

**НАВОИЙСКИЙ ГОРН-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ  
НАВОИЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ**  
*«Химико-металлургический» факультет»*

*Кафедра «Металлургия»*

**ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА**

**к выпускной квалификационной работе**

**На тему: «Выбор, обоснование и расчет технологии переработки  
золотосодержащих руд».**

**Выпускник: Х. Кушаев**

**Навои– 2014**

# СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	
1. ОБЩАЯ ЧАСТЬ.....	
1.1. Методы обогащения золотосодержащих руд .....	
1.2. Характеристика коренных золотосодержащих руд .....	
1.3. Гравитационные методы извлечения золота из руд.....	
1.4. Извлечения золота в отсадочных машинах .....	
1.5. Извлечение золота на концентрационных столах .....	
2. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ.....	
2.1. Расчет схемы дробления .....	
2.2. Расчет схемы измельчения.....	
2.5. Выбор основных оборудований.....	
2.5.1. Выбор оборудования для измельчения.....	
2.5.2. Расчёт оборудования для измельчения.....	
2.5.3. Расчёт оборудования для первой стадии измельчения .....	
2.5.4. Выбор и расчет грохотов .....	
2.5.5. Расчёт оборудования для второй стадии измельчения .....	
2.5.6. Выбор и расчёт оборудования для классификации .....	
2.5.7. Выбор оборудования для отсадки и перечистки.....	
2.6. Выбор и расчет вспомогательных оборудований.....	
2.6.1. Выбор оборудования для магнитной сепарации.....	
2.6.2. Выбор оборудования для обезвоживания.....	
3. БЕЗОПАСНОСТЬ ЖИЗНЕДЕЯТЕЛЬНОСТИ.....	
3.1 Техника безопасности и охрана труда.....	
3.2 Гражданская защита.....	
3.3. Охрана окружающей среды.....	
4. ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ.....	
5. Заключение.....	
6. Список использованной литературы.....	

# 1. ОБЩАЯ ЧАСТЬ

## 1.1. Методы обогащения золотосодержащих руд

Изначально золото из коренных руд извлекали в виде «свободных» зерен гравитационными методами обогащения с получением «шлихового» продукта или так называемой «золотой головки». После плавки шлихового продукта, смешанного с флюсами получают черновое золото (сплав Доре), содержащее кроме золота примеси: серебро, медь и другие цветные металлы. Для получения чистого золота, содержащего 99,99%, сплав Доре подвергают очистке на аффинажных заводах, использующих метод электролиза.

Гравитационными методами эффективно извлекали крупновкрапленное, свободное золото. С истощением запасов богатых, крупновкрапленных золотосодержащих руд в переработку стали вовлекать тонковкрапленные руды, которые эффективно перерабатывали с использованием метода флотации. Однако основным процессом извлечения золота из коренных руд является метод сорбционного цианирования, с применением которого работает абсолютное большинство современных золотоизвлекательных заводов.

Для переработки упорных золотосодержащих руд, имеющих сложный минералогический состав, содержащих вредные примеси, применяют методы предварительной обработки перед традиционным цианированием, такие как обжиг, автоклавное окисление, биовыщелачивание..

Горнодобывающие компании заинтересованы в более полном извлечении металлов при наименьших затратах, как из богатых (балансовых), так и из бедных (забалансовых) руд. В связи с этим при разработке месторождения применяют как индустриальный способ извлечения благородных металлов из балансовых руд на золотоизвлекательных фабриках (заводах), так и способ кучного выщелачивания из бедных забалансовых руд.

Для применения оптимальной технологии извлечения, необходимо проведение исследовательских работ по изучению вещественного состава, обогатимости и технологичности руд, экологии. На основании результатов изучения характеристики исследуемой руды может быть выбрана та или иная технология переработки, позволяющая достигать более полное извлечение золота при наименьших затратах.

Основным способом промышленного извлечения золота из коренных руд, вот уже столетие, является цианидно-сорбционная технология, позволяющая экономически выгодно перерабатывать бедные (до 0,8 г/т) руды с ультратонким золотом (1-5 мкм). С применением данной технологии только в последнее десятилетие построены десятки крупных золотоизвлекательных заводов, перерабатывающих миллионы тонн руды в год и выпускающие ежегодно по десять и более тонн золота каждое.

## 1.2. Характеристика коренных золотосодержащих руд

Золото в рудах присутствует как в самородном виде (свободное), так и в виде изоморфных примесей с другими минералами, в основном с сульфидами, а также ультратонкого взаимного прорастания с минералами породы. С точки зрения механического обогащения золотосодержащие руды можно разделить на легкообогатимые и труднообогатимые.

Коренные золотосодержащие руды, в отличие от урановых или медных руд, характеризуются большим разнообразием минеральных форм нахождения золота, а также примесями, затрудняющими основной процесс промышленного извлечения – цианидно-сорбционную технологию. Так присутствие в рудах природной минеральной органики (углистого вещества) приводит к явлению природной сорбции, затрудняющей извлечение золота.

Условно, с точки зрения цианидно-сорбционной технологии, коренные золотосодержащие руды можно разделить на легкоцианируемые и упорные. Для извлечения золота из легкоцианируемых руд применяют наиболее простые схемы переработки. Так, богатые малосульфидные руды с крупновкрапленным свободным золотом, возможно, перерабатывать с приемлемым извлечением по чисто гравитационной схеме. Это наиболее желаемый вариант, однако, подобные руды в настоящее время встречаются все реже и их запасы практически исчерпаны.

Легкообогатимые руды со свободным, но тонковкрапленным золотом перерабатывают с использованием цианидного выщелачивания, которое в настоящее время является основным способом промышленного извлечения золота. Этот процесс предусматривает применение токсичных реагентов, что связано с проблемами обезвреживания сбросных отходов (хвостов).

Упорные труднообогатимые коренные руды характеризуются сложным вещественным составом, что делает необходимым применение специальных приемов по их переработке. Так, при переработке высокосульфидных руд применяют комбинированные схемы, включающие гравитацию для выделения свободного золота в «золотую головку», флотацию для извлечения золота, ассоциированного с сульфидами в бедный флотоконцентрат при получении хвостов с отвальным содержанием, и, наконец, переработку сульфидного концентрата. Переработка сульфидного концентрата может осуществляться либо простым цианированием, либо с предварительным обжигом, либо после предварительного разложения (окисления) в автоклавах, либо после биовыщелачивания (окисления). Подобные приемы приводят к удорожанию стоимости переработки, однако позволяют добиться более высокого извлечения. По качеству вновь вовлекаемых в переработку коренных золотосодержащих руд просматривается тенденция к снижению содержания в них золота.

Как правило, на практике для повышения экономической эффективности

переработка бедных, легкообогатимых забалансовых руд, а также окисленных руд верхней части месторождения, осуществляется с использованием технологии кучного выщелачивания, которая исключает дорогостоящий процесс измельчения всей массы руды.

В последнее время среди новых золотодобывающих предприятий увеличилась доля предприятий, перерабатывающих упорные, сложные по минеральному составу руды. Особенностью подобных руд является тонкая вкрапленность, высокое содержание сульфидов, наличие минеральной органики и мышьяковистых минералов и т.п. Для переработки таких руд применяют операции предварительного окисления (обжиг, автоклавный процесс, биовыщелачивание), что оборачивается повышенными эксплуатационными расходами, которые могут быть компенсированы за счет более высокого извлечения золота из руд.

Таким образом, существует устойчивая тенденция вовлечения в переработку бедных (до 1 г/т), но легкообогатимых и труднообогатимых, но относительно богатых по содержанию золота руд. Критериями являются экономические показатели работы предприятий, например себестоимость получения 1 г золота.

### **1.3. Гравитационные методы извлечения золота из руд**

Благородные металлы характеризуются высокой плотностью, намного превышающей плотность минералов вмещающей породы. Поэтому для извлечения крупного золота перед флотацией и цианированием в современной практике обработки золотых руд наиболее распространены процессы гравитационного обогащения. Эти процессы широко применяются и для извлечения платины.

Гравитационное обогащение дает хорошие результаты и при извлечении тонкой фракции благородных металлов. Это особенно ценно для извлечения платины из руд, так как она трудно извлекается непосредственным выщелачиванием, а некоторые платиновые минералы трудно флотируются.

Необходимость выделения крупного золота (0,1...0,2 мм и более для руд коренных месторождений; для россыпей принимают, что крупное золото имеет размер более 0,5 мм), которое присутствует практически во всех рудах, определяется следующими причинами:

- время растворения крупных частиц при цианировании чрезмерно велико;
- частицы крупного золота в цикле дробление – измельчение затираются, в них запрессовываются другие минералы; в результате падает их флотационная активность и затрудняется контакт с цианистыми растворами;
- быстрой реализацией значительной части золота (30–60 %) в голове процесса простыми и дешевыми способами.

Гравитационные методы обогащения проводят, как правило, в водной среде. Они основаны на различии скорости движения минеральных частиц различной массы в воде и применимы для обогащения руд, имеющих достаточную разницу в плотности разделяемых минералов и примерно одинаковую крупность частиц измельченной руды.

Разновидностью гравитационного обогащения является обогащение в тяжелых суспензиях, когда разделение минералов проводят в среде большой плотности.

В современной практике извлечения золота и платины из кварцевых руд и руд коренных месторождений применяют следующие основные и вспомогательные аппараты для мокрого гравитационного обогащения:

- отсадочные машины;
- концентрационные столы;
- шлюзы с мягким покрытием (шлюзовые драги);
- гидравлические ловушки;
- барабанные концентраторы;
- короткоконусные гидроциклоны.

#### **1.4. Извлечение золота в отсадочных машинах**

Отсадке подвергаются руды с крупностью частиц от 25 (реже 50) мм до 0,5...0,3 мм. Обогащение отсадкой основано на использовании разницы в скоростях падения минеральных частиц различной массы в восходящем потоке воды. При отсадке руда разделяется на слои минеральных зерен. В верхнем слое концентрируются легкие минералы, в нижнем – тяжелые.

В отсадочных машинах, представляющих собой прямоугольные камеры, измельченная руда помещается на решетке. С помощью поршневого механизма, диафрагмы или возвратно-поступательного движения самого решета (рис. 1, 2) в слое руды создается пульсирующее движение жидкости. При движении струи вверх слой руды разрыхляется и более тяжелые частицы стремятся спуститься вниз, а более легкие как бы всплывают на поверхность. При последующей нисходящей струе тяжелые зерна дополнительно продвигаются к решетке, опережая легкие частицы. При повторении пульсаций воды руда расслаивается – внизу оказываются самые тяжелые зерна, а сверху – наиболее легкие.

Пульсатор (см. рис. 2) представляет собой наиболее простую по конструкции отсадочную машину. Прерывистая подача воды в камеру осуществляется под действием гидравлического клапана. Этот клапан соединен штоком с диском, в который упирается пружина, сжимающаяся при подъеме штока вследствие давления воды, вводимой по трубе из напорного резервуара. Давление воды передается гибкой диафрагме, приподнимающей клапан. После подъема на небольшую высоту клапан опять садится в свое гнездо. Необходимый напор воды составляет от 3 до 23 м. Гидравлический клапан

производит до 500–600 колебаний в минуту. Число колебаний регулируется пружиной, сжимаемой и разжимаемой штоком и гайкой на нем.

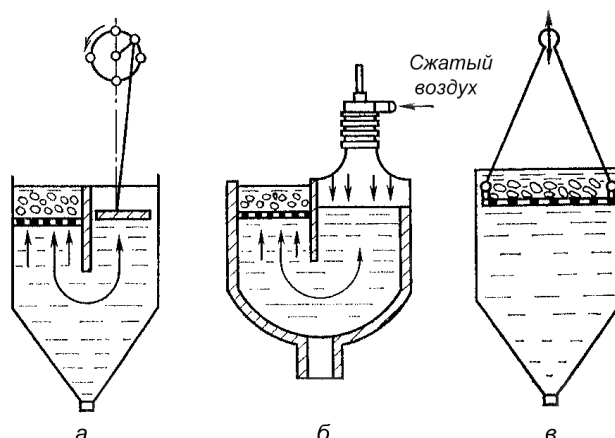


Рис. 1. Схема устройства отсадочных машин (в поперечном сечении):  
а – поршневые; б – диафрагмовые; в – с подвижным решетом

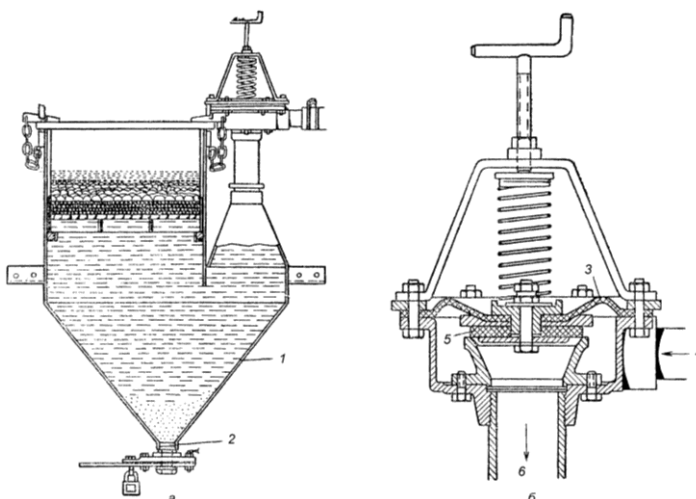


Рис. 2. Пульсатор:

- а – общий вид в разрезе; б – гидравлический клапан пульсатора;
- 1 – нижняя часть пирамидального ящика; 2 – отверстие для выпуска концентрата;
- 3 – резиновая диафрагма; 4 – подача воды в камеру; 5 – резиновый клапан;
- 6 – труба, соединяющая клапан с пирамидальным ящиком

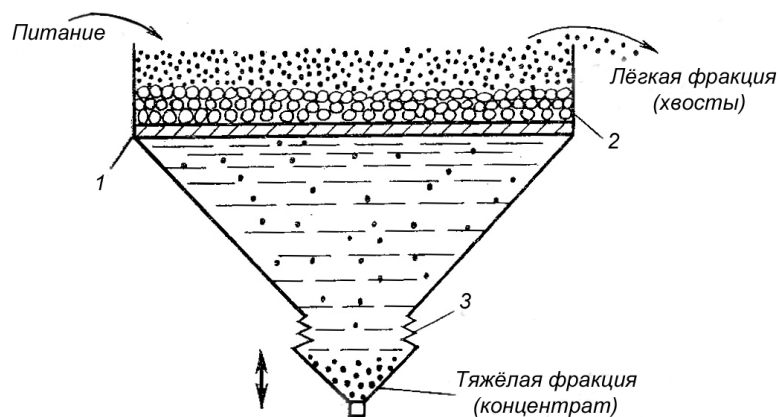


Рис. 3. Распределение продуктов в отсадочной машине:  
1 – решет; 2 – постель; 3 – диафрагма

Исходный материал на решетку отсадочной машины подается непрерывно вместе с водой и движется по нему перпендикулярно плоскости рис. 1 и 2. В конце отсадочной машины легкая фракция (хвосты) сливается потоком воды через порог. Наличие порога обуславливает образование на решетке постоянного слоя руды, называемого постелью. Тяжелая фракция при работе на крупном материале разгружается в камеру через специальные разгрузочные щели в решетке.

