

Министерство образования и науки Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования

**АМУРСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ УНИВЕРСИТЕТ
(ФГБОУ ВО «АмГУ»)**

Факультет Инженерно-физический
Кафедра Геологии и природопользования
Специальность 21.05.04 – «Горное дело»

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ

И.о. зав. кафедрой

 Е.Г. Мурашова

« 14 » 02 2019г.

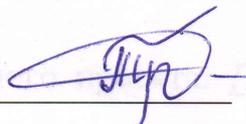
ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ

на тему: Проект обогатительной фабрики на базе руд Покровского месторождения

Исполнитель

студент группы 315-ос/2

11.02.19



А.И. Трубин

Руководитель

профессор, д.г.-м.н.

12.02.19



И.В. Бучко

Консультанты:

по разделу безопасность
и экологичность проекта

профессор, д.г.-м.н.

12.02.19



Т.В. Кезина

по разделу геология

профессор, д.г.-м.н.

12.02.19



И.В. Бучко

по разделу экономика

профессор, д.г.-м.н.

12.02.19



И.В. Бучко

Нормоконтроль

ст. преподаватель

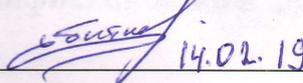
12.02.19



С.М. Авраменко

Рецензент

14.02.19



Е.С. Сбитнев

Благовещенск 2019

Министерство образования и науки Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
АМУРСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ УНИВЕРСИТЕТ
(ФГБОУ ВО «АмГУ»)

Факультет инженерно-физический
Кафедра Геологии и природопользования

УТВЕРЖДАЮ

И.о. зав. кафедрой

 Е.Г. Мурашова
« 28 » сентября 2019г.

ЗАДАНИЕ

К выпускному квалификационному проекту студента Трубина Артёма Иго-
ревича

1. Тема выпускного квалификационного проекта: Проект обогатительной фабрики на базе руд Покровского месторождения
2. Срок сдачи студентом законченного проекта: 20 февраля 2019 года
3. Исходные данные к выпускному квалификационному проекту: $Q = 1800000$ т/год, $\alpha = 1,5$ г/т
4. Содержание выпускного квалификационного проекта: Общие сведения о предприятии, геологическая часть, технологическая часть, выбор и расчет основного и вспомогательного оборудования, вспомогательные службы, безопасность и экологичность проекта, экономика, специальная часть
5. Перечень материалов приложений: 4 рисунка, 41 таблица, 1 приложение
6. Консультанты к выпускному квалификационному проекту: Бучко И.В., Кезина Т.В.

Дата выдачи задания: 28 сентября 2018 года

Руководитель выпускного квалификационного проекта: Бучко Инна Влади-
мировна

Задание принял к исполнению (дата): 28 сентября 2018 года



РЕФЕРАТ

Дипломный проект содержит 126 страниц, 4 рисунка, 41 таблицу, 102 формулы, 33 источника.

СЫРЬЕВАЯ БАЗА, ПОКРОВСКОЕ МЕСТОРОЖДЕНИЕ, ЗОЛОТО, СОРБЦИЯ, РЕГЕНЕРАЦИЯ, БАЛАНС МЕТАЛЛОВ, ОБОГАЩЕНИЕ, ИЗВЛЕЧЕНИЕ, ОБОГАТИТЕЛЬНАЯ ФАБРИКА, ЦИАНИРОВАНИЕ, ЭЛЕКТРОЛИЗ, МЕЛЬНИЦА, СМОЛА

Целью дипломного проекта является проект обогатительной фабрики на базе руд Покровского месторождения.

Руды Покровского месторождения по своему химическому и минеральному составу относятся к типу существенно кварцевых, убогосульфидных золотосодержащих руд.

Для достижения поставленной цели необходимо решить следующие задачи: выбор и обоснование схемы обогащения, расчёт качественно-количественной и водно-шламовой схем, выбор и расчёт основного и вспомогательного оборудования, расчёт технико-экономических показателей, разработка мероприятий по безопасности жизнедеятельности и охраны окружающей среды, выполнение графической части.

В специальной части дипломного проекта рассмотреть технические решения по сорбционному извлечению золота.

СОДЕРЖАНИЕ

Введение	7
1 Общие сведения о предприятии и его географическое местоположения	9
2 Геологическая часть	11
2.1 Общая геологическая характеристика месторождения	11
2.2 Характеристика исходного сырья	12
3 Технологическая часть	19
3.1 Выбор и обоснование технологической схемы и ее описание	19
3.2 Реагентный режим	26
3.3 Расчет качественно-количественной схемы	27
3.4 Расчет водно-шламовой схемы	30
4 Выбор и расчет основного и вспомогательного технологического оборудования	35
4.1 Общие положения при выборе основного оборудования	35
4.2 Выбор и расчет оборудования для крупного дробления	35
4.3 Выбор и расчет оборудования для измельчения	38
4.3.1 Выбор и расчет мельницы для первой стадии измельчения	39
4.3.2 Выбор и расчет оборудования для второй стадии измельчения	42
4.4 Выбор и расчет оборудования для классификации	47
4.4.1 Выбор и расчет спирального классификатора	47
4.4.2 Выбор и расчет гидроциклонов	49
4.5 Выбор и расчет оборудования для сгущения	52
4.6 Выбор и расчет оборудования для цеха гидрометаллургии	53
4.6.1 Выбор и расчет оборудования для грохочения	53
4.6.2 Расчет оборудования для процесса цианирование и сорбция	55
4.6.3 Расчет потока смолы	56

4.6.4	Отделение десорбции и регенерации ионообменной смолы	60
4.6.5	Расчет и выбор оборудования для электролиза	61
4.6.6	Расчет и выбор отделение сушки и плавки катодных осадков	63
4.7	Выбор и расчет вспомогательного оборудования	65
4.7.1	Выбор и расчет пластинчатого питателя	65
4.7.2	Выбор и расчет ленточных конвейеров	66
4.7.3	Выбор и расчет песковых насосов	67
4.7.4	Выбор подъемно-транспортных устройств	68
5	Вспомогательные службы	69
5.1	Электроснабжение	69
5.2	Теплоснабжение	69
5.3	Водоснабжение и канализация	70
5.4	Реагентное хозяйство	70
5.5	Ремонтно-механическая служба	72
5.6	Хвостовое хозяйство	73
6	Безопасность и экологичность проекта	75
6.1	Электробезопасность	75
6.2	Пожарная безопасность	75
6.3	Охрана труда	76
6.4	Охрана окружающей среды	82
7	Специальная часть «Сорбционное извлечение золота»	88
7.1	Основы процесса сорбционного цианирования золота	88
7.2	Технология сорбционного извлечения золота	90
7.3	Основные свойства и характеристики сорбентов	94
8	Экономическая часть	99
8.1	Режим работы, график сменности, баланс рабочего времени	100
8.2	Производственная мощность, производственная программа и товарная продукция фабрики	101
8.3	Численность трудящихся	103

8.4 Производительность труда	105
8.5 Заработная плата	105
8.6 Основные фонды	113
8.6.1 Стоимость зданий и сооружений	113
8.6.2 Стоимость оборудования	114
8.7 Амортизация	115
8.8 Эффективность использования основных фондов	116
8.9 Оборотные фонды	116
8.10 Себестоимость	117
8.11 Прибыль и рентабельность	118
8.12 Определение платы за загрязнение окружающей среды и размещение отходов	119
8.13 Показатели экономической эффективности	119
Заключение	122
Библиографический список	124
Спецификация	

ВВЕДЕНИЕ

Золото всегда вызывало актуальный интерес всех народов и поколений. Почему именно этот металл заинтересовал так серьезно и завоевал внимание человека? А все потому, что золото создано самой природой для чеканки монет, для изготовления различных необходимых электронных деталей. Оно встречается исключительно в чистом виде, пластично и устойчиво к коррозии, ковко, однородно, компактно, его можно расплющивать в тончайшие листики, оно настолько тонко, что пропускает лучи света (зеленые); равным образом золото можно протягивать в тончайшую проволоку.

Золото относят к благородным металлам. Благородным он назван за то, что обладает целым комплексом уникальных физических и химических свойств, которыми не обладают никакие другие металлы. Он отличается высокой стойкостью к воздействию агрессивных сред, имеет самую высокую среди всех других металлов электро – и теплопроводность.

Сейчас золото уже утратило свою былую роль инструмента внутреннего и международного денежного обращения, однако те же качества, которые в далеком прошлом сделали золото деньгами, и сегодня, когда оно уже перестало быть ими, дают основание считать золото особым товаром среди всех других товаров. Оно пользуется повышенным по сравнению с другими товарами спросом и поэтому легко продается за валюту любой страны. Добыча золота является одним из наиболее прибыльных видов ведения экономической деятельности.

