждение вторичного характеристического рентгеновского излучения (X-2), которое регистрируется блоками детектирования ДЭУ. Излучение (X-2) образует спектр, состоящий из характеристического рентгеновского излучения (ХРИ) элементов и первичного рассеянного излучения (РИ) рентгеновского генератора. Аппаратурный спектр анализируется измерительно-управляющей системой сепаратора (ИУС) расположенной в блоке БРС (рис. 2).



Рис. 4. Блок рентгено радиометрической сепарации (БРС)

В результате анализа по заданному алгоритму (разделительному признаку) для каждого куска определяется аналитический параметр, величина которого отражает наличие или отсутствие определяемых

химических элементов относительно некоторого, также задаваемого, порогового содержания. Фактически для каждого куса производится распознавание его рентгеновского образа в реальном масштабе времени.

При превышении этого порога ИУС формирует управляющий сигнал для срабатывания исполнительного механизма. Сигнал управления срабатывания исполнительного механизма задерживается на время, необходимое для пролета куса руды от зоны измерения до зоны отбора. При этом длительность управляющего сигнала пропорциональна линейному размеру отбиваемого куса руды.

При срабатывании исполнительного механизма кусок за счет ударного воздействия отбойника отклоняется от естественной траектории падения и направляется в дальнюю течку продуктов сортировки и далее на конвейер отбираемого продукта (обогащенной или бедной руды, в зависимости от установленной логики отбора). Не подвергшиеся воздействию отбойника куски руды проходят в свою приемную течку без отклонения траектории и выводятся из-под сепаратора другим конвейером (рис. 5).



Рис. 5. Разделительное устройство, делящее поток руды на классы

Исполнительные механизмы, в зависимости от установленной логики отбора в ИУС, могут работать в 2-х режимах:

отбор рудных кусков;

отбор пустой породы.

При этом, соответственно, изменяется название и назначение течек.

Сепараторы совместно с узлом подготовки руды образуют единый комплекс для сортировки руды, общая производительность которого определяется технологическими задачами, гранулометрическими составами данного типа руды, количеством сепараторов.

Принципиальная схема расположения цепи агрегатов рудосортировочного комплекса представлена на рис. 6.