При отсадке мелкого материала тяжелая фракция высыпается через отверстия решетки. В этом случае на решетку укладывается искусственная постель из крупных зерен (рис. 3).

Плотность материала искусственной постели должна быть меньше плотности тяжелого материала разделяемой смеси и больше плотности легкого ( $7...8 \text{ г/см}^3$ ). При обогащении золотых руд в качестве постели обычно используют металлическую дробь или гематитовую руду. Крупность частиц постели принимается в 3–6 раз больше максимальной крупности обогащаемого материала. Высота постели составляет 25...60 мм. Площадь решетки отсадочных машин составляет 5...10 м<sup>2</sup>, ширина щели решетки – 3 мм. Производительность отсадочных машин составляет 30...50 т/ч.

### **Механизм разделения минеральных зерен на отсадочных машинах.**

На постели отсадочной машины, устойчиво работающей в непрерывном цикле обогащения, существуют три четко выраженных слоя минералов: верхний слой состоит из зерен с низкой плотностью; средний слой - из зерен с промежуточной плотностью; нижний слой - из зерен с высокой плотностью. Высота постели ОМР-1А для условий цеха-2 составляет 160 мм от плоскости решетки (сетки) отсадочной машины.

Четкость разделения минералов в постели ОМР-1А обеспечивается в том случае, когда правильно организованы: подача исходного питания на поверхность постели отсадочной камеры; смыв и разгрузка легкой фракции; погружение тяжелых зерен на дно отсадочной камеры; вытеснение легких

зерен на поверхность постели.

Исходное питание следует подавать равномерно по всей поверхности постели. Поток пульпы должен быть достаточным для транспортирования легкой фракции, но не должен смывать зерна тяжелой фракции. При сильной струе все исходное питание может смываться с поверхности без обогащения. При малой скорости потока образуется порог из легкой фракции, и процесс отсадки прекратится.

Отсадочная машина ОМР-1А имеет боковое расположение воздушных камер, которые отделены от отсадочного отделения продольной перегородкой с каплеобразным обтекателем. Корпус машины собран из трех (двух) отдельных унифицированных секций (камер), каждая из которых снабжена съемной кассетой с отсадочным решетом, выполненным из нержавеющей сетки с размером ячейки 5x5 мм. Толщина проволок сетки 1,6-2 мм. В ряде случаев допускается применение шпальтовых (щелевых) сеток, хотя эффективность процесса отсадки при этом несколько снижается.

Кассету устанавливают на опорные брусы и крепят с помощью клиньев. В нижней части камеры имеются съемные разгрузочные насадки. Частоту пульсаций воздуха регулируют шкивами роторного пульсатора. Указанная частота должна находиться в пределах 160-220 об/мин. Подачу воздуха к пульсатору и оборотной воды в камеру регулируют соответствующими задвижками.

Большое влияние на режим отсадки оказывают частота пульсаций и давление воздуха. При малых частотах пульсаций достигается максимальный подъем постели и повышается степень ее разрыхленности, но режим становится менее устойчивым и более чувствительным к изменениям производительности аппарата, гранулометрического и фракционного состава исходного питания. При высоких частотах пульсаций устойчивость режима увеличивается, но снижается степень разрыхленности постели. Увеличение давления воздуха обуславливает увеличение скоростей восходящего и нисходящего потоков и амплитуды колебаний, а также и подъем постели. Наиболее благоприятный режим пульсаций при отсадке рудного материала определенного типа подбирают экспериментально. При регулировании процесса отсадки особую роль играет подрешетная вода, способствующая стабилизации оптимальной разрыхленности постели. С помощью подачи воздуха осуществляют грубую регулировку разрыхленности постели в случаях резких изменений гранулометрического состава исходного питания и (или) значительных колебаниях удельной производительности. Окончательную доводку разрыхленности постели осуществляют регулировкой расхода подрешетной воды. Значительные колебания расхода подрешетной воды при обогащении тонких частиц золота могут полностью нарушить процесс отсадки.

## **1.5. Извлечение золота на концентрационных столах**

Разделение минеральных зерен на концентрационных столах и шлюзах происходит за счет особенностей движения частиц в потоке воды, движущейся по наклонной плоскости. При достаточно большой скорости все зерна взвешиваются, а при малой оседают в нижних слоях потока. При умеренных скоростях наиболее тяжелые зерна оседают на дно или движутся по наклонной плоскости перекачиванием. При турбулентном режиме движения воды, создаваемом нарифлениями на наклонной плоскости, вследствие образования вихрей в потоке возникают дополнительные вертикальные струи, которые взвешивают более легкие частицы и вымывают их из слоя осевших частиц.

Устройство концентрационного стола показано на рис. 4.

Основной частью стола, на которой происходит обогащение, является дека, выполненная в виде трапеции или параллелограмма (диагональная), имеющая регулируемый поперечный наклон.

Деку делают из дерева или алюминиевого сплава и покрывают линолеумом или резиной. На поверхность покрытия набивают или приклеивают рифли – деревянные или резиновые планки. Высота каждой планки уменьшается вдоль ее длины в направлении к разгрузочной стороне стола, что способствует более полному вымыванию мелких легких частиц. С одной стороны деки укреплен короткий желоб, в который подается рудная пульпа и из которого через щель у днища она вытекает на плоскость деки. Рядом с коротким укреплен длинный желоб, через который на стол подается смывная вода.

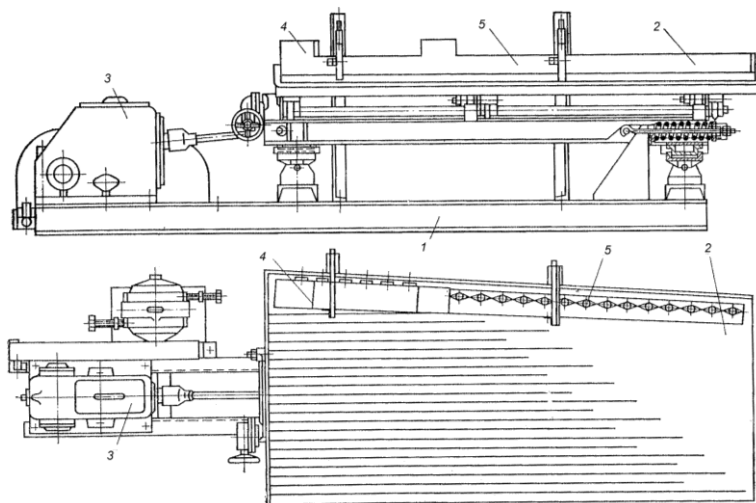


Рис. 4. Концентрационный стол:

- 1 – рама; 2 – дека; 3 – качательный (приводной) механизм; 4 – короткий желоб (для питания);  
5 – длинный желоб (для смывной воды)

Приводной механизм сообщает деке возвратно-поступательное движение вдоль ее длинной оси. Движение деки вправо (рис. 5) происходит плавно, а влево рывком. При плавном перемещении деки осевшие частицы перемещаются к разгрузочной части стола. При резком возвратном движении рабочей площадки

частицы взвешиваются инерционно и дека под ними перемещается на некоторое расстояние. При остановке деки частицы вновь оседают на ее поверхности.

Каждое зерно минералов на концентрационном столе находится под действием сил тяжести, инерции, трения и смывающего действия струи воды. При возвратно-поступательном движении деки зерна минералов перемещаются вдоль стола (вправо), причем зерна тяжелого минерала движутся с большей скоростью ( $v_t$ ), чем зерна легкого минерала (см. рис. 5). Под действием струи воды, наоборот, зерна легкого минерала перемещаются вниз по наклону деки с большей скоростью ( $v_l$ ), чем тяжелые частицы. Таким образом, при сложении обеих скоростей траектория движения тяжелых зерен будет характеризоваться линией т – т (концентрат), а легких – линией л – л (хвосты). Между линиями л – л и т – т разгружается промежуточный продукт.

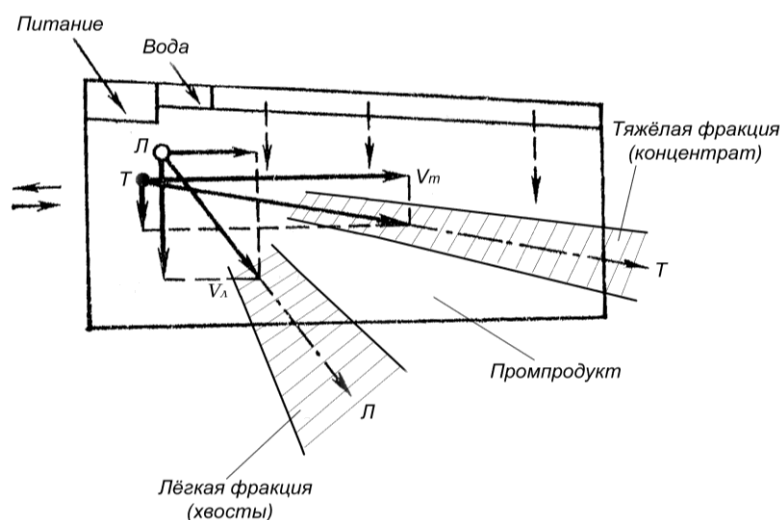


Рис. 5. Схема движения частиц легкого (л) и тяжелого (т) минералов на концентрационном столе

Основным достоинством концентрационных столов является то, что они позволяют получать богатые концентраты при высоком извлечении золота. Однако, поскольку обогащение на столах осуществляется в тонком слое воды, производительность этих аппаратов низкая. Поэтому на золотоизвлекательных фабриках концентрационные столы применяют только в качестве перечистных аппаратов, как правило, для перечистки концентратов отсадочных машин.

Применение гравитационного обогащения в цикле рудоподготовки при переработке золотосодержащих руд встречается часто, но не является абсолютным правилом и в каждом конкретном случае определяется как составом руд, формой нахождения золота, так и соображениями сохранности золота.

Назначение гравитации в схеме современных золотоизвлекательных фабрик – выделение частиц свободного золота, обособившихся при

измельчении, в отдельный продукт, называемый «золотой головкой», после доводки, которого можно получать металлическое золото (лигатурный сплав Доре). Выделение частиц свободного золота в гравитационный продукт позволяет исключить его переработку в основном гидрометаллургическом переделе и тем самым уменьшить расход реагентов, время выщелачивания, а также избежать потерь золота, поскольку время растворения крупных частиц свободного золота значительно больше времени цианирования основной массы руды. Как правило, включение операции гравитации в технологическую схему приводит к увеличению общего извлечения золота.

Следует отметить, что включение гравитации в схему извлечения приводит к ее усложнению – появляются дополнительные технологические аппараты, требующие регулировки и обслуживания, несколько возрастают эксплуатационные расходы. Однако эти дополнительные издержки от применения гравитации компенсируются за счет повышения общего извлечения золота в суммарный продукт, которое достигается при перераспределении количества золота, извлекаемого гравитацией и гидрометаллургией и проявляется при высоком уровне извлечения на переделе гидрометаллургии – 90-95%.

Традиционно гравитационное извлечение золота в цикле измельчения осуществляли с использованием отсадочных машин, концентрат которых подвергают последующей доводке на концентрационных столах. Питанием отсадочных машин обычно служит разгрузка мельниц. С учетом циркулирующей нагрузки мельниц объем питания отсадок возрастает в несколько раз, что увеличивает нагрузку и приводит к снижению эффективности извлечения. Кроме того, установка отсадочных машин в измельчительном цикле приводит к обводнению продуктов измельчения и нарушению процесса классификации за счет подачи подрешетной воды отсадочных машин.

В качестве альтернативы отсадкам часто используют винтовые сепараторы (спиральные шлюзы), которые позволяют избежать излишнего обводнения при сопоставимых технологических показателях. Кроме того, винтовые сепараторы не имеют вращающихся частей и не требуют расхода электроэнергии.

В зарубежной практике на гравитацию для выделения золота направляют не весь поток, а только небольшую часть (20÷30%) песков гидроциклонирования, как, например на ЗИФ Омай, Келайн, Форт Нокс и др. Этого оказывается достаточно для стабильного выделения циркулирующего, а в цикле измельчения «раскрывшегося» золота и позволяет уменьшить объем питания гравитационных аппаратов.

Мировая практика обогащения малосульфидных и кварцевых руд предопределяет использование для извлечения золота гравитационные методы и цианирование. Флотационные методы применяются для руд с наибольшим содержанием сульфидов. Руды месторождения Мурунтау легко поддаются цианированию, имеют малое количество сульфидов, вступающих в реакцию с цианидами, вследствие чего расход цианида в процессе достаточно мал.

Подобные руды имеются в ЮАР, где цианированием с предварительным гравитационным обогащением извлекают золото из подавляющей массы руд. На многих фабриках Австралии, Канады, США и др. цианирование в сочетании с гравитационным обогащением обеспечивает высокое и достаточно экономичное извлечение золота, что избавляет от необходимости использовать другие процессы. Цианирование является одним и даже единственным методом извлечения золота из кварсульфидных руд на таких фабриках как Вестен Лин Левлз, Саайплааз (ЮАР), Карлин (США).

На большинстве современных ЗИФ дробление руд осуществляется в две или три стадии с последующим измельчением в стержневой мельнице, однако, в последнее время идет тенденция использования полу- и самоизмельчения. Самоизмельчение в чистом виде и доизмельчение в рудогалечных мельницах, при котором в качестве измельчающей среды (гали) используются куски самой руды, помимо снижения расхода стали, обеспечивает повышенное извлечение золота цианированием, снижение расхода циана и общее удешевление измельчения. Рудно-галечное измельчение применяют десятки ЗИФ ЮАР, Канады. Сухое самоизмельчение руд является весьма труднорегулируемым процессом и применяется редко. Однако, для применения самоизмельчения необходимо определение физических свойств вмещающих пород. Литературными источниками рекомендуется установка мельниц шаровых с центральной загрузкой, обеспечивающую равномерную крупность продукта, что очень важно при обогащении золота процессом гравитации. Гравитационные методы применяются на большинстве фабрик как дополнение к цианированию. Обычно в каждой руде присутствует золото, которое в силу своего характера может быть легко извлечено только одними гравитационными методами. Даже незначительное количество такого золота всегда оправдывает применение гравитации.