Основными сырьевыми источниками золотодобывающей отрасли являются россыпные и коренные (рудные) месторождения золота. Примерно три четверти золотого потенциала России (в том числе 90% запасов коренного золота) приходится на районы Сибири и Дальнего востока. Недра Амурской области богаты золотом: суммарные запасы превышают 300 тонн, прогнозные ресурсы приближаются к 7 тысячам. Прогнозный потенциал рудного золота в регионе превышает потенциал россыпного почти в шесть раз и со-

ставляет 3,5 тыс. тонн. Золотодобыча в регионе имеет более чем 150-летнюю историю. Коренные месторождения отличаются большим разнообразием состава руд, образованных преимущественно кварцем с включениями сульфидных и несulfидных минералов. Вместе с тем, геологи констатируют "бедность" богатства Приамурья, так как среднее содержание золота в здешних песках значительно ниже, чем в соседних регионах, многие коренные месторождения содержат упорные руды, для извлечения драгметаллов из которых требуются сложные технологии.

Власти Приамурья уверены, что "амурская золотодобыча должна совершить очередной качественный скачок развития, в рамках освоения еще оставшихся у поверхности зон с бедными, но легкообогатимыми рудами, а также в связи с началом подземной добычи". Большое разнообразие состава и сложность золотосодержащего сырья определяют необходимость разработки различных технологических схем извлечения золота.

Целью дипломного проекта является проект обогатительной фабрики на базе руд Покровского месторождения.

Для решения поставленной цели необходимо решить следующие задачи:

- на основании вещественного состава руд выбрать и обосновать технологическую схему обогащения;
- рассчитать качественно-количественную и водно-шламовую схемы обогащения;
- произвести выбор и расчёт основного и вспомогательного оборудования;
- разработать раздел техники безопасности и охраны окружающей среды;
- рассчитать экономическую рентабельность проекта.

В специальной части дипломного проекта необходимо рассмотреть вопрос сорбционного извлечения золота.

1 ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ПРЕДПРИЯТИИ И ЕГО ГЕОГРАФИЧЕСКОЕ МЕСТОПОЛОЖЕНИЯ

Покровское месторождение расположено в Магдагачинском районе Амурской области в 14 км от железнодорожной станции, на расстоянии 66 км от районного центра поселка Магдагачи и на расстоянии 500 км от областного центра, города Благовещенска. В 3,5 км к юго–западу проходит Транссибирская железнодорожная магистраль, в 7 км к северо – западу автотрасса Тыгда – Зея.

Предприятие владеет лицензией на добычу рудного золота на Покровском месторождении (лицензия БЛГ №10590).

Территория Амурской области находится в умеренном поясе. Климат континентальный с муссонными чертами. Почти весь год на территории бывает маловетренная погода. Средняя годовая скорость ветра - не более 3,6 м/сек. Зима холодная, сухая, малоснежная, безоблачная. Средняя температура января от -24 °С на юге до -33 °С на севере. Лето жаркое (на юге), дождливое. Средняя температура июля от 21 °С на юге до 18°С на севере. Осадков около 850 мм в год. Распространены многолетнемерзлые породы. Вегетационный период 126-171 дней [13].

Температура воздуха уменьшается с юга на север. Средняя температура января на юге (Архара) -27,6 °С, на севере (Усть-Нюкжа) -32,8 °С. На каждые 100 км расстояния она понижается на 0,7 °С. Безморозный период длится в среднем от 57 дней на севере области до 144 дней на юге (г. Благовещенск). На Зейско-Буреинской равнине он составляет 121-139 дней. Вегетационный период для растительности с температурой воздуха выше +10 °С длится 115-134 дня.

На севере Амурской области развита сезонная и многолетняя мерзлота. Последняя локализуется преимущественно в низинах, на заболоченных уча-

стках и имеет островной характер. Максимальная глубина оттаивания почв устанавливается к концу августа [8].

Область получает достаточное количество тепла и осадков для возделывания многих сельскохозяйственных культур. Наибольшее количество осадков (в год) выпадает в горной части на востоке (Стойба - 781 мм, Хара - 753 мм). К западу их количество уменьшается до 430 мм. Самое влажное место - горные хребты Ям-Алинь и Эзоп (800 мм). Менее влажно на западе области (500 мм).

Большая часть территории покрыта лесом. Основными лесобразующими породами являются лиственница, ель, сосна, пихта, дуб, береза, на юге встречаются амурский бархат, маньчжурский орех, ясень, липа и др. Из кустарников наиболее распространены багульник, рододендрон, лещина маньчжурская.

Животный мир представлен большим разнообразием видов, здесь обитают: 64 вида млекопитающих, 326 - птиц, 10 - пресмыкающихся, 7 - земноводных. Из млекопитающих наиболее ценными в хозяйственном отношении являются: копытные - лось, изюбр, косуля, кабан; пушные - соболь, белка, колонок, норка [13].

Ихтиофауна представлена 64 видами рыб, обитающими в двух бассейнах - Амурском и Ленском. Наиболее многочисленный косяк рыб, как по количеству, так и по видовому составу - Амурский. Чаще других рыб в уловах представлены следующие: по водоемам южной части области - серебряный карась, амурская щука, сазан, сом амурский, касатка-скрипун. По Зейскому водохранилищу - щука, серебряный карась, налим, чебак, касатка-скрипун.

2 ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

2.1 Общая геологическая характеристика месторождения

Покровское золоторудное месторождение расположено в краевой части Сергеевского гранодиоритового массива, отделенного на этом участке разломом от вмещающей осадочной толщи. Наиболее древними в районе являются юрские песчаники, алевролиты и аргиллиты, залегающие почти горизонтально или имеющие пологое падение. Они перекрыты толщей вулканитов нижнего-верхнего мела, среди которых преобладают туфы, лавы и брекчии дацитов и андезитов вулканического комплекса. Эта толща прорвана широко распространенным гранитоидным комплексом, включающим малые интрузии гранитов и гранит-порфиров юрского периода мезозойской эры. Наиболее поздняя субвулканическая активность отмечена внедрением постгранитных силлов и даек дацитов [8].

На месторождении выявлено пять рудных тел (Главное, Новое, Зейское, Молодежное и Озерное), представляющих собой субгоризонтальные, изометричные прожилково-жильные зоны, приуроченные к зонам трещиноватости и брекчирования [10].

Размеры рудных тел от 130-200*60-140 м до 800*350 м при средней мощности 12,5-23,5 м (максимальная мощность 70 м). Тела не имеют четких геологических границ и выделяются только по данным опробования. Они представляют собой совокупность круто- и пологопадающих кварцевых и кварц-карбонатных жил, прожилков штокверкого типа, а также брекчий. Суммарная площадь рудных тел превышает 410 тыс. м².

Участок месторождения находится в западной части Умлекано-Огоджинского вулкано-плутонического пояса позднемезозойского возраста. Район сложен юрскими и меловыми осадочными и вулканическими породами, прорванными ранне-позднемеловыми интрузиями гранитов, гранодиоритов, гранит-порфиров.

В региональном плане можно выделить разломы двух главных направлений - северо-западного (280° до 330°) и северо-восточного (35° до 70°). Ранняя система разломов северо-западной ориентировки представлена крутопадающими нарушениями, определившими развитие структуры района. На территории месторождения были закартированы пологопадающие нарушения, включая надвиг в основании минерализованных гранитов [10].

2.2 Характеристика исходного сырья

Руды Покровского месторождения по своему химическому и минеральному составу относятся к типу существенно кварцевых, убогосульфидных золотосодержащих руд которые легко цианируются: доля цианируемого золота в них более 90%.

В связи с развитием на месторождении зоны гипергенеза выделяются первичные (плотные) и дезинтегрированные гипергенно преобразованные руды.

Минеральный состав. Первичные руды представлены в различной степени окварцованными аргиллизированными гранитами (частично рудные тела Зейское, южная часть Главного) и вулканитами (рудное тело Молодежное); содержание жильного кварца в них изменяется от 25 % до 80 %. Кроме кварца жильные минералы представлены карбонатами (кальцит, доломит) – 2-5 %, гидрослюдами 5-12 %, адуляром – до 3-5 % и каолинитом до 5-7 %. Количество реликтовых минералов исходных пород (кварц, полевые шпаты и др.) в рудах зависит от интенсивности преобразований [10].