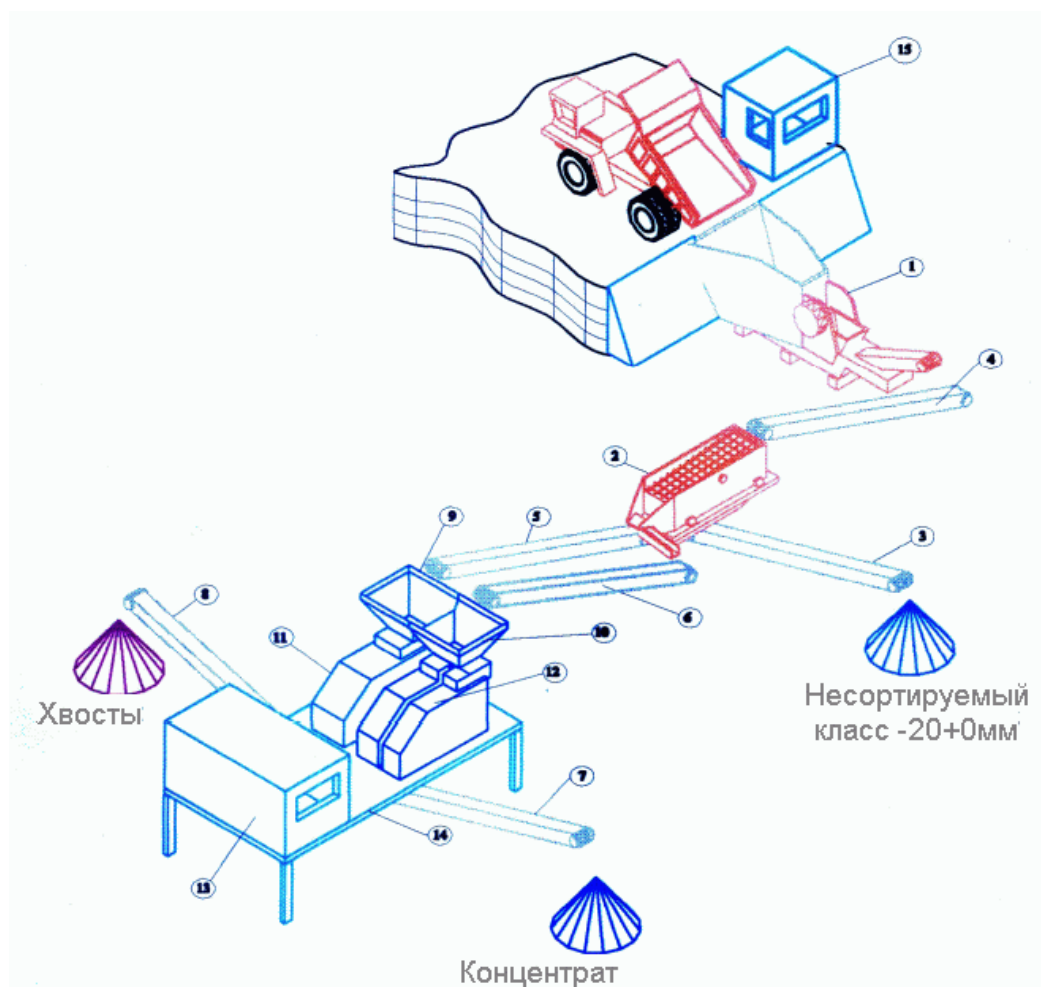


Рис. 6. Принципиальная схема расположения цепи агрегатов рудосортировочного комплекса:

1 - агрегат среднего дробления СМД-186 (с колосниковой решеткой); 2 - агрегат сортировки СМД-174А; 3, 4, 5, 6, 7, 8 - конвейеры; 9, 10 - приёмные бункеры машинных

классов (-150+50; -50+20); 11 - сепаратор рентгенорадиометрический СРФ4-150 (1); 12 - сепаратор рентгенорадиометрический СРФ4-50 (2); 13 – операторская; 14 - эстакада

5.3 Кучное выщелачивание

5.3.1. Рудоподготовка

Данной работой предусматривается модернизация дробильно-сортировочного комплекса. Цель модернизации - вовлечение в переработку негабаритной руды, полученной при отработке месторождения и получение готовой по крупности руды без повторного дробления надрешетного продукта грохота в дробилке среднего дробления КСД-1750 т.

Переработка негабаритной руды (+510 мм) предусматривается в отдельном узле на рудном складе с установкой дробилки типа ЩДП 9 x 12 с питателем П 1,5-6 и транспортером В 800 x 30000. Дробление руды до готового класса в один прием предполагается получить за счет установки дробилки КМД - 1200 на разгрузке надрешетного продукта грохота установке транспортера В 800 x 30000.

Схема цепи аппаратов дробильно - сортировочного комплекса приведена на рис.7.

Техническая характеристика дробильного оборудования приведена в таблице 5.3.

Таблица 5.3.

Техническая характеристика ДСК.

№	Параметры	ЩД 9x12	щдс 9x12 (С ДМ-ПО)	кед 1750 т	КМД 1200
1	Размера наибольшего куска в питании, мм	750	510	160	40
2	Диапазон регулирования выходной щели, мм	100-160	75-125	15-30	3-12
3	Объемная производительность при номинальной разгрузочной щели, не менее, м ³ /час	160	55(38)		24
4	Мощность электродвигателя, кВт	100	95(75)	160	7
5	Масса дробилки, т	76	20	53	24

Как видно из таблицы, дробилки увязаны по крупности дробленой руды, поступающей из одной в другую. Вынос дробилки ЩДП 9 х 12 в отдельный узел, с учетом ее массы, габаритов и производительности, оправдан.

Производительность дробильно-сортировочного комплекса принимается по наименьшей производительности из дробилок комплекса, т.е. ЩДС 9 х 12 и берется равной 1200 т/сутки.