Гравитационное обогащение наиболее эффективно в замкнутом цикле измельчения для извлечения крупных зерен золота (в том числе с покровным образованием – пленкой) и сульфидов. Отсутствие в цикле измельчения гравитации приводит к загрязнению поверхности золота, переизмельчению зерен золота и сульфидов. Извлечение на гравитации колеблется на разных фабриках в широких пределах от 10 до 80%. На ЗИФ ЮАР это извлечение в среднем составляет 50 %. Практически на всех фабриках, где раньше применялись гидрловушки, неподвижные шлюзы, в последнее время это оборудование демонтируется и отдается предпочтение пневматическим отсадочным машинам, как наиболее компактным и не требующим больших затрат ручного труда. Параметры работы отсадочных машин на ГМЗ-2, при которых достигается наибольшее извлечение, следующие:

- |                             |                       |
|-----------------------------|-----------------------|
| - расход воды на 1 т руды   | 2 м <sup>3</sup>      |
| - отношение Ж:Т концентрата | 3:1                   |
| - высота постели            | 160 мм                |
| - частота пульсаций         | 200 мин <sup>-1</sup> |

В зависимости от изменения крупности золота режимы работы отсадки корректируются (снижается расход воды и частота пульсаций). Для доводки концентрата ОМР используются концентрационные столы СКМ-1А, показавшие себя надежными в работе и обеспечивающие высокие технологические показатели, большую степень концентрации золота в концентрате. Все попытки заменить их на столы другого типа заканчивались неудачей - либо недостаточным извлечением, либо ненадежной механической частью столов, приводящей к частым поломкам. Соблюдая регламентные углы наклона и количество воды на деку стола, мы сможем получить в проекте извлечение золота в гравеоконцентрат на уровне 30%. Очень важным является процесс удаления магнитной сепарацией магнитной крошки из гравеоконцентрата I перечистки, которая, имея плотность  $7,8 \text{ т/м}^3$ , попадает в конечный концентрат и приводит к резкому повышению расхода реагентов при обработке концентрата в аффинажном цехе. Гравитационное обогащение основано на разнице в скорости движения тяжелых и легких частиц в потоке воды и за счет большой удельной плотности золота являются весьма эффективным. Перед магнитной сепарацией следует обязательно предусмотреть сгущение (удаление лишней воды), т.к. при транспортировке гравеоконцентрата к магнитному сепаратору расходуется много сливной воды, что приводит к обводнению сепарируемого продукта и снижению эффективности магнитной сепарации. Для наиболее полного вскрытия зерен золота, как показала практика работы ГМЗ-2, необходим помол (крупность продукта) не менее 77% класса крупности  $-0,074 \text{ мм}$ . В качестве классифицирующих аппаратов применяются спиральные классификаторы, преимущество которых - возможность замкнуть цикл мельница - классификатор без дополнительной перекачки пульпы, благодаря транспортирующей способности классификаторов возвращать недоизмельченные пески в мельницу. Классификаторы надежны в работе, не требуют частых ремонтов, но слишком громоздки и занимают много места. Достоинство гидроциклонов - отсутствие подвижных частей, малые габариты и высокая производительность. К недостаткам гидроциклонов относится необходимость подачи пульпы под некоторым давлением, в результате чего наблюдается быстрый износ насосов и песковых насадок, а также забивка насадок крупным материалом. Для нашей схемы предпочтительнее использовать гидроциклоны, так как на классификацию поступает довольно мелкий продукт измельчения шаровых мельниц.

### **Концентрация на столах.**

Обогащение в потоке воды, текущей по наклонной плоскости, основано на различии характера движения частиц рудного материала под влиянием динамического воздействия на них струй воды. Разделение частиц минералов осуществляется при движении потока суспензии малой глубины (толщины) по наклонной плоскости. Глубина потока, как правило, не превышает 10-кратного размера максимального зерна разделяемой смеси.

При движении потока суспензии по наклонной плоскости (например, по желобу, образованному двумя соседними рифлями концентрационного стола) находящиеся в разделяемом продукте зерна минералов будут двигаться с неодинаковой скоростью, зависящей от их плотности. Более тяжелые частицы под действием силы тяжести оседают на дне желоба и движутся с меньшей скоростью, более легкие находятся в верхнем слое потока и движутся со скоростью, близкой к скорости потока. Препятствия в виде рифлей обуславливают турбулентный (вихревой) характер движения потока суспензии в нижнем слое и ламинарный (спокойный) - в верхнем. Тяжелые зерна минералов задерживаются рифлями, а легкие уносятся потоком. Вследствие турбулентности потока в нижнем слое происходит перемешивание осевших зерен и вынос легких частиц в верхние слои.

Концентрационный стол СКМ-1А представляет собой наклонную плоскость, изготовленную из сосновых досок и покрытую резиной, поверх которой набиты деревянные рифли. В случае применения полиуретанового покрытия рифли составляют с покрытием единую конструкцию. Наклонную плоскость называют декой. Дека с помощью шарнирных опор крепится на раме. От электродвигателя посредством приводного механизма и возвратной пружины дека приводится в возвратно-поступательное движение, параллельное нарифлениям. Скорость движения деки минимальна в начале переднего хода и максимальна в конце его; при обратном движении наоборот - в начале хода максимальна, в конце минимальна. Частота качаний стола составляет 275-300 об/мин; ход деки - 15-20 мм. Наклон деки в поперечном и продольном направлениях регулируется с помощью кренового механизма и составляет, соответственно, 0 и 5-6°.

Исходное питание (концентрат отсадки или продукт предыдущих перечисток) подается на загрузочную часть стола и стекает со скоростью, зависящей от наклона деки и Ж:Т суспензии, в направлении, поперечном нарифлениям. При движении потока суспензии тяжелые минералы задерживаются рифлями и благодаря возвратно-поступательному движению деки перемещаются вдоль нарифлений, а легкие частицы продолжают движение с потоком в поперечном направлении. Высота нарифлений снижается по мере удаления от привода, поэтому слой задержанного рифлями материала будет уменьшаться под действием смывной воды, подаваемой на деку. При наличии сростков золота и легких минералов потоком воды вслед за легкими минералами смываются сростки с малым содержанием золота, затем сростки с повышенным содержанием, и в конце деки разгружаются наиболее тяжелые минералы - золото, пириты, шеелит и др. Большая часть магнитной фракции, прошедшей через отсадку, также переходит в концентрат столов, установленных в цехе, и затем отделяется на магнитном сепараторе.

## 2. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

### 2.1 Расчет схемы дробления

Руда средней крупности ( $f=12\pm 14$  ед. по шкале профессора Протодяконова) характеризуется плотностью  $\rho = 2,7 \text{ т/м}^3$ , на фабрику поступает с влажностью 1,5%. Максимальный кусок  $D=800$  мм.

По величине производительности обогатительная фабрика относится к категории средней производительности (табл. 4/2/), по международной классификации – к группе С.

На фабрику руда  $D_{\text{max}} = 800$  мм подается с открытых горных работ месторождения «Каракутан».

1. Определим производительность цеха крупного дробления. Расчет производительности ведем по Разумову К.А. [1], стр. 39-40. Проектом принята доставка руды 259 дней в году, в 2 смены по 7 часов, 5 дней в неделю.

$$Q_{\text{ч.ц. др.}} = \frac{k_n \cdot Q_{\text{ф. год}}}{n_{\text{сут.}} \cdot n_{\text{см.}} \cdot t_{\text{см.}} \cdot k'} \quad , \text{т/ч}$$

где:  $Q_{\text{ч.ц. др.}}$  – часовая производительность цеха дробления, т/ч  
 $k_n$  – коэффициент учитывающий неравномерность свойств сырья,  
 $n_{\text{сут.}}$  – расчетное число рабочих дней в году,  
 $n_{\text{см.}}$  – количество смен в сутки,  
 $t_{\text{см.}}$  – продолжительность смены,  
 $k'$  – коэффициент учета крепости руды,

$$Q_{\text{ч.ц. др.}} = \frac{1,1 \cdot 1,2 \cdot 10^6}{259 \cdot 2 \cdot 7 \cdot 1,00} = 364 \text{ т/ч}$$

Расчет годового фонда рабочего времени:

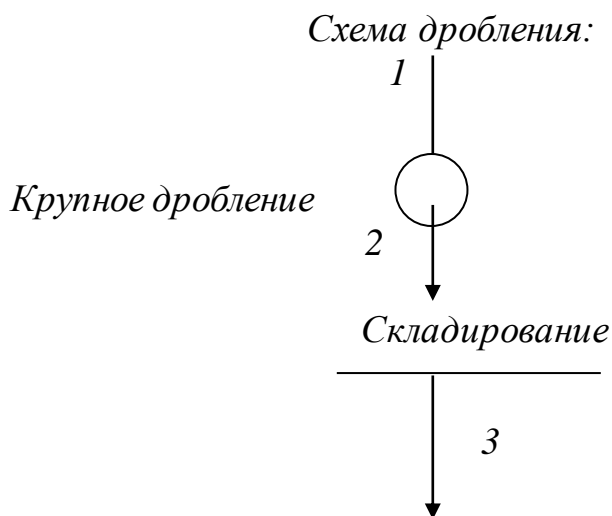
$$\Phi = (n_{\text{сут.}} \cdot n_{\text{см.}} \cdot t_{\text{см.}}) = 259 \cdot 2 \cdot 7 = 3626$$

Коэффициент использования по времени:

$$k_v = 3626/8760 = 0,41 \text{ д.е.} = 41\%$$

2. Расчет схемы дробления. Расчет ведем согласно стр. 68-78 [2].

По заданию влажность исходной руды – 1,5%, т. е.



**Порядок расчета:**

1. Определим степень дробления

$$I = \frac{D_1}{d_2} = \frac{800}{225} = 3,55$$

2. Примем степень дробления.

$$I \approx 3,6$$

3. Определим максимальную крупность продуктов после дробления:

$$D_2 = \frac{D_1}{I_1} = \frac{800}{3,6} = 222 \text{ мм} , \text{ принимаем } 225 \text{ мм}$$

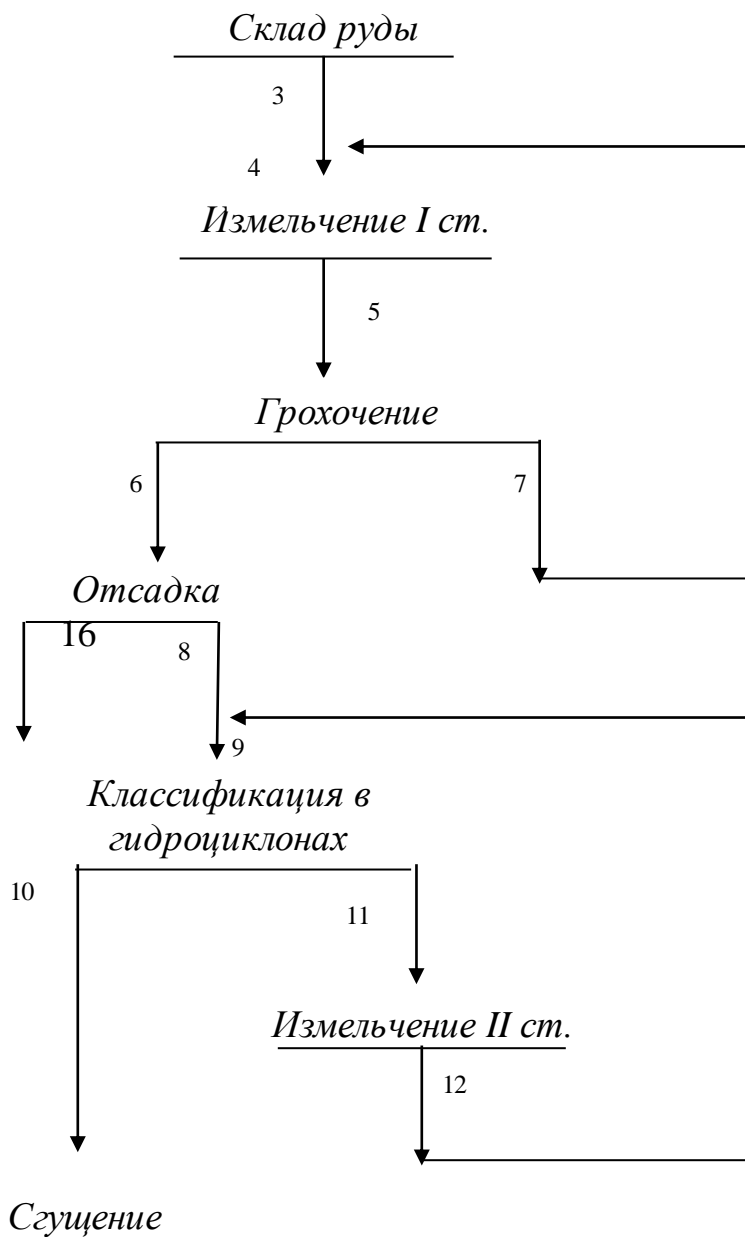
4. Определим ширину разгрузочных щель дробилки, приняв по типовым характеристикам  $Z$  – закругнение дробленого продукта относительно размера разгрузочной щели.

$$Z_1 = 1,8$$

$$S_1 = \frac{D_2}{Z_1} = \frac{225}{1,8} = 125 \text{ мм}$$

## 2.2 Расчет схемы измельчения

Выбранная в проекте схема измельчения представляет собой разновидность ВА [Разумов К.А. стр. 86].



В представленной схеме выход гравиконоцентрата и магнитной фракции относительно исходного питания измельчения очень малы, и вследствие этого при расчетах ими можно пренебречь, представив схему измельчения в упрощенном виде (не учитывая гравитационный передел), сохранив нумерацию продуктов основной схемы.

### Порядок расчета:

1. Определяем часовую производительность цеха измельчения, которая является фактически часовой производительностью всей фабрики, так как цех измельчения является главным корпусом рудоподготовки:

$$Q_{\text{час}} = \frac{Q_{\text{год}} \cdot K_n}{343 \cdot 24 \cdot K_b} \quad , \text{т/ч}$$

где 343 – количество рабочих дней в году  
 24 – непрерывная рабочая неделя 3 смены по 8 часов (3x8=24 часа)  
 $K_b$  – коэффициент использования оборудования  
 $K_n$  – коэффициент, учитывающий неравномерность свойств сырья  
 Принимаем:  $K_b=1$ ,  $K_n=1,0$

$$Q_{\text{час}} = \frac{1200\ 000}{343 \cdot 24 \cdot 1} \times 1 = 145,8 \text{ т/ч}$$

Склад крупнодробленой руды обеспечивает двухсуточный запас руды:

$$V = 48 \cdot 145,8 / 2,7 = 2592$$

### Принимаем исходные данные

зададимся разжижением в сливе и песках классификации:

$$R_{10}=3 \quad R_{11}=0,28$$

( $R_{13}$  взято на основе ряда [К.А. Разумов, Проектирование ОФ] стр. 262 в зависимости от крупности слива)

$\beta_1^{-0,074}=10\%$  - содержание класса – 0,074 мм в дробленой руде

$\beta_{10}^{-0,074}=80\%$  - содержание класса – 0,074 мм в сливе классификации.