Рудные минералы в среднем составляют около 1 %, при колебаниях от 0,5 до 3,5 % в отдельных сечениях. Среди них доминирует пирит, на долю которого приходится до 90-95 % от минералов тяжелой фракции. При этом главную роль играет пирит, сформировавшийся при до рудной аргиллизации пород. Минеральный состав руд отражен в таблице 1.

Таблица 1 - Минеральный состав руд Покровского месторождения [10]

Минералы	Гидротермальные			Гипергенные
	главные	второстепенные	редкие	
Жильные	кварц	адуляр, гидрослюды, каолинит, серицит, хлорит, карбонаты	апатит барит эпидот	кварц (опаловидный) каолинит
Рудные	пирит	золото марказит халькопирит галенит сфалерит арсенопирит гематит	антимонит, аргентит, полибазит, прустит, пираргирит, киноварь, теннантит, фрейбергит, штернбергит, айкинит, борнит, энаргит, магнетит, самородное железо висмутин	гетит, гидрогетит, гидрогематит, псиломелан, лимонит, малахит, скородит, ковеллин, азурит, аргентит казолит

В связи с незначительным количеством минералов серебра золото-серебряное отношение в рудах изменяется от 1:0,8 до 1:3, лишь в рудном теле Молодежном оно достигает 1:10, при колебании в отдельных пробах от 3:1 до 1:1,08.

Дезинтегрированные руды, расположенные в зоне гипергенеза, составляют 40 % руд месторождения, что обусловило при технологических испытаниях выделение сорта «рыхлых руд». К этой категории относятся руды тел Зейского, Нового, значительная часть Молодежного, Озерного и частично Главного. В зоне гипергенеза отмечается изменение их химического состава за счет частичного или полного окисления сульфидов и сульфосолей, разложения карбонатов, сопровождающегося некоторым изменением агрегатного состояния кварца и более полного «раскрытия» заключенного в нем золота.

По степени изменения руд выделяются (условно) две зоны [10]. Верхняя, отвечающая структурному элювию, характеризуется более интенсивным преобразованием пород и руд. Для нее характерна интенсивная гипергенная каолинизация, полное окисление сульфидов и преобразование карбонатов. Этот процесс сопровождается появлением пустот выщелачивания, образованием натечных форм гетит-гидрогетитового состава, содержание золота в которых достигает 2,3 г/т. Происходит вынос Ca, Mg, CO₂ и переход железа в окисную форму. Проба золота для мелких выделений повышается (до 850-

920 ед.), для крупных (более 0,25 мм) отмечается появление высокопробной каймы. Для некоторых золотин характерно появление «рубашки» из гидроокислов железа. В отдельных случаях выше зон обогащения гидроокислами железа отмечаются безрудные участки с гипсовой минерализацией. Верхняя зона с глубиной постепенно сменяется зоной дезинтеграции и повышенной трещиноватости пород. Для нее характерна крайняя неравномерность преобразований пород по разрезу – участки интенсивного изменения чередуются с практически неизменными породами.

Сопоставление золотоносности «плотных» и рыхлых руд рудного тела Главного показало, что обогащения золотом в зоне гипергенеза практически не происходит.

Рудные минералы представлены пиритом, арсенопиритом, халькопиритом, галенитом и золотом; количество их не превышает 1%. Сульфиды образуют мелкие 0,05-0,25 мм выделения, часто группируются вдоль границ обломков пород или ранних генераций кварца.

Золото на Покровском месторождении делится на три типа [10].

Золото первого типа наблюдается в виде мелких менее 30 мкм округлых или изометричных выделений в кварце. Очень редко они группируются, подчеркивая микротрещиноватость кварца. Золото-серебряное отношение для руд этой стадии близко 1:1. Образования этой стадии определяют устойчивую (первые граммы) золотоносность кварцево-жильных тел.

Золото второго типа наблюдается в виде мелких, до 0,1 мм комковидных, изометричных, проволоковидных выделений или в сростании с другими минералами. Оно концентрируется по границам обломков в кварце, на границах полос или в зонах микробрекчирования, в редких случаях – в виде микровключений в пирите. Среди рудных минералов, количество которых не превышает 0,5%, характерно появление электрума, аргентита, прустита, полибазита и др. Сульфосоли серебра образуют тонкие сростания, реже самостоятельные выделения размером до 0,2-0,5 мм.

Золото 3 типа обычно заключено в кварце, но встречается и в виде включений (до 5-10 мкм) в сульфосолях серебра или в сростаниях с ними.

Химический состав Покровского месторождения представлен в таблице 2.

Таблица 2 - Химический состав руд Покровского месторождения [10]

Компоненты	Массовая доля, %	Компоненты	Массовая доля, %
SiO ₂	64,0	Co	0,001
Al ₂ O ₃	14,2	V	0,008
MgO	2,1	Cr	0,008
CaO	2,2	W	0,0005
Na ₂ O	0,6	Mo	<0,001
K ₂ O	2,3	Zr	0,015
TiO ₂	0,51	Tl	0,0004
MnO	0,16	Sn	0,0004
P ₂ O ₅	0,29	Be	0,0003
Fe _{общ}	2,52	Ba	0,03
Fe _(S)	0,92	Ga	0,002
Fe _{окисл}	1,60	Y	0,002
Ni	0,003	Yb	0,0002
Cu	<0,01	Sr	0,04
Sb	0,010	C _{орг}	1,08
As	0,07	C _{карб}	5,36
Pb	<0,001	Au, г/т	1,5
Zn	0,001	Ag, г/т	4,72

Среднее содержание золота в рудах Покровского месторождения составляет 1,5 г/т. Золото преимущественно мелкокрапленое (от 0,5 до 10 мкм), что предопределяет необходимость тонкого измельчения всей руды до – 0,1 мм (90 % класса –0,074 мм).

Руды верхних горизонтов Покровского месторождения подвергнуты процессам выветривания и окисления и характеризуются невысокой прочностью и крепостью по шкале Протодяконова – до 4 ед. Истинная плотность руд составляет 2,6 г/см³, насыпная плотность – 1,3-1,5 т/м³, а влажность – до 7 %.

В нижних горизонтах Покровского месторождения руды более плотные (удельный вес 2,65–2,7 г/см³) и крепкие – до 8 ед. по шкале Протодяконова, характеризуются меньшим содержанием готового класса. С углублением го-

ризонтов добычи в рудах возрастает содержание сульфидов (до 5 %), в основном пирита, что резко ухудшает показатели по выщелачиванию.

В таблице 3 приведены результаты рационального анализа [12], которые показывают, что основная масса золота в руде находится в доступной прямому цианированию форме (84,8 %), из них 57,6 % приходится на золото в сростках.

Таблица 3 – Результаты рационального анализа исходной руды

Формы нахождения золота и связь его с рудными компонентами	Распределение Au		Распределение Ag	
	г/т	%	г/т	%
Свободное, извлекаемое амальгамацией, в том числе по классам крупности:	0,39	26,1	0,48	10,2
минус 2,0 мм	0,04	2,9		
минус 1,0 мм	0,06	4,1		
минус 0,5 мм	0,19	13,0		
минус 0,2 мм	0,04	2,8		
минус 0,074 мм (97 %)	0,05	3,2		
В виде сростков (цианируемое)	0,9	60,5	2,91	61,7
Всего в цианируемой форме:	1,3	86,6	3,39	71,9
Извлекаемое после обработки щелочью (ассоциированное с аморфным кремнеземом)	0,02	1,2	менее 0,4	28,1
Извлекаемое цианированием после обработки в соляной кислоте (связанное с карбонатами, гидроксидами железа, с пирротинном)	0,11	7,3	менее 0,4	
Цианируемое после обработки в азотной кислоте (ассоциированное с сульфидами)	0,06	4,4	менее 0,4	
Тонковкрапленное в породообразующие минералы	0,01	0,5	менее 0,4	
Всего:	1,5	100,0	4,72	100,0

На долю свободного золота (извлекаемого амальгамацией) приходится 26-27 %.

В упорной, не доступной прямому цианированию форме, присутствует 13-15 % благородного металла. Из них 1,2-1,7 % золота ассоциировано с аморфным кремнеземом и заключено в поверхностные пленки; 3,3 - 7,3 % - с комплексом минералов (карбонатами, гидроксидами железа и др.), растворимых в соляной кислоте; 4,4 - 6,9 % - с сульфидами; с породообразующими

минералами связано 0,5 - 3,3 % золота. Серебро, является попутно извлекаемым компонентом.