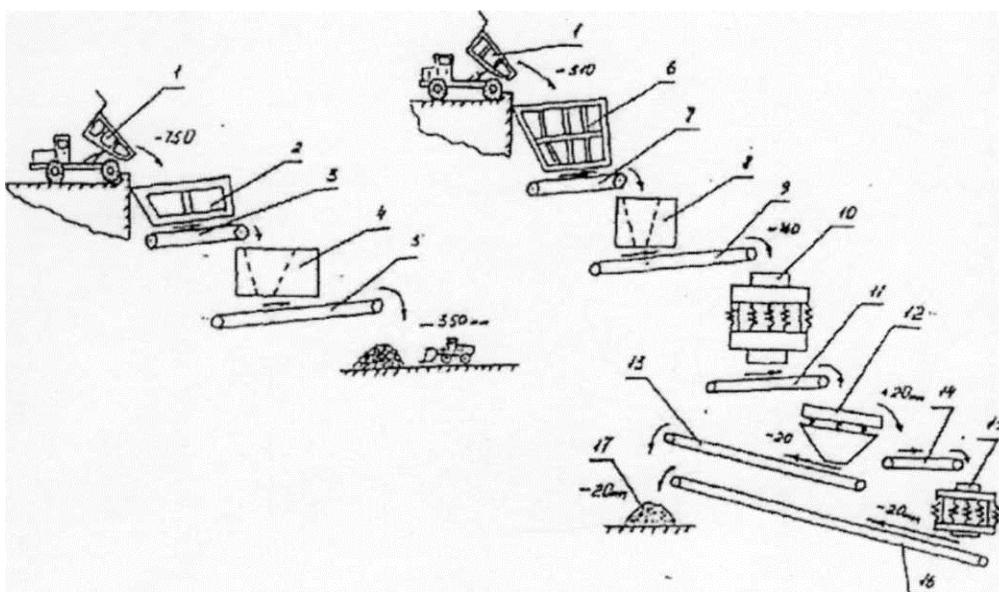


Рисунок 7. Дробильно-сортировочный комплекс

1. Автосамосвал БелАЗ-7548
2. Бункер $V=15$ м
3. Питатель П 1,5-6
4. Дробилка ЩДП 9х12
5. Ленточный транспортёр В 800
6. Бункер $V=30$ м
7. Питатель П 1,5-6
8. Дробилка СМ-16Д (СМД-110)
9. Ленточный транспортёр В 800
10. Конусная дробилка КСД-1750 т
11. Ленточный транспортёр В 800
12. Грохот ГП (ГИТ 51)
13. Ленточный транспортёр В 800
14. Ленточный транспортёр В 800
15. Конусная дробилка КДМ 1200
16. Ленточный транспортёр
17. Штабель дроблёной руды

Подготовка гидроизоляционного основания:

1. Съем почвенно-растительного слоя и его складирование, для дальнейшей рекультивации.
2. Укладка в два слоя специальной, прочной полиэтиленовой пленки-геомембраны;
3. Укатка привезенного слоя суглинка;
4. Устройство песчанно-гравийной подушки.
5. Укладка на подготовленное основание штабеля.

Для сбора продуктивных растворов сооружается сборный коллектор в северной части основания площадки КВ. Коллектор состоит из лотка и раствороотводной канавы, которая соединяется с желобом. Гидроизоляция лотка выполняется из полиэтиленовой пленки в два слоя по дну и бортам лотка, с уклоном $i = 0,03^\circ$ в сторону раствороотводной канавы. Сверху лоток перекрывается деревянным настилом. Раствороотводная канава гидроизолируется подобным образом.

Рудный штабель планируется насыпать вторым слоем на первую и вторую секции ПКВ (площадка кучного выщелачивания) и орошать всю РУДУ-

Во избежание засоренности растворов и угля примесями, предусмотрено: 44%

1. Перед началом выщелачивания штабеля, штабели промыть технической водой со сбором растворов в ёмкость золотосодержащих растворов.

2. Получаемые промывные растворы, переработать на углях, со сбросом в пруд-накопитель на обезвреживание.

3. Отработку рудного штабеля, вести на свежем растворе цианида, с применением активированного угля.

Продолжительность полного цикла выщелачивания по руде регламентной крупности 90-120 суток.

Схема орошения штабеля приведена на рис. 8. технологическая схема переработки руды приведена на рис. 9.

Сорбция золота ведется на уголь LG - 0612, который показал большую емкость, на продуктивных растворах ПКВ будет использован в дальнейшем.

Схема цепи аппаратов узла сорбции приведена на рис. 7.

После сорбции насыщенный уголь загружается в спецконтейнера и поступает в цех обогащения, где перерабатывается до конечной продукции золото - серебряных слитков.

Растворы после сорбции доукрепляются по содержанию цианидов, стабилизируются едким натром и возвращаются в систему орошения.