Принимаем оптимальную циркуляционную нагрузку  $C_{\text{опт}}=200\%$ .

### Порядок расчета:

Измельчение I и II стадий представлены схемой типа ВА [1] стр. 86 рис. 23.

Расчет схемы В сводится к определению весов продуктов 2 и 5 (выхода продуктов находятся по общей формуле  $\gamma_n = Q_n : Q_1$ )

$$Q_7 = Q_1 \cdot C_{\text{опт}} = 145,8 \cdot 2 = 291,6 \text{ т/ч};$$

$$Q_4 = Q_5 = Q_3 + Q_7 = 145,8 + 291,6 = 437,4 \text{ т/ч};$$

$$Q_6 = Q_3;$$

$$\gamma_4 = \gamma_5 = 300\%;$$

$$\gamma_7 = 200\%;$$

$$\gamma_3 = \gamma_6 = 100\%$$

Расчет ведем согласно Разумову К.А. [1] стр. 107-108.

1. Расчет схемы А

$$Q_8 = 140,6\%, \beta_{10} = 80\%; \beta_8 = 32\%$$

$$Q_{12} = Q_8 \times \frac{R_{10} \cdot (\beta_{10} - \beta_8)}{\beta_{10} \cdot (R_{10} - R_{11})}$$

$$Q_{12} = 140,6 \times \frac{3 \cdot (0,8 - 0,32)}{0,8 \cdot (3 - 0,28)} = 90,5 \text{ т/ч}$$

$$Q_8 = Q_{10}; \quad Q_{11} = Q_{12};$$

$$Q_9 = Q_8 + Q_{12} = 140,6 + 90,5 = 231,1 \text{ т/ч}$$

$$\gamma_1 = 100\%; \quad \gamma_8 = \gamma_{10} = 96,45\%;$$

$$\gamma_{11} = \gamma_{12} = Q_{12} : Q_1 = 90,5 : 145,8 = 62,1 \% ;$$

$$\gamma_9 = Q_9 : Q_8 = 231,1 : 145,6 = 164,4 \%$$

Для расчета гравитационного процесса необходимо сосчитать  $Q_{26}$  (количество гравеоконцентрата) и  $Q_{18}$ . Из практики работы ГМЗ-1 выход магнитной фракции составляет примерно  $\gamma_{18} = 0,013\%$  от исходной переработки. Выход гравеоконцентрата находится по формуле:

$$\gamma_{26} = \frac{\varepsilon_{26} \cdot \alpha}{\beta_{26}} = \frac{32 \cdot 0,00025}{35} = 0,00023\%$$

где  $\alpha$  - содержание Au в исходной руде,

$\beta_{26}$  - содержание Au в гравеоконцентрате,

$\varepsilon_{26}$  - извлечение золота в гравеоконцентрат,

После нахождения  $\gamma_{26}$  считаем  $Q_{18}$  и  $Q_{26}$

$$Q_{18} = \gamma_{18} \times Q_1 : 100 = 0,013 \times 145,8 : 100 = 0,019 \text{ т/ч}$$

$$Q_{26} = \gamma_{26} \times Q_1 : 100 = 0,00023 \times 145,8 : 100 = 0,00034 \text{ т/ч}$$

Значение  $Q_{15}$  найдем при расчёте качественно-количественной схемы гравитационного предела.

По типовым правилам проектирования предусмотрим склад крупнодробленой руды.

## 2.5. Выбор основных оборудований

### 2.5.1. Расчет и выбор дробилок

Исходные данные для расчета и выбора дробилок приведены в таблице 4.

Таблица 4. - Исходные данные для расчета и выбора дробилок

Наименование параметра	Единицы измерения	Значение параметра
Размер максимального куска в питании	мм	800
Размер разгрузочной щели	мм	125
Производительность дробилки по питанию	т/ч; м <sup>3</sup> /ч	364 / 227,5

По ширине приемного отверстия и диапазону регулировки щели разгрузочной подходят дробилки марки ККД 1200/ 150.

Произведем расчет производительности дробилки по формуле (109/2):

$$Q_{\text{кат.}} = \text{м}^3/\text{ч}$$

$$Q_{\text{дроб.}} = Q_{\text{кат.}} \cdot \rho_n \cdot k_f \cdot k_{\text{кр.}} \cdot k_{\text{вл.}} \cdot k_{\text{щ.}}, \text{ м}^3/\text{ч} \quad (7)$$

где  $\rho_n$  – насыпная плотность руды = 1,6 т/м<sup>3</sup>,

$Q_{\text{кат.}}$  – паспортная производительность дробилки, м<sup>3</sup>/ч

$k_f, k_{\text{вл.}}, k_{\text{кр.}}, k_{\text{щ.}}$  – поправочные коэффициенты на крепость (дробимость), насыпная плотность, крупность и влажность руды.

Значение коэффициентов находим по таблице  $k_f = 1,6; k_{\text{кр.}} = 1,05; k_{\text{вл.}} = 1\%;$

$k_{\text{щ.}} = 1,0.$

$$Q_{\text{кат.}} = S_{\text{пр.}} / S_{\text{н.}} \cdot Q^{\text{н.}} = 125 / 150 \cdot 680 \approx 567 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Найдем фактические производительности дробилки для условий, определенных проектом:

$$Q_{\text{дроб.}} = 567 \cdot 1,2 \cdot 1,00 \cdot 1,05 \cdot 1 \cdot 1 = 714 \text{ т/ч}$$

По результатам расчета определим количество дробилок:

$$n = \frac{Q_{\text{ч.ц. др}}}{Q_{\text{дроб.}} \cdot K_{\text{н.пит}}} = \frac{364}{714 \cdot 0,98} = 0,52 \approx 1 \quad (8)$$

Принимаем к установке ККД 1200/ 150 – 1 шт.

### 2.5.2. Выбор оборудования для измельчения

Примем в проекте к установке на первой стадии измельчения, мельницы мокрого самоизмельчения (ММС) применяющий чаще всего при переработке золотосодержащих руд с последующим цианированием и на второй стадии мельницы шаровые с центральной разгрузкой (МШЦ), т.к. согласно [К.А. Разумов] стр. 229 «мельницы МШЦ отличаются более сильным ошламованием измельчаемых продуктов, поэтому мельницы с центральной разгрузкой следует устанавливать в тех случаях, когда переизмельчение продукта является полезным для последующей его обработки, например при цианировании золотых руд с весьма тонкой вкрапленностью золота или при доизмельчении тонковкрапленных продуктов».

В качестве эталонной мельницы примем МШЦ-45х60, работающую на действующем предприятии во второй стадии измельчения. Она доизмельчает продукт разгрузки ММС, имеющей размер разгрузочной решётки 2 мм, то есть крупность исходного питания МШЦ 2-0 мм. Конечная крупность измельчения -80% класса - 0,074 мм. Согласно справок ЦЗЛ МШЦ-45х60, работая в этих условиях, имеет удельную производительность 0,92 т/м<sup>3</sup> • ч

Производительность мельниц по исходной руде определяется по формуле:

$$Q = \frac{qxV}{\beta_k - \beta_{исх}}$$

где V — объем мельницы, м<sup>3</sup>

q - Удельная производительность по классу - 0,074 мм

$\beta_k, \beta_{исх}$  - содержание класса - 0,074 мм в конечном и исходном продукте.

В тех случаях, когда для проектируемой фабрики применяется одинаковая по измельчаемости с эталонной руда, а при измельчении используется мельница того же типа, удельная производительность проектируемой мельницы будет определяться по формуле:

$$q = q_0 k_k k_L k_D$$

где  $q_0$  - удельная производительность эталонной мельницы (работающей на производстве)

$k_k, k_L, k_D$  - коэффициенты длины, диаметра мельницы и крупности исходного продукта

$k_L = (L_э/L)^{0,15}$ , где  $L_э$  - длина эталонной, L — длина проектируемой мельницы...

$k_D = \sqrt{((D - 0,15)/(D_э - 0,15))}$ , где D,  $D_э$ , - диаметры мельниц проектируемой и эталонной

0,15 - средняя толщина футеровки мельниц, м

$$k_k = \frac{m_2}{m_1}$$

где  $m_1$  - относительная производительность эталонной мельницы при той крупности конечного и исходного продукта, которая имеет место на действующем предприятии  
 $m_2$  - то же, при запроектированных крупностях продуктов.

### 2.5.3. Расчёт оборудования для первой стадии измельчения

Согласно расчётам, мельница первой стадии измельчения работает при следующих крупностях продуктов:

$\beta_{исх} = 10\%$

$\beta_k = 32\%$

$Q_1 = 145,8$  т/час

Определим  $k_k$ :

значения  $m_1$  и  $m_2$  найдём по [К.А. Разумов]табл. 33:

$m_1 = 0,87$  (для крупности исходного 20-0 мм и конечного 80% класса -0,074мм)

$m_2 = 0,98$  (для крупности исходного 10-0 мм и конечного 34,8% класса -0,074 мм)

$$k_k = \frac{0,98}{0,87} = 1,13$$

Примем для сравнения варианты установки мельниц:

1) ММС-50х231

2) ММС-70х23

3) ММС-90х30

1. Рассчитаем поправочные коэффициенты и производительности мельниц:

**ММС-50 x 23 (V = 36,5 м³)**

$$K_k = \left(\frac{L_o}{L}\right)^{0,15} = \left(\frac{2,3}{2,3}\right)^{0,15} = 1$$

$$K_D = \sqrt{\frac{\Phi - 0,15}{\Phi_o - 0,15}} = \sqrt{\frac{50 - 0,15}{50 - 0,15}} = 1$$

$$q = q_o k_k k_L k_D = 0,92 \times 1,13 \times 1 \times 1 = 1,040 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}$$

$$Q = \frac{qxV}{\beta_k - \beta_{ucx.}} = \frac{1,040 \times 36,2}{0,32 - 0,1} = 171,13$$

**ММС - 70 x 23 (V = 80 м³)**

$$K_k = \left(\frac{L_o}{L}\right)^{0,15} = \left(\frac{2,3}{2,3}\right)^{0,15} = 1$$

$$K_D = \sqrt{\frac{\Phi - 0,15}{\Phi_o - 0,15}} = \sqrt{\frac{70 - 0,15}{50 - 0,15}} = 1,19$$

$$q = q_o k_k k_L k_D = 0,92 \times 1,13 \times 1 \times 1,19 = 1,23 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}$$

$$Q = \frac{qxV}{\beta_k - \beta_{ucx.}} = \frac{1,23 \times 80}{0,32 - 0,1} = 448,8$$

**ММС - 90 x 30 (V = 160 м³)**

$$K_k = \left(\frac{L_o}{L}\right)^{0,15} = \left(\frac{3,0}{2,3}\right)^{0,15} = 1,39$$

$$K_D = \sqrt{\frac{\Phi - 0,15}{\Phi_o - 0,15}} = \sqrt{\frac{90 - 0,15}{50 - 0,15}} = 1,35$$

$$q = q_o k_k k_L k_D = 0,92 \times 1,13 \times 1,39 \times 1,35 = 1,95 \text{ т/м}^3 \cdot \text{час}$$

$$Q = \frac{qxV}{\beta_k - \beta_{ucx.}} = \frac{1,95 \times 160}{0,32 - 0,1} = 1418,7$$

2. Определяем количество мельниц:

$$n = \frac{Q_{изм.час}}{Q_{мшц}}$$

$$\text{ММС-50x23} \quad n = 145,8 : 171,13 = 0,85 \approx 1 \text{ шт.}$$

$$\text{ММС- 70x23} \quad n = 145,8 : 448,8 = 0,32 \approx 1 \text{ шт.}$$

$$\text{ММС- 90x30} \quad n = 145,8 : 1418,7 = 0,1 \approx 1 \text{ шт.}$$

Произведем сравнение вариантов установки мельниц по установочной мощности электрических двигателей, массе (характеризует стоимость мельницы) и коэффициенту запаса производительности. Таблица сравнения вариантов установки ММС

Размеры Барабана мельниц	число мельниц, шт	масса мельниц, т		установочная мощность эл. двигателя, кВт		Коэффициент запаса
		одной	всех	одной	всех	
5000x2300	1	202	202	630	630	1 : 0,85 = 1,17
7000x2300	1	429	429	1600	1600	1 : 0,32 = 3,1
9000x3000	1	816	816	4000	4000	1 : 0,1 = 10

При сравнении вариантов установки мельниц видно, что наиболее экономичным по потребляемой электроэнергии при незначительно большей массе является вариант установки мельниц ММС - 50 x 23.

Принимаем в первой стадии измельчения ММС – 50 x 23 в количестве 1 штук.

#### 2.5.4. Выбор и расчёт грохота

Слив мельниц полусамоизмельчения насосами подается на вибрационный грохот с размером отверстий сит равным 1 мм. Класс + 1 мм самотёком подаётся на доизмельчение в мельницу ММС.

В первый стадии грохочения принимается к установке вибрационный грохот ГИСТ 72 с размером отверстий сита 1,0 мм и площадью грохочения 16 м<sup>2</sup>. Производительность принятого к установке вибрационного грохота определяется:

$$Q = F \cdot q_0 \cdot \rho_n \cdot k_1 \cdot k_2 \cdot k_3 \cdot k_4 \cdot k_5 \cdot k_6 = 16 \cdot 4,4 \cdot 1,6 \cdot 1,4 \cdot 1,3 \cdot 0,9 \cdot 1,25 \cdot 1,4 = 322,9 \text{ т/ч},$$

где F - полезная площадь сита, м<sup>2</sup>;

q<sub>0</sub> - удельная объемная производительность, м<sup>3</sup> / (м<sup>2</sup> · ч);

ρ<sub>n</sub> - насыпная плотность руды, т/м<sup>3</sup>;

k<sub>1</sub>, k<sub>2</sub>, k<sub>3</sub>, k<sub>4</sub>, k<sub>5</sub>, k<sub>6</sub> - поправочные коэффициенты /4/.

k<sub>1</sub>=1,4; k<sub>2</sub>=1,09; k<sub>3</sub>=0,9; k<sub>4</sub>=1,25; k<sub>5</sub>=1; k<sub>6</sub>=1,4.

Принятый к установке грохот ГИСТ 72 обеспечивает проектную производительность цеха измельчения.