Гранулометрическая характеристика исходной руды крупностью минус 70 мм представлена в таблице 4 [12].

Таблица 4 – Гранулометрическая характеристика исходной руды

Класс крупности, мм	Выход, %	Содержание, г/т		Массовая доля серы, %	Распределение, %		
		золота	серебра		золота	серебра	серы
-70+50	16,8	1,18	4,39	1,5	13,2	16,2	22,4
-50+40	7,31	2,5	6,34	1,1	12,2	10,2	7,2
-40+20	17,08	1,68	6,55	1,04	19,0	24,6	15,8
-20+10	12,42	2,08	6,29	1,01	17,2	17,2	11,2
-10+5	10,33	1,97	5,45	1,12	13,5	12,4	10,3
-5+2	8,55	1,53	3,33	1,05	8,7	6,3	8,0
-2+1	8,03	1,28	2,94	1,06	6,8	5,2	7,6
-1+0,5	6,72	1,81	1,84	1,06	4,0	2,7	6,3
-0,5+0,315	1,76	0,96	2,1	1,03	1,1	0,8	1,6
-0,315+0,16	2,77	0,82	1,76	1,3	1,4	1,1	3,2
-0,16+0,1	1,18	0,83	2,53	1,6	0,6	0,7	1,7
-0,1+0,074	0,81	0,67	1,87	0,49	0,4	0,3	0,3
-0,074	6,24	0,46	1,61	0,79	1,9	2,3	4,4
Итого: исх. руда	100,00	1,5	4,54	1,12	100,0	100,0	100,0

Из этого следует, что руды Покровского месторождения по своему химическому и минеральному составу относятся к типу существенно кварцевых, убогосульфидных золотосодержащих.

Массовая доля рудных минералов составляет 3,7 - 4,1 %. Из них на долю сульфидов приходится 2,1 %, гидроксидов железа - 1,6 - 2,0 %. Степень окисления руды по железу - 56 - 63 %, поэтому она относится к смешанному типу. Основным полезным компонентом является золото, серебро попутно извлекаемый компонент.

Золото в руде самородное, низкопробное. Основная его масса (94 %) представлена тонкими и тонкодисперсными золоти́нами (класс минус 0,074 мм). Доля крупного золота находится на уровне 6 %. Индивидуальный размер золоти́н не превышает 0,15 мм.

По данным рационального анализа прямым цианированием при крупности измельчения руды 95 % класса минус 0,074 мм можно извлечь 84,8 - 86,6 % золота. Из них на долю свободного металла приходится 26 - 27 %, причем основная его масса вскрывается в классе минус 0,074 мм. Упорное (не извлекаемое прямым цианированием) золото приурочено в основном к сульфидам (4,4 - 6,9 %) и к гидроксидам железа и пирротину (3,3 - 7,3 %).

3 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

3.1 Выбор и обоснование технологической схемы и ее описание

Исходя из данных рационального анализа, существенно кварцевые угоросульфидные золотосодержащие руды, следует обогащать прямым цианированием. Выщелачивание пульп перемешиванием протекает быстрее и дает более высокое извлечение золота вследствие того что, при тонком измельчении руды до 95 % класса минус 0,074 мм создаются более благоприятные условия диффузионного подвода ионов CN^- и молекул растворенного кислорода к поверхности золотин [2]. Этот процесс описывается следующей химической реакцией:



где Me – Au.

Цианирование перемешиванием обеспечивает извлечение золота до 95 %, а длительность процесса составляет от 6 до 30 часов.

Процесс цианирования руд перемешиванием ведут при концентрации NaCN, составляющей 0,05-0,1 %, и концентрации CaO, равной 0,01-0,03% (pH=9-11). Поступающая вместе с рудой негашеная известь CaO в присутствии воды превращается в гашеную известь $\text{Ca}(\text{OH})_2$ по реакции:



которая в водной среде диссоциирует с образованием ионов гидроксила OH^- :



создающих щелочную среду (так называемая защитная щелочь) с $\text{pH} \geq 9$ для предотвращения образования летучей синильной кислоты HCN, являющейся сильным ядом, т.е. для подавления реакции гидролиза цианида натрия NaCN:



Кроме реагентного режима важным параметрами процесса цианистого выщелачивания золота является отношение Ж:Т в пульпе и продолжительность процесса [2]. Для обеспечения наилучших условий извлечения золота из кварц убогосульфидных руд и руд с высоким содержанием окислов железа или глины требуется разжижение пульпы. Для таких руд принимают Ж:Т=2-2,5:1, для некоторых руд требуется еще больше разжижение.

Кинетика выщелачивания золота из существенно кварцевых убогосульфидных руд с измельчением до 95 % класса минус 0,074 мм представлена в графическом виде на рисунке 1.

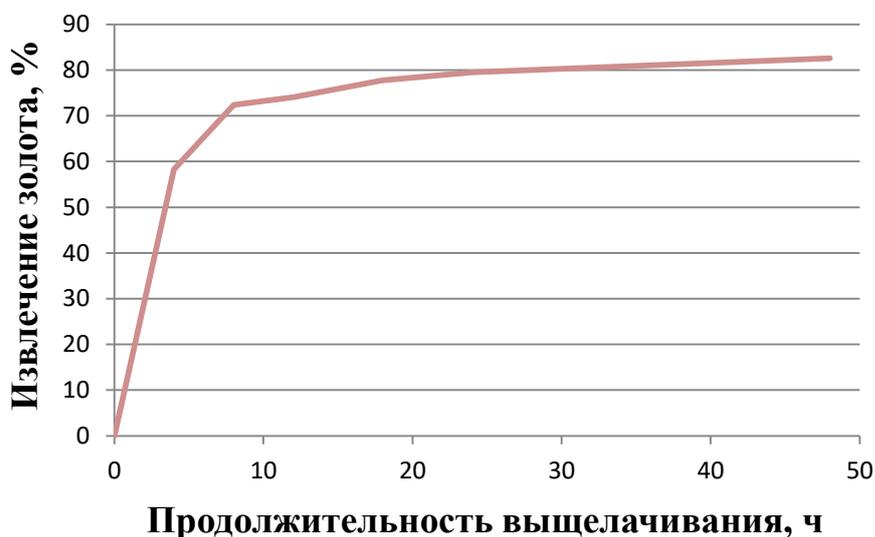


Рисунок 1 – Зависимость извлечения золота от продолжительности выщелачивания и тонины помола при сорбционном цианировании

Из графика наглядно видно, что основная масса золота растворяется за 12-18 часов. Дальнейший рост извлечения происходит относительно медленно. Поэтому продолжительность выщелачивания должна составлять не менее 20 часов (крупность руды 95 % класса минус 0,074 мм). Кроме того, следует учитывать, что цианирование в лабораторном бутылочном агитаторе имеет более благоприятную кинетику, чем цианирование в промышленных аппаратах (пачуках), поэтому принимаем процесс цианирования 22 часа [12].

Для сокращения времени сорбционного цианирования по данным лабораторных исследований следует добавлять NaCN в шаровые мельницы отделения измельчения, а так же слив сгустителя, поскольку он представляет собой раствор содержащий цианид натрия. На основании этого процесс цианирования в пачуках сокращается практически в 2 раза, что позволяет сэкономить площадь помещения и не устанавливать дополнительное оборудование.

Специфической особенностью золотосодержащих руд Покровского месторождения является низкое содержание в них ценного компонента. На основании этого и выше изложенного для переработки существенно кварцевых убогосульфидных золотосодержащих руд месторождения «Покровское» выбрана гидрометаллургическая схема, включающая крупное дробление, двухстадиальное измельчение (полусамоизмельчение на первой стадии и шаровое на второй), сорбционное цианирование с последующей отмывкой и регенерацией смолы. Товарный регенерат после регенерации поступает отделение электролиза на электролизеры. Конечным продуктом является катодный осадок, который переплавляют в сплав Доре и отправляют на аффинажный завод. Принципиальная схема представлена на рисунке 2.

Доставка исходной руды из карьера осуществляется автосамосвалами, из которых руда после взвешивания на автомобильных весах разгружается непосредственно в приемный бункер. На приемном бункере установлена колосниковая решетка с размером отверстий 700×800 мм. Откуда исходная руда попадает пластинчатый питатель.

Питатель имеет четыре скорости движения, обеспечивающих производительность до 250 т/ч. Для предотвращения поломки пластин питателя крупными кусками руды необходимо, чтобы в бункере на питателе всегда оставался защитный слой руды (постель), толщиной не менее 0,5 м.