Рисунок 7.2. Принципиальная технологическая схема цепи аппаратов

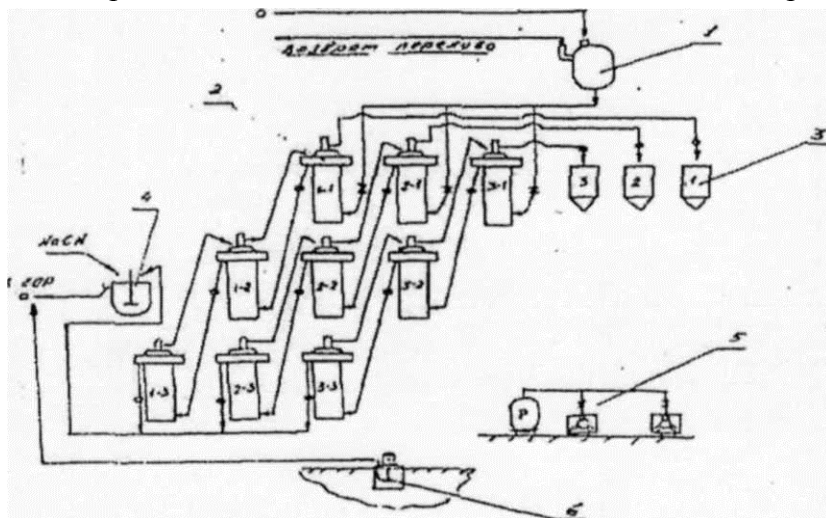


Рисунок 7.2. Узел сорбции. Схема цепи аппаратов.

1. Буферная емкость
2. Колонны сорбционные
3. Обезвоживающие бункеры насыщенного угля
4. Емкость подкрепления рабочих растворов $V = 1.0 \text{ м}^3$
5. Компрессорная станция
6. Дренажная система сорбции

Рудный штабель планируется насыпать вторым слоем на первую и

вторую секции ПКВ (площадка кучного выщелачивания) и орошать всю руду

Во избежание засоренности растворов и угля примесями,
предусмотрено: 44%

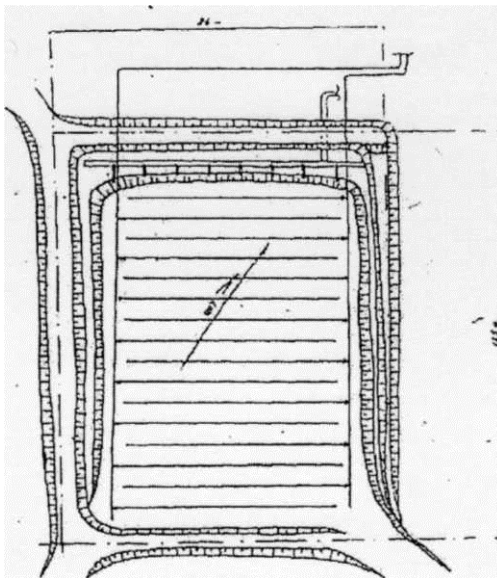


Рисунок 7.3. Схема орошения штабеля.

1. Основной трубопровод (диаметр-219) от насосов станции емкостей обеззолоченных растворов.
2. Перфорированные полиэтиленовые трубы (диаметр-40).

Основные параметры процесса:

1. Расход реагентов и материалов:
 - оксида кальция (100 % CaO), кг/т - 2,0
 - натрия цианистого (100 % NaCN), кг/т - 0,33
 - гидроксида натрия (100% NaON), кг/т - 0,1
 - активированного угля (LG - 0612), г/т - 93,67 (80,89 кг/сут.)
2. Концентрация цианистого натрия в растворе, подаваемом на орошение, г/л:

Рисунок 7.3. Схема орошения штаб

- при водонасыщении - 0,6 - 1,0
- при выщелачивании - 0,2 - 0,4

3. Концентрация в продуктивном растворе, г/л:

- цианида натрия - 0,1 - 0,4
- гидроксида кальция - 0,1 - 0,15
- pH - 9,8- 10,6

4. Интенсивность орошения, л/м в сутки - 150-200

(Орошение ведется от 12 до 24 часов в сутки в зависимости от объемов кондиционного раствора в ёмкости обеззолоченных растворов.)

5. Содержание золота в насыщенном угле LG - 0612, кг/т - 6,7-0,3

6. Содержание золота на угле после десорбции, г/т - 40-150.