#### 2.5.5. Расчёт оборудования для второй стадии измельчения

Расчет ведем для условий:

$$\beta_{исх} = 32\%, \quad \beta_k = 80\%, \quad Q = 90,5 \text{ т/час}$$

В формулу удельной производительности введём коэффициент удельной производительности мельниц II стадии к мельницам I стадии (согласно расчёта схемы измельчения), так как в первой стадии избирательно измельчаются наиболее мягкие минералы, а во вторую стадию поступают более трудноизмельчаемые зёрна руды.

$$\text{То есть } q_0 = q_0 \times 0,85 = 0,92 \times 0,85 = 0,799 \text{ т/м}^3 \cdot \text{час}$$

Определим k<sub>k</sub>:

значения m<sub>1</sub> и m<sub>2</sub> найдём по [1] табл. 33:

m<sub>1</sub> — 0,87 (для крупности исходного 20-0 мм и конечного 80% класса -0,074 мм)

m<sub>2</sub> — 0,93 (для крупности исходного 3-0 мм и конечного 80% класса -0,074 мм)

$$k_k = \frac{0,93}{0,87} = 1,07$$

Примем для сравнения варианты установки мельниц:

1) МШЦ – 45 x 60

2) МШЦ – 45 x 80

3) МШЦ – 55 x 65

1. Рассчитаем поправочные коэффициенты и производительности мельниц:

**МШЦ – 45 x 60 (V=82м<sup>3</sup>)**

$$K_k = \left( \frac{L_2}{L} \right)^{0,15} = \left( \frac{6,0}{6,0} \right)^{0,15} = 1$$

$$K_D = \sqrt{\frac{\text{Ø} - 0,15}{\text{Ø}_0 - 0,15}} = \sqrt{\frac{4,5 - 0,15}{4,5 - 0,15}} = 1$$

$$q = q_0 \cdot k_k \cdot k_L \cdot K_D = 0,799 \times 1,07 \times 1 \times 1 = 0,855 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}$$

$$Q = \frac{q \times V}{\beta_k - \beta_{исх.}} = \frac{0,855 \times 82}{0,80 - 0,32} = 146,1$$

**МШЦ – 45 x 80 (V = 114м<sup>3</sup>)**

$$K_k = \left(\frac{L_3}{L}\right)^{0,15} = \left(\frac{8,0}{6,0}\right)^{0,15} = 1,044$$

$$K_D = \sqrt{\frac{\varnothing - 0,15}{\varnothing_3 - 0,15}} = \sqrt{\frac{4,5 - 0,15}{4,5 - 0,15}} = 1$$

$$q = q_3 k_k k_L k_D = 0,799 \times 1,07 \times 1,044 \times 1 = 0,893 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}$$

$$Q = \frac{q \times V}{\beta_k - \beta_{ucx.}} = \frac{0,893 \times 114}{0,80 - 0,32} = 212,2$$

**МШЦ – 55 x 65 (V = 141 м³)**

$$K_k = \left(\frac{L_3}{L}\right)^{0,15} = \left(\frac{6,5}{6,0}\right)^{0,15} = 1,012$$

$$K_D = \sqrt{\frac{\varnothing - 0,15}{\varnothing_3 - 0,15}} = \sqrt{\frac{5,5 - 0,15}{4,5 - 0,15}} = 1,109$$

$$q = q_3 k_k k_L k_D = 0,799 \times 1,07 \times 1,012 \times 1,109 = 0,959 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}$$

$$Q = \frac{q \times V}{\beta_k - \beta_{ucx.}} = \frac{0,959 \times 141}{0,80 - 0,32} = 281,7$$

2. Определяем количество мельниц

$$n = \frac{Q_{изм.час}}{Q_{МШЦ}}$$

МШЦ – 45 x 60

$$n = 90,5 : 146,1 = 0,61 \approx 1 \text{ шт.}$$

МШЦ – 45 x 80

$$n = 90,5 : 212,2 = 0,43 \approx 1 \text{ шт.}$$

МШЦ – 55 x 65

$$n = 90,5 : 281,7 = 0,32 \approx 1 \text{ шт.}$$

Произведем сравнение вариантов установки мельниц по установочной мощности электрических двигателей, массе (характеризует стоимость мельницы) и коэффициенту запаса производительности.

Таблица сравнения вариантов установки МШЦ

Размеры барабана мельниц	число мельниц, шт.	масса мельниц, т	Установочная мощность эл. двигателя, кВт	коэффициент запаса
4500x6000	1	355	2500	1 : 0,61 = 1,6
4500x8000	1	450	3150	1 : 0,43 = 2,32
5500x6500	1	690	4000	1 : 0,32 = 0,03

При сравнении вариантов установки мельниц видно, что наиболее экономичным по потребляемой электроэнергии при незначительно большей массе является вариант установки мельниц МШЦ – 45 x 60.

Принимаем во второй стадии измельчения МШЦ – 45 x 60 в количестве 1 штук.

### 2.5.6. Выбор оборудования для классификации

Для классификации продуктов измельчения шаровых мельниц рекомендовано применение гидроциклонов, которые имеют малые габариты и достаточно большую эффективность.

Исходные данные для расчета:

$V_9 = Q_9 \times (R_4 + 1/2,7) = 231,1 \times (5,465 + 1/2,7) = 1348,55 \text{ м}^3/\text{час}$  - требуемая (расчётная) объёмная производительность

$$\beta_{IV}^{TB} = \frac{1}{1 + R_{IV}} = \frac{1}{1 + 5,465} = 0,155 = 15,5 \%$$

- содержание твердого в питании гидроциклонов

$V_{\text{слив}}^{74} = 80\%$  - требуемая крупность слива классификации по классу - 0,074 мм

Согласно таблице 14 [К.А.Разумов] это соответствует номинальной крупности слива 150 мкм

По таблице 45 [К.А.Разумов] для заданных условий подходит гидроциклон диаметром 710 мм,

для этого типоразмера имеем стандартные:

$d_n = 14$  - диаметр питающего отверстия, см

$d = 17$  - диаметр сливного отверстия, см

$\Delta = 7,5 - 20$  - диаметр пескового насадка (в пределах), см

$\alpha = 20^\circ$  - угол конусности, град

Объемная производительность гидроциклона определяется по формуле, м<sup>3</sup>/час:

$$V = 3 \times k_\alpha \times k_D \times d_n \times d \times \sqrt{P_0}$$

где  $k_\alpha$  - поправка на угол конусности (для  $\alpha = 20^\circ$   $k_\alpha = 1$ )

$k_D$  - поправка на диаметр гидроциклона (для  $D = 500$  мм,  $k_D = 1$ )

$P_0$  - рабочее давление пульпы, МПа

Определим производительность гидроциклона при оптимальном давлении 0,1 МПа

$$V_{\text{гц}} = 3 \times 1 \times 1 \times 14 \times 17 \times \sqrt{0,1} = 225,78 \text{ м}^3/\text{час}$$

тогда необходимое количество гидроциклонов равно:

$$n = \frac{V_{\text{III}}}{V_{\text{гц}}} = \frac{1348,55}{225,78} = 5,9 \approx 6$$

Для мельницы II стадии измельчения примем 6 рабочих и 4 резервных гидроциклонов ГЦ 500.

Определим фактическое рабочее давление на входе в гидроциклон:

$$P_0 = \left( \frac{V_{\text{гц}}^{\text{факт}}}{3 \times k_\alpha \times k_D \times d_n \times d} \right)^2 = \left( \frac{225,78}{3 \times 1 \times 1 \times 14 \times 17} \right)^2 = 0,31 \text{ МПа}$$

Это давление находится в пределах допустимых давлений (0,03-0,35 МПа).

Проверим, какая нагрузка будет на песковое отверстие, если принять насадок  $\Delta = 10$  см

$$q = \frac{Q_{\text{песок}}}{0,785 \times \Delta^2}$$

$$Q_{\text{песк}} = Q_9 = 231,1 \text{ т} \cdot \text{ч}$$

$$q = \frac{144,4}{0,785 \times 10^2} = 1,8 \text{ т/см}^2 \cdot \text{ч}$$

эта нагрузка находится в пределах нормы (0,5 - 2,5 т/м<sup>2</sup>·ч) и можно принять насадок 10 см.

Итак, принимаем к установке гидроциклоны ГЦ 500 в количестве 10 шт.

### 2.5.7. Выбор оборудования для отсадки и пересортики

На фабриках небольшой производственной мощности целесообразно применение машин типа МОД. Эти же машины устанавливают в цикле измельчения с целью извлечения минералов с высокой плотностью из продукта разгрузки мельниц работающих в замкнутом цикле.

Примем к расчету отсадочные машины МОД – 1М.

Производительность отсадочных машин определяется по нормам удельной производительности на 1м<sup>2</sup> площади решета. Производительность машин возрастает с увеличением разности в плотности разделяемых минералов и крупности питания.

Практическая удельная производительность МОД – 1М равна  $q = 40 \text{ т/м}^2 \cdot \text{час}$ .

Рассчитаем площадь, необходимую для отсадки материала, поступающего в процесс:

$$S = Q_{15} : q = 150,96 : 40 = 3,77 \approx 4 \text{ м}^2$$

Площадь решета одной камеры МОД–1М равна 1м. Тогда для отсадки необходимо:

$$n = 4 : 1 = 8 \text{ шт. камер}$$

Принимаем **2-х камерную** отсадочную машину МОД – 1М в количестве 2 штук.

Для доводки концентрата отсадочных машин воспользуемся СКМ-1А (СКО-7,5), которые подходят по крупности исходного питания (0-5мм) и прекрасно зарекомендовали себя на производстве. При расчете производительности концентрационных столов необходимо учесть, что

паспортная (или расчетная) производительность при пересортиках продуктов концентрации при каждой последующей пересортке уменьшается примерно в 1,5 - 2 раза из-за того, что продукты разделения в каждой последующей пересортке имеют меньшую разницу в плотностях, в связи с чем, для большей эффективности разделения, нагрузку на стол необходимо уменьшать.

Производительность концентрационных столов определяется по формуле:

$$Q = 0,1 \times \delta (F \times d_{cp} (\delta_1 - 1) / (\delta_2 - 1))^{0,6}$$

Где Q - производительность по сухому исходному питанию, т/ч;

$\delta, \delta_1, \delta_2$  - плотность соответственно руды, полезного минерала и пустой породы

F- площадь деки стола, м<sup>2</sup> (у СКМ-1А F = 7,5 м<sup>2</sup>)

$d_{cp}$  - среднеарифметическая крупность зерен в питании, мм.

**Для руд Каракутан:**

$$\delta = 2,65 \text{ г/см}^3; \delta_1 = 19,26 \text{ г/см}^3; \delta_2 = 2,65 \text{ г/см}^3$$

$d_{cp} = 2,5$  (т.к. на решетке МОД используется сетка 5x5 мм)

$$Q_{СКМ-1А} = 0,1 \times 2,65 \times (7,5 \times 2,5 \times ((19,26 - 1) / (2,65 - 1)))^{0,6} = 6,51 \text{ т/ч}$$

Рассчитываем количество СКМ-1А на пересортках:

$$I \text{ пересортка} \quad n = Q_{17} : 6,51 = 5,157 : 6,51 = 0,79 \approx 1$$

$$II \text{ пересортка} \quad n = Q_{22} : 6,51 = 2,009 : 6,51 = 0,3 \approx 1$$

Итого принимаем в операциях пересортики концентрата отсадочных машин с учётом поблочной компоновки оборудования:

I пересортка **СКМ-1А (СКО-7,5) 1 шт.**

II пересортка **СКМ-1А (СКО-7,5) 1 шт.**

## 2.6. Выбор и расчет вспомогательных оборудований

### 2.6.1. Выбор оборудования для магнитной сепарации

Магнитная фракция (железо), выделяемая на данной операции является сильномагнитным продуктом, поэтому по техническим характеристикам выбираем сепаратор для сильномагнитных продуктов.

Нам необходима производительность  $Q_{26} = 0,000335$  т/час

Из серийно выпускаемых магнитных сепараторов подходит по производительности по исходному материалу - ПБС 63/50 - 3 т/час (размеры барабана D=600 мм, L=500 мм).

Принимаем для магнитной сепарации ПБС 63/50 (противоточный барабанный магнитный) в количестве 1 шт.

### 2.6.2. Выбор оборудования для обезвоживания

Принимаем в проекте для обезвоживания слива классификации сгуститель Ц-30.

Производительность сгустителя определяется по формуле:

$$Q = q \times S, \text{ т/ч}$$

где q - удельная производительность сгущения, т/м<sup>2</sup> час,

S - площадь сгустителя

$$q = 0,5 \text{ т/м}^2 \text{ час} - \text{из опыта работы ГМЗ-2.}$$

Определим необходимую площадь сгущения

$$S = \frac{Q_{10}}{q} = \frac{140,6}{0,5} = 281,2 \text{ м}^2$$

$$n = S/S_c = 281,2 / 700 \approx 1 \text{ шт.}$$

где -  $S_c$  – площадь зеркала сгустителя, м<sup>2</sup>

Принимаем в проекте для обезвоживания слив классификатора сгуститель Ц-30 с диаметром чана 30 м. площадь зеркала сгустителя 700 м<sup>2</sup>

### 3. БЕЗОПАСНОСТЬ ЖИЗНЕДЕЯТЕЛЬНОСТИ

“ Основными направлениями государственной политики в области охраны труда являются:

- обеспечение приоритета сохранения жизни и здоровья работников;
- государственное управление охраной труда;
- государственный надзор и контроль за соблюдением требований охраны труда;

Работодатель обязан:

- обеспечивать безопасность труда и условия, отвечающие требованиям охраны и гигиены труда.

При переработке и обогащении руд в отделениях обогатительных фабрик имеются производственные вредности и опасности.

Вредным называется вещество, которое при контакте с организмом человека в случае нарушения требований безопасности, может вызвать производственные травмы или профзаболевания.

В целях сохранения здоровья работающих на предприятиях для более чем 1500 вредных веществ определены их предельно-допустимые концентрации (ПДК) в воздухе рабочей зоны, то есть такие концентрации, которые при ежедневной работе (исключая выходные) не превышающей 41 часа в неделю, в течении всего рабочего стажа не могут вызвать заболеваний или отклонений здоровья, обнаруживаемых современными методами исследований в процессе работы или в отдалённые сроки жизни настоящего и последующих поколений.

#### 3.1 Охрана труда и техника безопасности

Все движущиеся и вращающиеся части машин и механизмов, элементы привода и передачи должны иметь надёжно закреплённые ограждения, исключающие доступ к ним во время работы. Вращающиеся части (валы, муфты, шкивы, барабаны, фрикционные диски и т.п.) должны иметь сплошные или сетчатые ограждения с ячейками не более 25x25 мм.

Зубчатые и цепные передачи, независимо от высоты расположения и скорости движения, должны иметь сплошные ограждения. Ограждения должны соответствовать проекту.

Все обслуживаемые площадки, переходные мостики и лестницы должны быть прочными и снабжены перилами высотой не менее 1 м с перекладиной и сплошной обшивкой по низу перил на высоту 0,15 м.

Угол наклона лестниц к рабочим площадкам и механизмам: постоянно эксплуатируемые – не более 45°; посещаемые 1-2 раза в смену – не более 60°; в зумпфах и колодцах – до 90°. Ширина лестниц должна быть не менее 0,7 м, высота ступеней – не более 0,3 м, высота ступеней – не менее 0,25 м, все монтажные проёмы, приямки, зумпфы, колодцы, канавы и т.п., расположенные в помещениях и на территории фабрики, должны быть ограждены перилами высотой 1 м со сплошной обшивкой по низу на высоту 0,15 м или перекрыты настилами (решетками) по всей поверхности и в необходимых местах снабжены переходными мостиками шириной не менее 1 м.