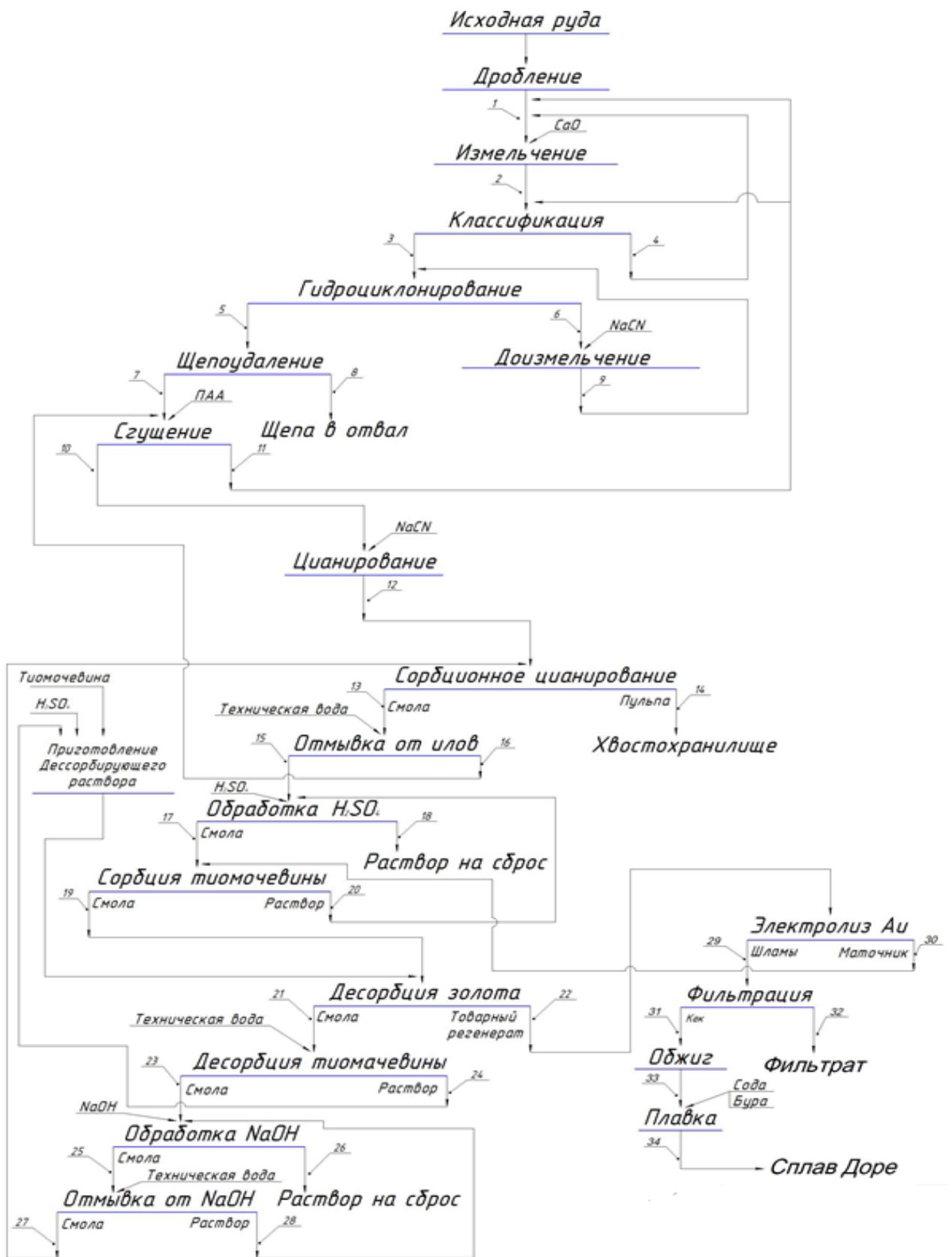


Рисунок 2 – Технологическая схема обогащения Покровского месторождения

Крупное дробление исходной руды осуществляется в щековой дробилке со сложным качанием щеки типа. Дробление руды в дробилке осуществляется до крупности 200 мм. Руда после крупного дробления с помощью наклонного ленточного конвейера подается на эстакаду, где реверсивным конвейером разгружается на напольный склад (рудный двор) дробленной руды.

Дробленая руда из открытого напольного бункера (рудного склада) попадает в пластинчатый питатель (по два питателя на каждый измельчительный блок). Регулирование количества подаваемой руды осуществляется частотным преобразователем электротока двигателя привода каждого питателя. Далее руда поступает на ленточный конвейер, на котором подвергается взвешиванию конвейерными весами.

Руда с ленты конвейера через загрузочную тележку поступает в мельницу где руда через разгрузочную решетку поступает спиральный классификатор, который работает в замкнутом цикле с мельницей.

Слив классификатора самотеком попадает на сетку для улавливания крупной щепы, которую периодически необходимо удалять вручную. Слив классификатора поступает в короб с донными затворами, откуда по трубе поступает в зумпф емкостью 20 м³, а пески классификатора поступают обратно в мельницу.

Пульпа из зумпфа песковым насосом подается на батарею гидроциклонов. На каждом зумпфе установлены по два песковых насоса: один – рабочий; другой резервный. Таким образом, каждый измельчительный блок имеет два насоса, каждый из которых работает с батареей гидроциклонов.

Пески гидроциклонов поступают на доизмельчение в шаровые мельницы куда добавляется NaCN и слив сгустителя. Разгрузка шаровой мельницы (измельченный продукт) поступает в зумпф насосов. Таким образом, цикл доизмельчения замыкается, пески гидроциклонов циркулируют по схеме: мельница → зумпф → гидроциклон → мельница, пока не доизмельчатся до требуемой крупности.

Слив гидроциклонов является конечным продуктом измельчения и поступает в сливной короб, из которого направляется в два барабанных грохота, где происходит очистка пульпы от щепы. Выделенная щепа направляется в отвал.

Пульпа после очистки поступает в питание сгустителя, в определенной точке (точках) вводится раствор флокулянта (полиакриламид), способствующий образованию укрупненных частиц твердого вещества – флокул. Флокулы обладают большей скоростью осаждения (седиментации) по сравнению с отдельными мелкими частицами. В нижней части сгустителя происходит уплотнение сгущенного продукта, который с помощью граблин транспортируется к месту разгрузки. В верхней части сгустителя раствор осветляется, равномерно переливается через край чаши сгустителя по всему её периметру и стекает по концентрическому желобу к месту сбора слива сгустителя.

Сгущенная до 40 % твердого пульпа от места разгрузки с помощью насоса подается на дальнейшую переработку в отделение цианирования и сорбции.

Слив сгустителя поступает в зумпф, откуда насосом подается в отделение измельчения. В этот же зумпф поступает обратная вода из хвостохранилища, вода после охлаждения воздушных компрессоров, и техническая вода (при нехватке других видов воды).

Сгущенная пульпа из сгустителя с помощью насосов подается в отделение цианирования и сорбции, где объединяется в смесителе. Пульпа выходящая из смесителя поступает в две цепочки (линии) пачуков цианирования в которые добавляется NaCN , каждая из которых состоит из двух последовательно соединенных аппаратов. Движение пульпы в процессе цианирования от пачука к пачуку происходит также самотеком.

Из хвостовых пачуков цианирования пульпа самотеком поступает в головные сорбционные пачуки двух сорбционных цепочек. Пульпа последовательно проходит через все сорбционные пачуки отдельной цепочки.

В «предхвостовые» пачуки сорбции подается свежая или регенерированная ионообменная смола, которая передвигается от одного пачука к другому в направлении, противоположном потоку пульпы (противотоком). Насыщенная золотом смола выводится из головных пачуков сорбции. Таким образом, в рабочем объеме каждого сорбционного пачука, кроме хвостовых, содержится ионообменная смола, на активную поверхность которой сорбируется золото и другие металлы. Поскольку в хвостовых пачуках не содержится смола, они являются своеобразными контрольными пачуками.

Насыщенная золотом смола, выводимая из головных пачуков обеих цепочек сорбции, поступает в промежуточные колонны, откуда самотеком по трубопроводам стекает к эрлифту. Этим эрлифтом объединенный поток смолы перекачивается на грохот, в котором смола отмывается от илов. Из грохота смола самотеком поступает на концентрационный стол, где от неё отделяются пески, направляемые в отделение измельчения. Очищенная смола с помощью эрлифта подается в отмывочную колонну, в которой в псевдооживленном слое происходит более полная отмывка смолы от илов. Смола из отмывочной колонны с помощью выносного эрлифта перекачивается в колонну отделения регенерации.