Потребность цианида на среднегодовую производительность составит 113,2

5.3.2. Система орошения штабеля беднобалансовых руд

Подача рабочего раствора на орошаемый штабель КВ осуществляется насосами 7ХП – 280/42 и АХ – 150/200, работающих в паре, из зумпфа технологического комплекса по магистральному полиэтиленовому трубопроводу (ПНД-160Т).

Магистральный трубопровод крепится на неподвижных опорах через каждые 50 м. Между неподвижными опорами трубопровод прокладывается «змейкой», на подвижных опорах, которые служат для компенсации линейных температурных расширений.

Теплоизоляция трубопроводов выполняется матами из минеральной ваты с последующей обмоткой слоем черной полиэтиленовой пленки.

На штабеле рабочий раствор поступает в участковый полиэтиленовый трубопровод с последующей разводкой по всей поверхности штабеля и его откосов через перфорированные трубки. Расстояние между перфорированными трубками 0,5 – 1,0 м. Диаметр перфорации 3 - 5 мм.

Перед началом отсыпки штабелей 2 и 3 очередей на поверхности выщелоченных штабелей укладываются полиэтиленовые перфорированные трубы марки по длинной стороне с разбежкой не более 20 м и подсоединяются к магистральному трубопроводу через задвижку.

Для предотвращения попадания паводковых вод, стекающих по рельефу во время дождей, на площадку КВ оборудуется ограждающая дамба на всю ширину площадки КВ с последующим сбросом воды на рельеф за пределами контура площадки КВ.

5.3.3. Сборный коллектор для приема продуктивных растворов

Для сбора продуктивных растворов проектом предусматривается сооружение сборного коллектора основания площадки КВ.

Сборный коллектор для приема продуктивных растворов состоит из лотка и раствороотводной канавы, которая соединятся с существующим желобом.

Экранирование лотка производится в следующей последовательности:

- выемка песков основания глубиной не менее 0,6 м и формирование песчаного брустера с помощью механизированных средств;
- выравнивание дна и бортов брустера с уклоном не менее $i=0,03$ в сторону раствороотводной канавы;
- укладка и сваривание полиэтиленовой пленки в два слоя по дну и бортам лотка с последующим её закреплением;
- перекрытие лотка деревянным настилом.

Производство работ по устройству раствороотводной канавы осуществляют в той же последовательности, как описано выше для лотка.

Параметры сборного коллектора по приему и транспортированию продуктивных растворов представлены в таблице 5.1.

Таблица 5.3

Параметры сборного коллектора и объемы работ

№ п.п.	Наименование	ГОСТ, марка материал	Ед. изм.	Показатель
Сборный коллектор				
1	Лоток - длина - ширина - глубина		м м м	14,0 0,5-1,5 0,6
1.1	Объем выемки	Песок с повыш. содер.глины	м ³	84
1.2	Укладка брусстера с северной стороны лотка	Песок с повыш. содер.глины	м ³	100,0
1.3	Форма поперечного сечения брусстера - длина - ширина - по основанию - во верху - высота		- м м м м	трапеция 140 1,6 0,8 0,6
1.4	Укладка полиэтиленовой пленки в два слоя	И0354-82 BC-02-6000	м ²	590
1.5	Устройство настила из доски - длина - ширина - толщина - объем	дерево	м м м м ³	145 2 0,04 12,0
2	Раствороотводная канава - длина - ширина: по основанию по верху - высота		м м м м	40 0,5 1,3 0,5
2.1	Объем выемки	суглинок	м ³	18,0
2.2	Укладка полиэтиленовой пленки в два слоя по сечению канавы	И0354-82 BC-02-6000	м ²	120,0
2.3	Устройство настила из доски - длина - ширина - толщина - объем	дерево	м м м м ³	40 1,7 0,04 3,0

Лоток продуктивного раствора с кучи входит в приёмный резервуар продуктивных растворов.

5.3.4. Формирование и подготовка рудного штабеля

Конвейерная система приспособлена для сооружения штабеля из

дробленных и агломерированных руд и хвостов. Эта система обеспечивает минимальное механическое воздействие на руду. Каждая конвейерная система отличается по некоторым параметрам. В начале дробленную руду выгружают из бункеров, а если это агломерированная руда, то ее выгружают из агломерационных барабанов на главный конвейер – это один из основных элементов конвейерной системы. С главного конвейера руду транспортируют системой промежуточных конвейеров зигзагообразного типа 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 расширяют, пока они не сомкнутся. В этой позиции образуется протяженный гребень руды от края до края площадки установленной высоты слоя, обычно 6 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.