Трубы, желоба и другие коммуникации не должны загораживать рабочие площадки, а в случаях пересечения ими проходов и рабочих площадок должны располагаться на высоте не менее 2 м от уровня пола.

Минимальная ширина между машинами и другим оборудованием и от стен до габаритов оборудования должно быть:

- на основных проходах не менее 1 м;
- между машинами не менее 1,5 м;
- между машинами и стеной не менее 0,7 м;
- на проходах к бакам, чанам и резервуарам для обслуживания и ремонта не менее 0,6 м.

Общие правила безопасности устанавливаются “ Единными правилами безопасности ” утверждёнными Госгортехнадзором 18 октября 1999 года.

#### В помещении дробилки

Загрузочное и разгрузочное отверстия дробилки ограждены сплошными металлическими ограждениями. Рабочая площадка дробильщика, наблюдающего за подачей материала в дробилку и ее работой, ограждена сплошным металлическим укрытием с сеткой наверху для предохранения работающего от случайного выброса кусков материала из дробилки. Загрузка и разгрузка дробленого материала полностью автоматизирована. Питатель заблокирован с дробилкой так, чтобы материал не поступал, когда дробилка не работает. На дробилке установлена система механической смазки и дистанционный контроль температуры подшипников, что исключает необходимость подходить к ней во время работы. Запуск дробилки осуществляется с обязательной подачей предварительной звуковой и световой сигнализации. Так как дробилка расположена в подземном помещении, конвейер, транспортирующий руду в бункер цеха измельчения наклонный, и проходит внутри галереи. Галерея отделена от производственного помещения дробилки перегородкой с samozакрывающимися дверями для прохода людей, а стены, потолок и внутренние конструкции галереи устроены так, чтобы

исключить возможность накопления пыли на их поверхности, т.е. внутренние поверхности ограждений и конструкций сделаны гладкими, а полы – с уклоном и канализационным трапом для стока вод - обеспечивающим сухость ступеней галерейного прохода. Ширина прохода вдоль конвейера принята по нормам – 70 см. Конвейер оснащен тросиком аварийной остановки ленты, протянутой по всей длине конвейера.

Основными вредными факторами в цехе являются:

1. пыль, образующаяся при дроблении руды и в местах перепада руды;
2. шум, издаваемый подвижными частями дробилки;
3. вибрация от работы дробилки.

Пыль в помещении подавляется системой гидроорошения, а также созданием воздухообмена при помощи вытяжной вентиляции. Работающие в цехе должны носить противопылевые респираторы типа «лепесток» и Р-1. Борьба с пылеобразованием и доведением содержания пыли в воздухе до предельно допустимых концентрацией обеспечивается:

1. путем увлажнения руды;
2. герметизацией дробилки и мест перепада материала;
3. аспирацией мест пылевыделения;
4. гидрообеспыливанием;
5. систематической гидроуборкой помещения.

Устройства гидрообеспыливания выполнены в автоматическом режиме и заблокированы с основным оборудованием..

Борьба с шумом производится по двум направления – уменьшение шума, издаваемого собственно дробилкой и индивидуальная защита работающих. Для уменьшения шума, издаваемого дробилкой ее необходимо закрыть кожухом. Между корпусом дробилки и кожухом в проекте предусмотрена закладка из шумопоглощающего материала типа войлок. Корпус дробилки установлен на упругие амортизаторы. Для обслуживающего персонала предусмотрена в помещении дробилки звукоизолированная кабина с пультом управления и монитором, на котором отображены показатели работы дробилки (данные контрольных приборов).

Для предотвращения воздействия вибрации рабочие площадки вокруг дробилки имеют амортизационное покрытие из резины, фундамент дробилки выполняется по спецпроекту, исключаящими его непосредственную связь с конструкциями производственного помещения. В цехе предусмотрено снабжение дробильщика специальной обувью на толстой резиновой подошве с воздушными про слойками.

Помещение цеха дробления относится к пожаро- взрывобезопасным категории Д, без повышенной опасности поражения эл.током. Все электродвигатели и электроприборы имеют заземление, двигатель дробилки соединен с общей заземляющей шиной медным кабелем, сопротивлением менее 2 Ом. Двигатели имеют съемные ограждения, предотвращающие прикосание к ним человека..

### **Цех измельчения и гравитации**

Основные узлы мельниц имеют вращательное движение, поэтому они ограждены:

- большие и малые шестерни сплошным металлически кожухом, закрепленным на фундаментной раме мельниц;
- трансмиссионные передачи, валы, торцовые части валов, соединительные шуфты – съемными кожухами, либо сетчатыми ограждениями;
- собственно барабаны мельниц – сетчатыми ограждениями.

Смазка подшипников и венцовых шестерен осуществляется централизованным автоматическим поступлением смазочного материала. Ручная смазка движущихся частей исключена. Для уменьшения шума от мельниц, создающегося при ударах шаров о футеровку технологическому персоналу необходимо строго соблюдать режим их эксплуатации: не допускать недогрузку, своевременно останавливать для замены изношенные брони и футеровки. Достаточно велик уровень шума от работы зубчатого зацепления привода мельниц. Основным мероприятием по снижению уровня шума является качественная центровка привода и барабана мельниц при ППР и капремонтах. Машинист мельниц обслуживающий измельчительное оборудование обязан пользоваться антифонами, для снижения шумовой нагрузки цех измельчения оборудован шумоизолированными кабинами, где на монитор выведены все основные контролируемые параметры мельничных блоков.

Защита от вибрации аналогична цеху дробления.

Основным местом пылевыделения являются точки перепада с вибропитателей на конвейер и с конвейера в загрузочное устройство мельниц первой стадии измельчения. Точки перепада снабжены

аспирационной вытяжкой, а также системой гидроорошения. Предусмотрена гидроуборка производственного помещения через каждые 4 часа.

Основным требованием при обслуживании гидроциклонных установок является надёжная защита фланцевых соединений с помощью установки кожухов на нагнетательном трубопроводе насосов, закачивающих пульпу в гидроциклоны под давлением 0,1-1,5 МПа.

При обслуживании беспоршневых отсадочных машин обслуживающий персонал обязан выполнять требования техники безопасности, предусмотренные при эксплуатации сосудов, работающих под давлением, т.к. используется при работе сжатый воздух. Концентрационные столы, совершающие возвратно-поступательные движения ограждены сетчатым ограждением. Резервуары отсадочной машины, трубопроводы, связанные с ней и концентрационным столом должны поддерживаться в исправном состоянии и не иметь течи. Разгрузочные отверстия концентрата ОМР закрываются кожухами, т.к. разбрызгивание воды и наличие течи в желобах, трубах и резервуарах приводит к загрязнению и антисанитарному состоянию производственного помещения. Учитывая значительную влажность при гравитационных процессах, особенно тщательно обслуживающему персоналу необходимо контролировать состояние изоляции и исправность заземления электродвигателей.

Производственное здание цеха измельчения и гравитации относится к классу Д пожаро-взрывобезопасных помещений. По степени опасности поражения электрическим током – к помещениям с повышенной опасностью характеризующимися сыростью (относительная влажность превышает 75%) и токопроводящими полами (типа «рифленка»), а также возможностью одновременного прикосновения человека к имеющим соединения с «землей» металлоконструкциям здания, технологическим аппаратам, механизмам с одной стороны и к металлическим корпусам электрооборудования – с другой.

Согласно принятой технологии и расчетам применяемого оборудования, выбранного типа оборудования для каждого цеха (отделения) в проекте предусмотрены мероприятия по охране труда и приведены основные правила безопасного обслуживания оборудования.

### **Цех дробления руды**

В настоящее время дробилки выпускаются с уже разработанной системой автоматического контроля уровня масла в редукторах, положения дробящего корпуса и рабочей щеки и оборудованы автоматической централизованной системой смазки всех узлов, которая поставляется с дробилкой заводом-изготовителем. Это позволяет обслуживающему персоналу во время работы дробилки не находиться на рабочей площадке и наблюдать за ведением процесса из операторской кабины.

Для предупреждения выброса кусков руды из дробилок их загрузочные отверстия закрывают глухими съёмными ограждениями, либо боковыми глухими ограждениями высотой не менее 1 м с козырьком. Во время работы иногда возникает необходимость осмотра ленты загрузочного питателя и состояния дробилки. В проекте предусмотрена для этого случая рабочая смотровая площадка, огражденная сетчатым ограждением для предотвращения попадания случайно вылетевшего из дробилки куска руды. Там же предусмотрено проектом наличие в цехе специального устройства типа «крюк» и «захват», подвешивающегося на кран. Устройства необходимы для механизации работ по очистке рабочего пространства дробилок от негабаритных кусков руды, а также для снижения трудоемкости данного процесса. Над лентой питателя и конвейера предусмотрена установка магнитной шайбы и металлоуловителя, что значительно снизит вероятность заклинивания рабочих органов дробилки при попадании металла с рудой.

Основной вредный фактор в цехе – пыль, образующаяся при дроблении и пересыпке дробленых продуктов, а также пыль при разгрузке ж/д вагонов на приемном бункере. Для защиты работающих от пыли в цехе предусмотрены аспирационные устройства течек перепада, а также вытяжка над дробилкой. Загрузка руды в бункер осуществляется при работающем гидроорошении, которое включается автоматически при подъезде транспорта. Предусмотрено также автоматическое включение общего гидроорошения в помещении цеха при включении дробилки и питателя. Шум, издаваемый дробилкой, превышает допустимые 80 ДБ, поэтому для обслуживающего персонала предусмотрены специальные звукоизолированные кабины. За процессом следит оператор, на пульте и щите операторского пункта выведены сведения на дисплей о режимах работы (температура, мощность, наличие руды в исходном и приемном бункере).

Запроектирована установка систем блокировки аппаратов (от последнего к первому) для исключения

завалов при остановке какого-либо последующего аппарата. Индивидуальными средствами защиты в цехе являются спецодежда, очки, респираторы, антифоны (беруши, наушники). Применение респираторов и антифонов является обязательным. Также при работе дробилок возникают значительные вибрации, косвенно передающиеся на человека посредством металлоконструкций, перекрытий и других строительных сооружений. Для снижения влияния вибрации дробилка установлена на специальном фундаменте, имеющем вибравационную подушку. Движущиеся части конвейеров и питателя ограждены съёмными ограждениями, конвейера оборудованы концевыми выключателями (тросиком, расположенным по всей длине конвейера), позволяющими останавливать конвейер с любого места в случае аварийной ситуации. По пожароопасности помещение цеха относится к классу Д (пожаро- взрывобезопасное), т.к. рудная пыль пожаро- взрывобезопасна и не токсична.

По электробезопасности помещение цеха дробления относится к категории без повышенной опасности поражения электрическим током.

### **Цех измельчения**

В проекте запроектирована установка датчиков забивки перегрузочных устройств, перелива зумпфов, контроль количества руды на лентах питающих конвейеров. Процессы отбора проб сливов классифицирующих аппаратов механизирован и автоматизирован с помощью установки гранулометров. Обслуживающий персонал ведет контроль за внешним состоянием оборудования, а также производит контрольные проверки работоспособности приборов. Основными источниками пыли в цехе являются места перепада руды и ее перегрузки. Предусмотрена полная аспирация течек перепада и коробов лотков вибропитателей, а также установка в этих местах гидроорошения, постоянно работающего.

При вращении мельниц образуется шум, издаваемый мелющими телами, ударяющимися о футеровку, а также зубьями шестерен привода. Снижение шума возможно при соблюдении обслуживающим персоналом условий эксплуатации (не допускать недогрузов), а также необходимо вести жесткий контроль за точностью центровки привода и своевременной замене изношенных шестерен. Барабаны мельниц имеют сетчатое ограждение, установленное по всему периметру барабана на площадке обслуживания. Синхронный двигатель имеет сплошное ограждение, преграждающее случайное соприкосновение с токоведущими и вращающимися частями. Запуск мельниц оборудован сигнализацией, обеспечивающей безопасность, т.е. предусмотрено реле времени на пускателе и наличие звуковой и световой сигнализации, которая включается автоматически за 15 – 20 сек. до момента пуска двигателя мельницы. Размещенный в одном корпусе отделения измельчения и гравитации идущего с применением большого количества воды, определяет наличие большой влажности в цехе и необходимость специального надзора за состоянием электроприводов и электроустановок, тщательным контролем заземляющих устройств, проверкой их целостности. Вибрация, имеющая место при работе мельниц, снижается в проекте путем установки основного оборудования на виброизоляционных фундаментах, не имеющих непосредственного соприкосновения с конструктивными элементами здания. Также предусмотрены специальные antivибрационные коврики из пористой резины, расстеленные в кабинах машинистов мельниц.

Данные кабинки выполнены в виде небольших шумо- и виброзащитных помещений, расположенных в непосредственной близости от основного оборудования и имеющих мониторы с выведенными на дисплей показателями работы оборудования. Для снижения возможности травмирования при загрузке шаров в проекте предусмотрена автоматическая загрузка шаров с помощью шаровых питателей ПШ-1, либо ПШ-2. Для удобства обслуживания расстояние между мельницами приняты не менее 3м, между стеной и мельницей – не менее 1,2 м. В конструкции мельниц предусмотрен их медленный проворот от вспомогательного привода и стопорное устройство, исключающее проворот барабана при ремонтных работах. В цехе предусмотрена возможность применения как индивидуальной, так и централизованной смазки коренных подшипников и зубчатых передач. Применение централизованной смазки полностью исключает возможность травмирования человека при производстве смазочных работ.

По пожаро- и взрывобезопасности цех относится к категории Д (пожаро- взрывобезопасный).

### **3.2 Гражданская защита**

**Промышленная пыль.** Промышленная пыль выделяется при дроблении, транспортировке руд и сушке концентратов. В зависимости от величины частиц, находящихся в воздухе различают: пыли, туманы и дымы.

Пыли – частицы крупностью более 10 мкм, в спокойном воздухе оседают на пол, оборудование, стены зданий.

Туманы – частицы диаметром от 0,1 до 10 мкм, в неподвижном воздухе постепенно оседают, при движении воздуха практически не осаждаются.

Дымы – частицы, размером менее 0,1 мкм, на осаждаются даже в спокойном воздухе, обладают способностью к диффузии т.е. проникновение через пористые перегородки.

Наиболее опасной для организма человека является пыль размером от долей микрона до 5 мкм, такая

пыль задерживается с трудом слизистыми оболочками и при вдохе способна проникать в легкие человека. Твёрдые частицы пыли с острыми краями травмируют слизистую оболочку и лёгочную ткань. Растворимые пыли образуют химические соединения, способные проникать в организм человека. ПДК пыли зависит от её минералогического состава. На фабрике фактическая средняя запылённость рабочих мест достигает  $3 \text{ мг/м}^3$ , а ПДК пыли –  $4 \text{ мг/м}^3$ .