Назначение регенерации сорбента (смолы) – восстановление ее сорбционных свойств, в том числе десорбция драгоценных металлов и примесей. Все операции в отделении регенерации выполняются в 17-и регенерационных колоннах, соединенных в одну технологическую цепочку, в противоточном режиме, т.е. смола от колонны к колонне передвигается в одну сторону, а обрабатываемые растворы (или вода для отмывки) – в противоположную. Смола передвигается в автоматическом режиме равными объемными порциями с задаваемой периодичностью.

Насыщенная смола из отделения цианирования и сорбции поступает в колонну 24-2, где производится её контрольная (финишная) отмывка от илов технической водой при температуре 15 °С, так же отмывается и в колонне 24-3 при температуре 25-30 °С. В колоннах 25-1 и 25-2 смола подвергается

кислотной обработке. Назначение данной операции – удаление со смолы меди и оставшихся примесей. В колоннах с 26-1 по 26-6 происходит десорбция золота при помощи теомочевины. Далее идет отмывка смолы от теомочевины она осуществляется в колоннах с 27-1 по 27-4 при помощи подогретой воды при температуре 45 – 50 °С для возврата теомочевины обратно в технологический процесс что обеспечивает снижение расхода теомочевины.

В колоннах 28-1 и 28-2 происходит щелочная обработка смолы щелочью – очистка от полиитонатов, остатков теомочевины и перевод сорбента (смолы) в OH^- форму для восстановления (регенерации) сорбционных свойств смолы.

Отмывка смолы от щелочи осуществляется в колонне 29 холодной водой. Отмытая от щелочи смола после регенерации с восстановленными сорбционными свойствами эрлифтом подается в «предхвостовые» пачуки, а промывочный раствор возвращается на приготовление свежего раствора щелочи.

Из колонны 26-1 выходит товарный регенерат поступающий самотеком в отделение электролиза на электролизеры. На катоды и аноды электролизеров подается постоянный электрический ток. Под действием постоянного электрического тока на катодах и анодах электролизеров идут электрохимические реакции, в результате которых на катодах восстанавливается золото, а на анодах образуется серная кислота и выделяется кислород.

Объединенный катодный осадок после электролиза помещается в электропечь на сушку и прокалку после чего его плавят и получают сплав Доре.

3.2 Реагентный режим

Практика обогащения кварцевых убогосульфидных золотосодержащих руд показывает, что извлечение этого металла наиболее эффективно гидрометаллургическим способом. Этот метод позволяет получить более богатый концентрат [2].

В качестве собирателя для сорбции золотосодержащих руд месторождения используется ионообменная смола (Анионит АМ–2Б).

Таблица 5 - Основные реагенты и материалы, используемые в процессе

Наименование реагентов	Содержание вещества	Операции
Цианид натрия, NaCN	60 г/л	Доизмельчение, цианирование
Гидроксид натрия, NaOH	55-60 г/л	Регенерация
Кислота серная аккумуляторная, H ₂ SO ₄	60-65 г/л	Регенерация
Известь строительная негашеная, CaO	0,35 кг/т	Измельчение
Анионит АМ-2Б,	-	Сорбция
Тиомочевина, CS(NH ₂) ₂	80-90 г/л	Регенерация
Полиакриламид	0,1 %	Сгущение
Железный купорос, FeSO ₄ ·7H ₂ O	10 %	Обезвреживание
Сода кальцинированная, Na ₂ CO ₃	95 %	Плавка
Бура Na ₂ B ₄ O ₇ ·10H ₂ O,	50 %	Плавка

3.3 Расчет качественно-количественной схемы

Задачей качественно-количественной схемы является определение численных значений основных показателей обогащения: производительности по твердому (Q), выхода (γ), содержание металла (β) и извлечения (ε) для всех продуктов обогащения [18]. Расчеты рекомендуется проводить сначала с определением показателей Q, γ, β и ε по формулам:

$$Q = \frac{(\gamma_n Q_1)}{100}, \quad (5)$$

где Q_n – производительность цеха обогащения, т/сут;

γ_n – выход продуктов, %;

Q_1 – производительность фабрики, т/сут.

Расчет извлечения

$$\varepsilon_n = \frac{\gamma_n \beta_n}{\alpha}, \quad (6)$$

где ε_n – извлечение металла в продукт, %;

β_n – содержание металла в продукте, %;

α – содержание металла в исходной руде, %.

Содержание золота в исходной руде $\alpha = 1,5$ г/т. Производительность по сухому исходному сырью $Q = 5000$ т/сут.

Метод расчета показателей обогащения основан на составлении и решении системы двух уравнений для каждой операции схема обогащения:

- уравнения равенства суммы выходов поступивших и вышедших продуктов обогащения для данной операции [18].

- уравнения «баланса металла» - равенства суммы масс полезного ископаемого поступивших и вышедших продуктов обогащения для данной операции.

Неизвестные значения части продуктов определяются по разности или сумме выходящих и поступающих в операцию составлением уравнений. Исходные данные «баланс металла» для расчета количественно-качественной схемы приведены в таблице 6.

Таблица 6 – Общий баланс металла

Номер продуктов	Продукты	Выход γ , %	Содержание металла β , г/т	Извлечение металла ε , %
1	Исходная руда	100	1,5	100
9	Хвосты	0,02	0	0
13	Хвосты	99,98	0,2	13,33

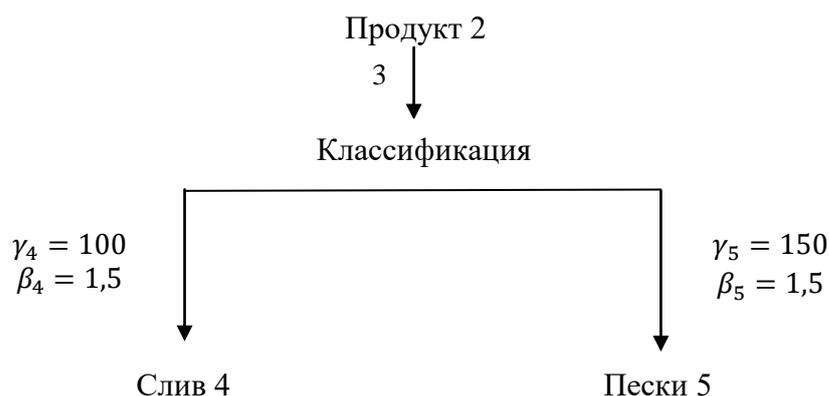


Рисунок 3 – Схема операции обогащения

Составляем систему уравнений из рисунка 2

$$\begin{cases} \gamma_3 = \gamma_4 + \gamma_5 \\ \gamma_3\beta_3 = \gamma_4\beta_4 + \gamma_5\beta_5 \end{cases} \quad (7)$$

Из данной системы уравнений найдем γ_3 и γ_5

$$\gamma_5 = (\gamma_4 * \beta_4 - \gamma_4 * \beta_3) / (\beta_3 - \beta_5) ,$$

$$\gamma_3 = 100 + 150 = 250 \% .$$

По аналогии находим все остальные показатели. Результаты расчетов качественно-количественной схемы сводим в таблицу 7 [18].

Таблица 7 – Результаты расчетов качественно–количественной схемы

№ поз.	Наименование операции и продуктов	Выход γ , %	Производительность Q , т/сут	Содержание β , %	Извлечение ε , %
1	2	3	4	5	6
I	<i>Дробление</i>				
	Поступает:				
1	Исходная руда	100	5350	1,5	100
	Итого	100	5350	1,5	100
	Выходит:				
2	Дробленный продукт	100	5350	1,5	100
	Итого	100	5350	1,5	100
II	<i>Измельчение</i>				
	Поступает:				
2	Дробленный продукт	100	5350	1,5	100
5	Пески	150	8025	1,5	150
	Итого	250	13375	1,5	250
	Выходит:				
3	Измельченный продукт	250	13375	1,5	250
	Итого	250	13375	1,5	250
III	<i>Классификация</i>				
	Поступает:				
3	Измельченный продукт	250	13375	1,5	250
	Итого	250	13375	1,5	250
	Выходит:				
4	Слив классификатора	100	5350	1,5	100
5	Пески классификатора	150	8025	1,5	150
	Итого	250	13375	1,5	250
IV	<i>Доизмельчение</i>				
	Поступает:				
7	Пески гидроциклона	300	16050	2,25	504
	Итого	300	16050	2,25	504
	Выходит:				
10	Доизмельченный продукт	300	16050	2,25	504