Назначение штабелеукладчика

Штабелеукладчик – транспортирующее устройство непрерывного действия для приема и укладки в штабель агломерированной руды.

5.3.5. Техническая характеристика штабелеукладчика радиального.

30	Длина штабелеукладчика (расстояние между центрами натяжных барабанов), м	
	высота укладываемого штабеля - 8 метров.	
	Номинальная производительность штабелеукладчика радиального, т/час	150-300
	Диаметр барабанов штабелеукладчика:	
	приводного, мм	400
	оборотного, мм	325
	Лента транспортерная:	

ширина, мм	650-800
число прокладок, шт	3
скорость движения, м/сек	1,7
Ролики конвейерные, (диаметр/длина)	
опорные, мм	108/250;127/310
поддерживающие, мм	108/750; 127/900
Электродвигатели шасси штабелеукладчика:	
рабочее напряжение, В	380
частота тока, Гц	50
мощность, кВт/час	7,5
количество оборотов, об/мин	750
количество, шт	2
Электродвигатель конвейера штабелеукладчика:	
рабочее напряжение, В	380
частота тока, Гц	50
мощность, кВт/час	15-18
количество оборотов, об/мин	1450
количество, шт	1
Редукторы шасси штабелеукладчика:	
марка	Ц2У-200
передаточное отношение	40
количество, шт	2
Редуктор конвейера штабелеукладчика:	
марка	Ц2У-200
передаточное отношение	20
количество, шт	1
Размер шин шасси, мм	(508x260);900R20
Скорость движения штабелеукладчика по радиусу, м/мин	18,8
Тип передачи клиноременная	
ремень конвейера, (тип/длина, мм)	Б/1250
ремень шасси, (тип/длина, мм)	Б/1600
тип натяжного устройства винтовое	
Применяемые подшипники (№/количество, шт):	
приводного барабана	313/2
натяжного барабана	3609/2

5.3.6. Устройство штабелеукладчика радиального

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.

Наиболее простыми методами интенсификации КВ являются механические способы воздействия на обрабатываемую рудную массу. Один из широко распространенных - принудительное рыхление выщелачиваемого штабеля (отвала). Известно несколько методов проведения данной операции: поверхностное воздействие рыхлителем или бульдозером, взрывание размещенных в рудной массе зарядов ВВ, частичное обрушение или выпуск рудной массы из нижних слоев штабеля (при использовании специально подготовленного основания), шевеление штабеля с помощью специальных пневматических устройств.

Без дополнительного рыхления и перемешивания, обрабатываемой методом КВ рудной массы, процесс извлечения металла проходит не равномерно.

Причем верхние слои штабеля выщелачиваются значительно интенсивнее и более полно, чем нижние. Данный факт объясняется их постоянным контактом со свежими растворами орошения, имеющими относительно высокие концентрации реагента, которые снижаются по мере прохождения растворов через слои штабеля. В практике эксплуатации КВ производились попытки интенсификации процесса путем сталкивания верхних слоев отработанной рудной массы со штабеля бульдозером с последующим рыхлением обнажаемой поверхности.

5.3.7 Теоретические основы цианирования руд и концентратов

Процесс цианирования является основным методом извлечения золота; и серебра из руд и концентратов. Сущность этого процесса заключается в том, что измельченный материал, содержащий благородные металлы приводится в соприкосновение с разбавленными щелочными растворами цианистого натрия, под действием которого золото и серебро переходит в раствор .

О том, что золото растворяется в водных растворах цианидов, стало

известно ещё в середине XIX века. Впервые растворимость золота в щелочном растворе цианистого калия обнаружил в 1843 году русский ученый-химик П. Р. Багратион, брат героя Отечественной войны 1812 года русского полководца Багратиона. Спустя 10 лет английские ученые Эльсинер и Фарадей объяснили эту реакцию и дали классическое уравнение, которое легло в основу цианистого процесса переработки золотосодержащих руд и концентратов.

Курсовое проектирование

1. Завершить написание раздела «Технология ведения работ» согласно выданному заданию на проектирование.
3. Приступить к разработке и написанию раздела «Спецвопрос» согласно выданному заданию.