На проектируемой фабрике предусматриваются коллективные и индивидуальные меры борьбы с пылью. К коллективным мерам относятся: локализация источников пылевыведения, гидроподавление пыли, обеспечение производственных помещений системами местной и общеобменной вентиляции с последующей очисткой воздуха от пыли.

Оборудование цехов крупного и средне-мелкого дробления по условиям образования и выделения пыли, по направлению движения пылевых факелов, интенсивности движения воздушных струй в машинах и вблизи них относится к первой группе вышеуказанных факторов. Пылевыведение в щековых и конусных дробилках происходит от избыточных давлений внутри корпусов при поступлении материала на дробление. Для предотвращения выделения пыли в атмосферу производственных помещений огромное значение имеют герметические укрытия пылевыведяющего дробильно-сортировочного оборудования.

Аэродинамически совершенные и герметические укрытия на 80-90 % гарантируют невозможность проникновения пыли за пределы работающих машин и механизмов. Проектирование эффективных укрытий, оптимально локализирующих очаги пылевыведения – одна из самых ответственных задач, которая может быть решена специалистами-технологами данной отрасли. Для создания рациональной конструкции укрытия учитываются следующие принципы:

- соответствие геометрической формы укрытия аэродинамике пылевоздушных потоков для конкретного очага пылеобразования
- оптимальный свободный объём укрытия.

Значительный свободный объём требует отсоса большого количества пылевоздушной смеси и не обеспечивает в укрытии необходимо направленного, устойчивого движения потока, увлекаемого движущим материалом. Малые объёмы укрытия снижают эффективность аспирации, способствуют проникновению пыли за пределы кожуха вследствие больших скоростей движения воздуха в них.

На проектируемой фабрике для облегчения массы укрытия и удобства в эксплуатации применяются мягкие укрытия в виде штор и шатров из прорезиненной ткани, прикрепляемых или подвешиваемых к каркасам. Толщина прорезиненного материала для мягких укрытий не менее 2-4 мм. Для транспортного оборудования применяются укрытия с двойными стенками и боковыми вентилируемыми камерами типа СИОТ.

К индивидуальным средствам защиты от пыли на проектируемой фабрике относится спецодежда, средства защиты органов дыхания – респираторы типа ШБ-1 (“Лепесток”) или У-2К.

Проводятся мероприятия по созданию здорового микроклимата на рабочем месте:

1. Вентиляция устанавливается с учётом требований действующих санитарных норм и выделяющихся вредных веществ.
2. В отделениях магнитной сепарации, фильтрации, где производственный процесс связан с выделением пыли, предусматриваются системы местных отсосов с очисткой удаляемого воздуха. В складе готовой продукции вентиляция естественная.

Замеры запылённости воздуха производятся два раза в месяц.

**Промышленные яды.** Промышленные яды выделяются при их подготовке и применении. К ним на проектируемой фабрике относятся цианистый натрий и известь.

**Негашеная известь**, соединяясь с водой, переходит в гашеную. При этом выделяется большое количество тепла, а процесс гашения может вызвать разбрызгивание массы. Известь и известковое молоко раздражают и обжигают слизистые оболочки. Особенно опасны ожоги глаз: изъязвляются слизистые оболочки. Вдыхание известковой пыли может вызвать воспаление легких. На влажной коже негашеная известь вызывает резкое раздражение, тяжелые ожоги, дерматиты и язвы.

При работе с известью рабочие должны использовать плотно прилегающую специальную одежду, рукавицы, противопылевой респиратор, герметические очки. Перед началом работы необходимо смазать открытые части тела вазелином, ланолином или другими жирными мазями.

Разгрузка, перегрузка извести производится в респираторах, очках и резиновых перчатках. Склады реагентов оснащены естественной и искусственной вентиляцией с таким расчетом, чтобы содержание вредных паров в рабочей атмосфере не превышало допустимых норм ПДК.

### 3.3 Охрана окружающей среды

Стратегия внедрения экологически чистых технологий при освоении месторождений полезных ископаемых подразумевает системное сокращение производственных отходов, вызывающих загрязнение окружающей среды. А по мере увеличения масштабов промышленного производства становится больше отходов и загрязнений, поэтому некоторые из них исключить полностью, в настоящее время имеются предпосылки для создания таких технологических схем, при которых загрязнение биосферы можно значительно уменьшить.

Экологические вопросы при добыче и переработке золотосодержащего сырья являются одними из приоритетными в цепочке производственно-технологического цикла. Реализуемые в горном производстве и в цехах перерабатывающих заводов технико-технологические решения снижают воздействие загрязняющих веществ на воздух, воду и почву до принятых в Республике Узбекистан стандартов. Однако проблема промышленного загрязнения в действительности существует. В первую очередь это конечно ядовитые и токсичные отходы золотоизвлекательной промышленности, как цианиды.

По классу опасности цианиды относятся к первой группе: их предельно допустимые концентрации (ПДК) в воде водоемов хозяйственно-питьевого назначения составляют 0,05 мг/л, в то же время концентрация цианистых растворов золотоизвлекательных предприятий и гальванических производств достигает 200 мг/л и более.

В настоящее время для обезвреживания цианидосодержащих стоков, образующихся при переработке золотосодержащих руд, применяют озонирование водой или отработанными растворами, подкисление, щелочное хлорирование, сорбции на ионообменных смолах и активированных углях, электрохимическую обработку, обработку смесью «воздух сернистый ангидрид» в присутствии катализаторов из них обладают своими достоинствами и недостатками и выбор конкретного способа нейтрализации цианидов зависит от ряда факторов: экономических, территориальных и климатических условий района расположения предприятия и его типа.

Так для нейтрализации цианидных комплексов на гидрометаллургических заводах применяются растворы сернистого железа. При окислении цианидов в хвостовых прудах или сбрасываемых потоках вод кислородом воздуха происходит их вытеснение до углекислого газа и азота. Однако этот метод малоэффективен. Практика добычи золота показала, что для повышения эффективности охраны окружающей среды, сбрасываемые воды целесообразно пропускать через многолетние отвалы торфов, которые осуществляют химическую коагуляцию взвесей и другие водоочистительные мероприятия.

Использование в качестве коагулянта сернистого алюминия в качестве 130-150 г/м<sup>3</sup> в условиях многих предприятий позволило снизить загрязненность сбрасываемых вод в 2-3 раза.

До сих пор зарубежом основная часть цианистых растворов обезвреживается реагентным способом. Например, для очистки цианосодержащих вод ряда обогатительных фабрик разработана специализированная установка, в которой окисление цианидов производится гипохлоритной пульпой, являющейся отходом титаномагниевого производства. Установка состоит из емкости с хлореагентом реактора, зумпфа-смесителя, дозаторов и аппаратуры управления. В реактор самотеком по трубопроводу подаются сливы ступеней и гипохлоритовая пульпа. После реактора установлен отстойник для осаждения гидрооксидов тяжелых металлов.

Производительность такой установки составляет 500-1800 м<sup>3</sup>/сутки при исходной концентрации цианидов 100-1000 мг/л и обеспечении ПДК в стоках.

При концентрации цианидов в сбрасываемых водах 2-20 г/л целесообразно применять электролизные установки, содержащие графитовые аноды и металлические (в виде сеток) катоды. В них цианиды окисляются до цианидов. На разрушение 1 кг цианидов затрачивается 10 кВт.ч.

При суммарной концентрации ионов тяжелых металлов менее 30 мг/л для очистки сбрасываемых вод возможно применение микроорганизмов *ferrobacillus*, *ferrooxidans* и другие. Так с целью обезвреживания цианидов и роданидов и других токсичных веществ и доизвлечение благородных металлов на осветленных сточных водах золотоизвлекательных фабрик выращивали зеленые микроводоросли *Y-I-I sborellarupenoidoza*, выделенные из загрязненных водоемов. Водоросли последовательно адаптировали к цианидом. В течении трех дней количество клеток водорослей увеличилось, концентрации же цианидов уменьшилось, а по мере роста водорослей содержание цианидов уменьшилось.

Для очистки сточных вод с более высоким содержанием цианидов применяют способ их специального озонирования. Озон получают электроионизацией кислорода при исходной концентрации 10-100 мг/л в течении 3 минут разрушается 91-97 % цианидов. Словом, основные резервы рентабельности горно-металлургической промышленности в части стратегий внедрение более чистых производств связываются с максимально полной утилизацией отходов.

В связи с чем был разработан руководящий документ республики Узбекистан по охране природы (от 27.01.2004 г). В пункте 5,7 этого документа отдельного для предприятий золотодобывающей промышленности указано следующее:

«Основные загрязнения жидкого отхода (пульпы), цианиды, родониды, соединения меди, мышьяка.

Типовая технология обезвреживания пульпы обеспечивающая ТДП<sub>3</sub>:

- хлорирование, накопление и отстаивание в хвостохранилищах, доочистка отстойной воды методом сорбции или коагуляции.

Технически допустимые показатели обезвреживания обработанной пульпы предприятий золотодобывающей промышленности показана ниже.

Таблица 3.1

Показатели	Исходная концентрации мг/м	Очищение сточной воды, мг/л	
		ТДП <sub>2</sub>	ТДП <sub>3</sub>
РН	9,5 – 11,0	7,5 – 8,5	6,5 – 8,5
ХПК	150 – 500	30	30
Цианиды CN <sup>-</sup>	13 – 14,5	0,1	0,01
Родониды SC	60 – 265	1,0	0,05
Cu	0,5 – 1,5	0,5	0,001
As	0,8	0,6	0,05

Экологические проблемы являются одним из наиболее актуальных проблем современности. Правильное и масштабное решение которых в значительной степени определяет улучшение условий жизни постоянного и будущего поколения людей экологически безвредное развитие всех отраслей экономики. Это в полной мере относится и к суверенной республике Узбекистан

## 4 ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

Организация работы должна обеспечить высокой производительностью работы в каждой смене.

В каждой смене должно быть:

1. Одинокого высокий уровень технологического руководство оперативной подготовке производства.
2. Установлена ответственность за сохранность оборудования.
3. Организовать учёт сменной выработки объема выполненных работ.
4. Организация приема и сдачи смены.

Принимаем следующий порядок:

- 1<sup>ая</sup> смена от 8<sup>00</sup> до 16<sup>00</sup> часов;
- 2<sup>ая</sup> смена от 16<sup>00</sup> до 24<sup>00</sup> часов;

Баланс рабочего времени одного рабочего в год

№	Показатели	Величина в днях
1.	Календарный фонд рабочего времени	365
2.	Дни отдыха	52
3.	Номинальный фонд рабочего времени, Тн	330
4.	Не выходы рабочих по разным причинам	61
	а) очередные и дополнительные отпуска	40
	б) болезни	12
	в) выполнение государственных и общественных обязанности	2
	г) льготные дни отпуска учащемуся	4
	д) сельхоз. работы	3
5.	Эффективный фонд рабочего времени, Тэ	252
6.	Использование номинального фонда рабочего времени:	$(252:330)*100=0,764\%$
7.	Продолжительность рабочей смены	12
8.	Полезный фонд рабочего времени, час одного работника	2016

Расчет баланса годового фонда времени оборудования

№	Наименование элементов	Принятые данные
1.	Нормируемые простые дни	61
1.1.	В том числе на капитальный ремонт	25
1.2.	Текущий ремонт	22
1.3.	Тех. Осмотр	12
1.4.	Ревизия электрооборудования	2
2.	Эффективная время работы, дни	304
3.	Время работы в сутки	24
4.	Действительный годовой фонд времени работы, час	7296
5.	Коэффициент использования Ки оборудования $T_{эф}/T_n$	0,83

Коэффициент списочного состава

$$K_c = \frac{T_n}{T_{эф}} = \frac{330}{252} = 1,31$$

Явочная численность рабочих в сутки определится по формуле:

$$N_{я} = N_v \times A \times c$$

где,  $N_v$  — норматив рабочей силы на агрегат, чел;

$A$  — количество агрегатов в работе;

C — количество смен.

Явочная численность рабочих в сутки в цеха соответственно будет

1.	Аппаратчик дробилки	$1 \cdot 1 \cdot 4 = 4$
2.	Аппаратчик мельницы	$4 \cdot 1 \cdot 4 = 16$
3.	Операторы вспомогательных оборудовании	$4 \cdot 1 \cdot 4 = 16$
4.	Электромонтёр	$1 \cdot 1 \cdot 4 = 4$
5.	Электрослесарь	$1 \cdot 1 \cdot 4 = 4$
6.	Машинист мостового крана	$1 \cdot 2 \cdot 4 = 8$
7.	Концентраторщик	$1 \cdot 1 \cdot 4 = 4$

Штатный численность рабочих определяется по формуле:

$$N_{\text{шт}} = N_{\text{я}} \times N_{\text{н}} = N_{\text{в}} \times A \times (C + 1),$$

т.е. штатная численность рабочих соответственно будет:

1.	Аппаратчик дробилки	$1 \cdot 1 \cdot (4+1) = 5$
2.	Аппаратчик мельницы	$4 \cdot 1 \cdot (4+1) = 20$
3.	Операторы вспомогательных оборудовании	$4 \cdot 1 \cdot (4+1) = 20$
4.	Электромонтёр	$1 \cdot 1 \cdot (4+1) = 5$
5.	Электрослесарь	$1 \cdot 1 \cdot (4+1) = 5$
6.	Машинист мостового крана	$1 \cdot 2 \cdot (4+1) = 10$
7.	Концентраторщик	$1 \cdot 1 \cdot (4+1) = 5$

Списочная численность рабочих определяется по формуле:  $N_{\text{с}} = N_{\text{шт}} \times K_{\text{с}}$ .

$K_{\text{с}}=1,114$ , так списочная численность рабочих будет:

1.	Аппаратчик дробилки	$5 \cdot 1,114=5,57$
2.	Аппаратчик мельницы	$20 \cdot 1,114=22,28$
3.	Операторы вспомогательных оборудовании	$20 \cdot 1,114=22,28$
4.	Электромонтёр	$5 \cdot 1,114=5,57$
5.	Электрослесарь	$5 \cdot 1,114=5,57$
6.	Машинист мостового крана	$10 \cdot 1,114=11,14$
7.	Концентраторщик	$5 \cdot 1,114=5,57$

Полученные данные сводим в таблицу.