1	2	3	4	5	6
	Итого	300	16050	2,25	504
V	<i>Классификация ГЦ</i>				
4	Слив классификатора	100	5350	1,5	100
10	Доизмельченный продукт	300	16050	2,25	450
	Итого	400	21400	2,06	550
	Выходит:				
6	Слив гидроциклона	100	5350	0,81	54
7	Пески гидроциклона	300	16050	2,25	450
	Итого	400	21400	1,89	504
VI	<i>Щепоудаление</i>				
	Поступает:				
6	Слив ГЦ	100	5350	0,81	54
	Итого	100	5350	0,81	54
	Выходит:				
8	Слив	99,98	5349	0,77	51,3
9	Хвосты	0,02	1		
	Итого	100	5350	0,77	51,3
VII	<i>Сгущение</i>				
	Поступает:				
8	Слив	99,98	5349	0,77	51,3
	Итого	99,98	5349	0,77	51,3
	Выходит:				
11	Сгущенный продукт	99,98	5349	0,77	51,3
	Итого	99,98	5349	0,77	51,3
VIII	<i>Цианирование + сорбция</i>				
	Поступает:				
11	Слив	99,98	5349	0,77	51,3
	Итого	99,98	5349	0,77	51,3
	Выходит:				
13	Хвосты	99,98	5349	0,2	13,33
	Итого	99,98	5349	0,2	13,33

3.4 Расчет водно-шламовой схемы

В результате расчета водно-шламовой схемы в каждом продукте и в каждой операции определяются: весовое отношение Ж:Т, количество воды в операции или продукте; объем пульпы; количество воды, добавляемой в процессе или выводимой из него.

На основании данных практики устанавливаются значения R (Ж:Т) и нормы расхода воды для отдельных продуктов и операций [18].

С помощью формулы:

$$W_n = Q_n \cdot R_n, \quad (8)$$

определяется количество воды в продуктах и операциях с известными значениями R_n , причем значения Q_n берутся из количественной схемы.

где n – номер продукта в схеме;

R_n – весовое отношение Ж:Т, численно равно массе воды на 1 т твердого;

W_n – расход воды (производительность по воде) с продуктом, m^3 в единицу времени.

По уравнению баланса определяется количество воды, добавляемой в отдельные операции и в отдельные продукты [18].

По формуле находим объем пульпы, $m^3/сут$:

$$V_n = Q_n \cdot (R_n + 1/\delta_n), \quad (9)$$

где δ_n – удельный вес твердого в продукте ($\delta = 3$).

Весовое отношение жидкого к твердому по массе R_n определяется по формуле:

$$R_n = (100 - T_n) / T_n, \quad (10)$$

где T_n – содержание твердого, %.

Отношение Ж:Т и содержание твердого в операциях и продуктах, для которых значения T и R не были приняты определяются по формуле:

$$T_n = 100 / (R_n + 1), \quad (11)$$

Результаты расчетов каждой операции водно-шламовой схемы заносим в таблицу 8.

Таблица 8 – Результаты расчета водно – шламовой схемы

№ поз	Наименование операций и продуктов	Количество твердого Q, т/сут	Содержание твердого T, %	Разбавление R, %	Количество воды W, м ³ /с	Объем пульпы V, м ³ /с
1	2	3	4	5	6	7
I	<i>Дробление</i>					
	Поступает:					
1	Исходная руда	5350	93	0,075	401,25	2380,75
	Итого	5350	93	0,075	401,25	2380,75
	Выходит:					
2	Дроблен. продукт	5350	93	0,075	401,25	2380,75
	Итого	5350	93	0,075	401,25	2380,75
II	<i>Измельчение</i>					
	Поступает:					
2	Дроблен. продукт	5350	93	0,075	401,25	2380,75
5	Пески	8025	80	0,25	2006,25	4975,5
	Вода				3343,75	3343,75
	Итого	13375	70	0,43	5751,25	10700
	Выходит:					
3	Измельч. продукт	13375	70	0,43	5751,25	10700
	Итого	13375	70	0,43	5751,25	10700
III	<i>Классификация</i>					
	Поступает:					
3	Измельч. продукт	13375	70	0,43	5751,25	10700
	Вода	-	-	-	8560	8560
	Итого	13375	48,31	1,07	14311,25	19260
	Выходит:					
4	Слив классиф.	5350	30	2,3	12305	14284,5
5	Пески классиф.	8025	80	0,25	2006,25	4975,5
	Итого	13375	48,31	1,07	14311,25	19260
IV	<i>Классификац. ГЦ</i>					
	Поступает:					
4	Слив классиф.	5350	30	2,3	12305	14284,5
10	Доизмельченный продукт	16050	65	0,53	8506,5	14445
	Вода	-	-	-	5028,65	5028,65
	Итого	21400	45,45	1,2	25840,15	33758,65
	Выходит:					
6	Слив ГЦ	5350	22	3,54	18939	20918,5
7	Пески ГЦ	16050	70	0,43	6901,15	12840,15
	Итого	21400	45,45	1,2	25840,15	33758,65
V	<i>Доизмельчение</i>					
	Поступает:					
7	Пески ГЦ	16050	70	0,43	6901,5	12840
	Вода	-	-	-	1605	1605
	Итого	16050	65	0,53	8506,5	14445
	Выходит:					
10	Доизмельченный продукт	16050	65	0,53	8506,5	14445

Продолжение таблицы 8

1	2	3	4	5	6	7
	Итого	16050	65	0,53	8506,5	14445
VI	<i>Щепоудаление</i>					
	Поступает:					
6	Слив ГЦ	5350	22	3,54	18939	20918,5
	Вода	-	-	-	1173,67	1173,67
	Итого	5350			20112,67	22092,17
	Выходит					
8	Слив	5349	21	3,76	20112,24	22091,37
9	Хвосты	-	-	-	0,43	0,8
	Итого	5349			20112,24	22092,17
VII	<i>Сгущение</i>					
	Поступает:					
8	Слив	5349	21	3,76	20112,24	22091,37
	Вода	-	-	-	6000	6000
	Итого	5349			26112,24	28092,17
	Выходит:					
11	Сгущен. продукт	5349	40	1,5	8023,5	10002,63
12	Внутр. оборот	-	-	-	18088,74	18088,74
	Итого	5349			26112,24	26112,24
VII I	<i>Цианирование + сорбция</i>					
	Поступает:					
11	Слив	5349	40	1,5	8023,5	10002,63
	Итого	5349	40	1,5	8023,5	10002,63
	Выходит:					
13	Хвосты	5349	40	1,5	8023,5	10002,63
	Итого	5349	40	1,5	8023,5	10002,63

Баланс водопотребления и водоотведения по цеху обогащения представляет собой равенство, поступившего в процесс суммарного количества воды, суммарному количеству воды, уходящему из процесса с конечными продуктами обогащения, т.е. [18].

$$W_1 + \sum L = \sum W_K, \quad (12)$$

где W_1 – количество воды, поступающее с исходной рудой, м³/сут;

$\sum L$ – суммарное количество воды, добавляемое в процесс, м³/сут;

$\sum W_K$ – суммарное количество воды, уходящее из процесса с конечными продуктами, м³/сут.

Баланс водопотребления и водоотведения по цеху обогащения представлен в таблице 9.

Таблица 9 – Баланс водопотребления

Поступает воды в процесс	м ³ /сут	Уходит воды из процесса	м ³ /сут
С исходной рудой	401,25	Внутренний водооборот	18088,74
В измельчение	3343,75	Хвосты из щепоудаления	0,43
В классификацию	8560	Хвосты	8023,5
В классификацию ГЦ	5028,65		
Доизмельчение	1605		
Сгущение	1173,77		
Щепоудаление	6000		
Всего поступает $W_1 + \sum L$	26112,42	Всего выходит $\sum W_K$	26112,42

4 ВЫБОР И РАСЧЕТ ОСНОВНОГО И ВСПОМОГАТЕЛЬНОГО ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ

4.1 Общие положения при выборе основного оборудования

1. Если расчётное число однотипных аппаратов для какой-либо операции получается больше 4-6, то переход на увеличенный размер аппарата будет выгодным (из этого положения нельзя сделать обратного вывода).

2. Число запасных дробилок и грохотов зависит от продолжительности работы цеха дробления в сутки, ёмкости приёмных и промежуточных бункеров.

Для первого приёма дробления обычно запасные дробилки не устанавливаются. Во втором и третьем приёмах дробления на 2-3 работающих дробилки устанавливается одна запасная и на 3-4 работающих грохота - один запасной.