№	Профессия рабочих	Тарифный разряд	Норматив обслуживания	Число смен в сутки	Явочная численность в сутки	Штатная численность в сутки	Списочная численность в сутки
1.	Аппаратчик дробилки	VI	1	2	2	5	5,57
2.	Аппаратчик мельницы	V	4	2	8	20	22,28
3.	Операторы вспомогательных оборудовании	V	4	2	8	20	22,28
4.	Электромонтёр	IV	1	2	2	5	5,57
5.	Электрослесарь	IV	1	2	2	5	5,57
6.	Машинист мостового крана	V	2	2	4	10	11,14
7.	Концентраторщик	VI	1	2	2	5	5,57

## Расчет капитальных вложений

Капитальные затраты по проекту определяем по укрупненным нормам. Капитальные затраты включает в себя расходы на строительство здания, приобретение, транспортировку и монтаж оборудования согласно технологическому процессу. Размер капитальных затрат учитывается в основных фондах предприятия по их первоначальной стоимости. В себестоимости продукции основные фонды учитывается в виде амортизационных отчислений, т.е. учитывается износ основных фондов в денежной форме.

Денежное средство необходимое для строительства зданий, сооружения цеха, а также для приобретения транспортировке и монтажу оборудования является номинальными вложениями.

Стоимость здания цеха определяется укрепленным способом, исходя из объема здания и стоимости строительство  $1\text{ м}^3$ . Размеры основного здания цеха:

$$\text{Площадь цеха } S = l \times b = 60 \times 30 = 1800 \text{ м}^2.$$

$$\text{Объем здания } V = S \times h = 1800 \times 20 = 36000 \text{ м}^3$$

## Затраты на строительства зданий и сооружений

Объект строительство	Объем строительство, $\text{м}^3$	Цена $1\text{ м}^3$ строительство, тыс. сум	Стоимость основного здания, млн. сум	Санитарно-бытовые помещения, (15% от основного здания) млн. сум	Проездные пути, галерея (30% от основного здания) млн. сум	Прочие помещения (15% от основного здания) млн. сум	Чистая стоимость строительство млн. сум
Основной цех	36000	2500	90	13,5	27	13,5	144

## Определение общего фонда заработной платы

Фонд заработной платы основных рабочих складывается из основной и дополнительной заработной платы. Исходя из планируемой численности рабочих по отдельным профессиям производится расчет фонда рабочего времени

$$A_1 = F_1 \times N \quad A_r = A_1 \times N_c$$

где,  $A_d$  — явочный штат рабочих, человек;

$T$  — число дней работы участка;

$P_c$  — продолжительность рабочей смены.

Основной фонд включает суммы заработка за отработанное время. Он состоит из прямого фонда заработной платы и доплат (премии, оплата за работу в ночное время, праздничные дни и т.д.).

Прямой фонд заработной платы

$$Z_d = Z_r \times \Phi_E$$

где,  $Z_r$  — сумма заработной платы по тарифу, сум;

$\Phi_E$  — количество человек часов.

Доплата принимается в определенной доле (15%) от прямого фонда заработной платы

$$Z_o = \frac{Z_n \cdot K_o}{100}$$

где,  $K_d$ —принятый процент доплат к заработной плате.

$$Z_c = Z_n + Z_d + n$$

где,  $n$  — премия 20-25 % от заработной платы.

Дополнительный фонд включает 30 % от основного фонда заработной платы:

$$Z_d = \frac{Z_c \cdot Z_{oc}}{100}$$

В массовом производстве основном рабочим за выполнение производственного плана предусматривается премия к тарифной ставке в размере 25% при условии повременной оплаты.

Это сумма включается как доплата к прямому фонду заработной платы.

### Расчёт планового фонда заработной платы основных и вспомогательных рабочих персоналов

№	Профессия рабочих	Разряд	Часовая тарифная ставка, млн. сум	Штатная численность рабочих, чел	Фонд рабочего времени, млн. сум		Прямое фонд заработной платы
					чел/час	чел/день	
1.	Аппаратчик дробилки	VI	0,002	5	0,01	0,24	87,6
2.	Аппаратчик мельницы	V	0,002	10	0,02	0,48	175,2
3.	Операторы вспомогательных оборудовании	V	0,0018	10	0,018	0,432	157,68
4.	Электромонтёр	IV	0,0017	5	0,0085	0,204	74,46
5.	Электрослесарь	IV	0,0017	5	0,0085	0,204	74,46
6.	Машинист мостового крана	V	0,0017	10	0,017	0,408	148,92
7.	Машинист погрузчика	IV	0,0018	5	0,009	0,216	78,84
8.	Концентраторщик	VI	0,002	5	0,01	0,24	87,6
<b>итого</b>							885

### Фонд заработной платы основных и вспомогательных рабочих

Количество рабочих	Основной фонд			Дополнительная фонд 30%	Общий фонд, млн. сум
	прямой	Премии 25%	Доплаты 15%		
55	885	221,19	132,714	265,428	1504

### Фонд заработной платы ИТР

Профессия	Численность, чел	Месач. Оклад, млн. сум	Фонд зароб. Платы сум 1,2%	Допольнит. Премия 25%	Допольнит. Фонд. Соц. Страх 30%	Общий фонд зар.платы, сум	Годовой фонд зар.платы, млн. сум
Нач. цеха	1	1,75	2,10	0,53	0,79	3,41	40,95

Механик	1	1,60	1,92	0,48	0,72	3,12	37,44
Мастер	4	1,40	6,72	1,68	2,52	10,92	131,04
Лаборант	1	1,00	1,20	0,30	0,45	1,95	23,40
Экономист	1	0,64	0,77	0,19	0,29	1,25	14,98
Кладовщик	2	0,60	1,44	0,36	0,54	2,34	28,08
Технолог	1	1,60	1,92	0,48	0,72	3,12	37,44
<b>ИТОГО</b>	11					26,11	313,33

### Расчет номинальных затрат на оборудования

Наименования оборудования	Количество, шт	Отпускная стоимость, млн. сум	Расходы, млн. сум			Сметная стоимость, млн. сум	Общая сметная стоимость, млн. сум
			Транспортные 7 %	Складирования 1,2 %	Монтаж 8 %		
Дробилка КЖД-12х15	1	110	7,7	1,1	8,8	127,6	127,6
Мельница ММС – 50 х 23, МШЦ-45х60	2	120	8,4	1,2	9,6	139,2	278,4
Грохот ГИСТ 72	1	25	1,75	0,25	2	29	29
Конвейер (ленточный)	3	40	2,8	0,4	3,2	46,4	139,2
Питатель	2	26	1,82	0,26	2,08	30,16	60,32
Кран мостовой	2	50	3,5	0,5	4	58	116
Гидроциклон ГЦ-500	10	25	1,75	0,25	2	29	290
Концентрационный стол СКМ-1А	2	25	1,75	0,25	2	29	58
Отсадочная машина МОД – 1М	2	26	1,82	0,26	2,08	30,16	60,32
Магнитный сепаратор ПБС 63/50	1	32	2,24	0,32	2,56	37,12	37,12
сгуститель Ц-30	1	26	1,8	0,3	2,1	30,16	30,16
Вспомогательные оборудование		160	11,2	1,6	12,8	185,6	2376
Итого							3601,8

### Расчет стоимости электроэнергии на освещения

$$C_{ост} = \frac{F \cdot S \cdot V}{1000}, \text{ сум}$$

где, F—время работы освещения в течении года, час;

S—площадь цеха, м<sup>2</sup>;

V—удельный расход электроэнергии на 1м<sup>2</sup>≈15 квт.

$$C_{осв} = \frac{3600 \cdot 1800 \cdot 15 \cdot}{100000000} = 0,97 \text{ млн. сум}$$

## Расчет стоимости отопления

$$C_{\text{пара}} = \frac{V \cdot H \cdot g}{i_n \cdot 100} \cdot C_{\text{д.п.}}, \text{сум}$$

где, V—объем здания основного, м<sup>3</sup>;  
 H—врем отопительного сезона, час;  
 g—удельной расход пара на 1м<sup>3</sup>;  
 C<sub>д.п.</sub>—стоимость 1т пара=1000 сум  
 i<sub>n</sub>—удельная теплоемкость 1т пара=5 400

$$C_{\text{пара}} = \frac{36 \cdot 2200 \cdot 20}{5400 \cdot 1000000} \cdot 1000 = 0,29 \text{ млн. сум}$$

Расчет стоимости воды на бытовые нужды.

$$C_{\text{вода}} = q \times p \times D_p \times C_v, \text{ сум}$$

где, q—расход воды в смену на 1 работающего, 0,08 м<sup>3</sup>;  
 P— число работающих, 66 чел;  
 D<sub>p</sub>—кол-во рабочих дней в году, 365  
 C<sub>v</sub>—стоимость 1м<sup>2</sup> питьевой воды 120 сум.

$$C_{\text{вода}} = 0,08 \cdot 66 \cdot 365 \cdot 120 / 1000000 = 0,23 \text{ млн. сум}$$

Расчет изменение себестоимости продукции производим только по статье «Вспомогательные материалы на технологические цели

## Расчет затрат на вспомогательные материалы

№	Статьи затрат	Ед. измерение	Расход на принятую ед. объема	Объем переработанного сырья, тыс.т	Общий расход на весь объем, т	Цена на ед., тыс.сум	Сумма, млн. сум
1	Футеровка дробилки	Кг	0,15	1200	180	3	540
2	Футеровка мельницы ММС	Кг	0,15	1200	180	5	900
3	Футеровка мельницы МШЦ	Кг	0,15	1200	180	4	720
4	Шары	Кг	0,8	1200	960	0,5	480
5	Футеровка гидроциклонов	Кг	0,01	1200	12	0,6	7,2
	Итого						2,6472

## Смета затраты

№	Наименование затрат	Сумма, млн. сум
1.	Заработная плата (рабочих + ИТР)	1817,42
2.	Отчисление на соц. страхования, 15%	272,61
3.	Затраты на строительство	144
4.	Затраты на оборудования	3604,45
5.	Амортизационные отчисления, 10%	360,44

6.	Затраты на электроэнергию	1,17
7.	Затраты на отопления и воды	0,58
И Т О Г О		6200,67

Годовой затраты на получение продукта составляет – 6200,67 млн. сум

### Расчет технико-экономических показателей

1. Себестоимость 1 тонны продукции составляет:

$$C = \frac{K_v}{B} = \frac{6200,67}{2,9346} = 2112,95 \text{ млн., сум}$$

где,  $K_v$ —общие затраты, млн. сум  
 $B$ —объем выпускаемой продукции, т

2. Годовая производительность труда 1 рабочего:

$$n = \frac{B}{N_{cn}} = \frac{2,9346}{55} = 0,0534 \text{ т}$$

где,  $N_{cn}$ —списочный штат рабочих.

3. Годовая производительность труда 1 работающего:

$$n = \frac{B}{N_{cn} + N_{ИТР}} = \frac{2,9346}{66} = 0,0445 \text{ т}$$

4. асчет фондоотдачи

$$\Phi = \frac{B_p}{\Phi_{осн}} = \frac{117384}{6200,67} = 18,9 \text{ сум}$$

где,  $B_p$ —реализованная продукция в оптовых ценах, сум  
 $\Phi_{осн}$ —стоимость основных фондов, сум

5. Расчет прибыли:

$$\Pi = B \times (\Pi - C) = 117384 * (40000 - 2112,95) = 4447333109 \text{ сум}$$

где,  $B$ —объем реализованной продукции, сум;  
 $\Pi$ —оптовая цена за 1т продукции, сум;  
 $C$ —полная себестоимость, сум.

6. Общая рентабельность

$$P = 100 - \frac{\Pi}{\Phi_{осн} + \Phi_{об}} \cdot 1000000 = 100 - \frac{4447333109}{620067000} = 28,3 \%$$

где,  $\Phi_{осн}$ —стоимость осн. фондов, сум;  
 $\Phi_{об}$ —стоимость об. средств, сум.

7. Срок окупаемости:

$$T = \frac{K}{\Pi} = \frac{620067000}{4447333109} = 1,39 \text{ лет}$$

где,  $K$ —капиталовложения, сум;  
 $\Pi$ —прибыль, сум.

**Сводная таблица технико-экономических показателей**

№	Наименование показателей	Единица измерения	Величина показателей
1.	Производственная мощность	Т/год	1 200 000
2.	Режим работы предприятия		
	а) Количество дней в году	дни	365
	б) Количество смен в сутки	смена	2
	в) Продолжительность смены	часы	12
3.	Численность персонала		
	Всего	чел	66
	ИТР	чел	11
	Рабочих	чел	55
4.	Годовой фонд заработной платы		
	Всего	млн. сум	1817,42
	ИТР	млн. сум	313,33
	Рабочих	млн. сум	1504
5.	Капитальные вложения	млн. сум	6200,67
6.	Себестоимость 1 т продукции	млн. сум	2112,95
7.	Фондоотдача	сум/сум	18,9
8.	Прибыли	млн. сум	4447,33
9.	Рентабельность	%	28,3
10.	Срок окупаемости	Лет	1,39

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В данной работе выбрана и рассчитана схема рудородготовки и гравитационная обогащения золотосодержащих руд обеспечивающая получение гравииоконцентрат.

Технологический режим рудоподготовки и обогащения включает в себя представленный отдельным циклом дробления (одна стадия) и циклом измельчения (две стадии) и цикл обогащения. Конечный продукт – гравииоконцентрат отправляется на плавку. Хвосты гравитации направляет на сгущению и потом на цианирование.

После первой стадии измельчения измельченный продукт обогащается на отсадочных машинах МОД-2М1. Хвосты отсадки классифицируется, измельчается, сгущается и направляет на цианирование. Концентрат отсадки два раза перечищается на концентрационном столе и идёт на плавку. Содержание золота в гравииоконцентрате составляет 35 % при извлечении 60 %.

Расчёт экономической части показал, что предприятие будет рентабельным, чистая прибыль составит 4 млрд. 447,7 млн. сум в год. Рентабельность производства 28,3 %, срок окупаемость 1,39 год.

Проектные решения по охране труда соответствуют нормам.

## СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Каримов И.А. Мировой финансово-экономический кризис, пути и меры по его преодолению в условиях Узбекистана. – Т. :Узбекистан, 2009.-56с.
2. Разумов К.А. Проектирование обогатительных фабрик. М. Недра, 1982г.

3. Справочник по обогащению руд. Том – 2.,3. – М. Недра, 1982г.
4. А.А. Абрамов. «Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых» Технология обогащения полезных ископаемых. М. Изд. МГУ 2004 г. II том.
- 5.Шохин В.Н., Лопатин А.Г., «Гравитационные методы обогащения», М., «Недра», 1993 г., 352 с.
- 6.Полькин С.И., «Обогащение руд и россыпей редких металлов», М., «Недра», 1967 г., 616 с.
7. В.А.Бочаров, В.А. Игнаткина «Технология обогащения золотосодержащих руд и россыпей»  
ЧастI. Обогащения золотосодержащего сырья. Курс лекции. Москва «Учеба» 2003 354 с.
8. Иванов Э.Э. «Дробление, измельчение и подготовка сырья к обогащению» учебное пособие по выполнению курсового проекта. Екатеринбург 2004. 284 с