3. Запасные аппараты для операций измельчения, обогащения и сгущения не устанавливаются.

Необходимое время для ремонта оборудования в этом случае предусматривается уменьшением числа рабочих дней по сравнению с календарным.

4. Насосы для перекачивания пульпы или дублируются, или на два работающих насоса устанавливают один запасной [18].

4.2 Выбор и расчет оборудования для крупного дробления

Щековые дробилки выпускают следующих типов: ЩДП - щековые дробилки с простым движением щеки; ЩДС - щековые дробилки со сложным движением щеки и с отношением длины приёмного отверстия к его ширине более 1,6; ЩДС-11 - щековые дробилки со сложным движением щеки и с отношением длины приёмного отверстия к его ширине до 1,6 включительно [20].

Определяем часовую производительность цеха дробления по формуле:

$$Q_r = \frac{k \cdot Q_{\text{сцд}}}{t}, \quad (13)$$

где k – поправочный коэффициент, учитывающий неравномерность свойств сырья, влияющий на производительность оборудования данного цеха, $k=1 \div 1,1$ – для рудных обогатительных фабрик;

$Q_{\text{сцд}}$ – суточная производительность цеха дробления по сухому, т/ч;

t – расчетное время работы цеха оборудования в сутки в часах, ч.

$$Q_r = \frac{1,1 \cdot 5000}{24} = 229 \text{ т/ч.}$$

Определяем общую степень дробления по формуле:

$$S_{\text{общ}} = \frac{D_{\text{max}}}{d_{\text{max}}}, \quad (14)$$

где D_{max} – максимальная крупность исходной руды, мм;

d_{max} – максимальная крупность дробленной руды, мм.

$$S_{\text{общ}} = \frac{800}{300} = 2,6 \text{ мм.}$$

Устанавливаем степени дробления: принимаем $S = 3,1$.

Определяем условную максимальную крупность дробления продуктов после отдельных стадий дробления:

$$D = \frac{D_1}{S}, \quad (15)$$

где D_1 – крупность поступающей руды, мм;

S – степень дробления для данной стадии дробления, мм;

$$D = \frac{800}{3,1} = 258 \text{ мм.}$$

Определяем ширину у разгрузочной щели:

$$i = \frac{D}{z_p}, \quad (16)$$

где z_p – относительная крупность дробленых продуктов (принимаем по данным испытаний дробимости руды, а при их отсутствии – по типовым характеристикам) [18].

$$i = \frac{258}{1,4} = 184,28 \approx 185 \text{ мм.}$$

Подсчитываем ширину загрузочной щели дробилки:

$$B = 1.1 * D, \quad (17)$$

$$B = 1,1 * 800 = 880 \approx 900 \text{ мм.}$$

Подсчитываем коэффициенты загрузки дробилки по формуле:

$$K = \frac{Q_{\text{расч}}}{Q_{\text{табл}}}, \quad (18)$$

где $Q_{\text{расч}}$ – требуемая производительность дробилок, т/ч;

$Q_{\text{табл}}$ – производительность по технической производительность оборудования, т/ч.

$$K = \frac{229}{250} = 0,9.$$

Выбираем дробилку ЩДС 9*12 со сложным движением щеки так как она больше всего подходит под характеристику руд перерабатываемых на фабрике и экономическим показателям, а также по простоте конструкции она является наиболее эффективной и выгодной. Техническая характеристика

щековой дробилки со сложным движением щеки ЩДС 9*12 приведена в таблице 10 [1].

Таблица 10 – Технические характеристики дробилки ЩДС 9*12

Параметры	ЩДС 9*12
Размеры приемного отверстия:	
- ширина, мм	900
- длинна, мм	1200
Ширина выходной щели, мм	100-200
Наибольший размер куска исходного материала, мм	750
Производительность, т/ч	120-250
Мощность двигателя, кВт	110
Масса дробилки без двигателя, т	50
Габариты:	
- длинна, мм	3875
- ширина, мм	3165
- высота, мм	3045

4.3 Выбор и расчет оборудования для измельчения

Для измельчения руд применяют главным образом барабанные цилиндрические мельницы следующих типов: МСЦ – стержневые с центральной разгрузкой; МШР – шаровые с разгрузкой через решетку; МШЦ – шаровые с центральной разгрузкой; МРГ – рудногалечного измельчения с центральной разгрузкой; ММС – мокрого самоизмельчения с разгрузкой через решетку.

Стержневые мельницы применяют в первой стадии измельчения при обработке руд, содержащих легкошламующиеся полезные ископаемые, а также при измельчении руд, обогащаемых гравитационными или магнитными методами [3].

Мельницы с разгрузкой через решетку применяют при одностадиальном измельчении мелкодробленной руды. Эти мельницы более производительны: удельная производительность у них на 10-15% выше, чем у мельниц с центральной разгрузкой [18].

Мельницы с центральной разгрузкой применяют при необходимости тонкого измельчения – во второй и третьей стадиях рудного измельчения.

Типоразмер барабанных мельниц рассчитывается и выбирается по методу подобия, т.е. исходя из практических данных их работы при режимах, близких к оптимальному. При этом учитывается различие в измельчаемости и крупности исходного материала, крупности измельченного продукта, размерах и способе разгрузки мельницы.

4.3.1 Выбор и расчет мельницы для первой стадии измельчения

Первая стадия измельчения проектируется в мельницах полусамозмельчения с 16 % загрузкой шаров от объема. На полусамозмельчение поступает руда крупностью 200 мм. Массовая доля готового класса минус 0,074 мм в разгрузке мельницы составляет $\beta_k = 45$ %. Требуемая производительность по сухому 208,3 т/ч.

Эталонная мельница принимается ММС-55×18, производительностью 120 т/ч и объемом барабана 40 м³ [19].

Проектируемые мельницы – ММС-70×23А с объемом барабана 80 м³ и ММС-50×23Р с объемом барабана 36,5 м³.

Расчет производительности проектируемой мельницы ведется по формуле:

$$Q_n = Q_{эт} * \frac{V_n}{V_{эт}} * \left(\frac{D_n}{D_{эт}} \right)^{0.3}, \quad (19)$$

где Q_n – производительность запроектированной мельницы, т/ч;

$Q_{эт}$ – производительность испытанной мельницы, т/ч;

V_n – объем запроектированной мельницы, м³;

$V_{эт}$ – объем испытанной мельницы, м³;

D_n – диаметр проектируемой мельницы, м;

$D_{эт}$ – диаметр испытанной мельницы, м.

а) Для мельницы ММС 5500*1800

$$Q_1 = 120 * \frac{40}{40} * \left(\frac{5,5}{5,5}\right)^{0,3} = 120 \text{ т/ч.}$$

б) Для мельницы ММС 7000*2300А

$$Q_2 = 120 * \frac{80}{40} * \left(\frac{7}{5,5}\right)^{0,3} = 258 \text{ т/ч.}$$

в) Для мельницы ММС 5000*2300Р

$$Q_3 = 120 * \frac{36,5}{40} * \left(\frac{5}{5,5}\right)^{0,3} = 106,4 \text{ т/ч.}$$

Определяем число мельниц по формуле [18]:

$$n = \frac{Q_{\text{исх}}}{Q_n}, \tag{20}$$

где $Q_{\text{исх}}$ – производительность по исходной руде, т/ч;

Q_n – производительность запроектированной мельницы, т/ч.

а) Для мельницы ММС 5500*1800

$$n = \frac{233}{120} = 1,94 \approx 2.$$

б) Для мельницы ММС 7000*2300А

$$n = \frac{233}{258} = 0,9 \approx 1.$$

в) Для мельницы ММС 5000*2300Р

$$n = \frac{233}{106,4} = 2,18 \approx 3.$$

Таблица 11 – Сравнение установки мельниц по основным показателям

Размеры барабанов мельниц, мм	Число мельниц	Масса мельниц, т	Установочная мощность, кВт	Производительность т/ч
5500*1800	2	210	800	100-120
7000*2300	1	450	1600	80-320
5000*2300	3	200	630	80-100

При сравнении по массе, мощности и габаритным размерам, а также производительности вариант установки двух мельниц ММС - 5500*1800 является наиболее выгодным. Технические характеристики выбранной мельницы представлены в таблице 12 [19].

Таблица 12 – Технологические характеристики мельницы ММС - 5500*1800

Параметры	ММС - 5500*1800
Внутренний размер барабана:	
- диаметр, мм	5500
- длина, мм	1800
Объем барабана, м ³	40
Диаметр загруженных шаров, мм	100
Количество загруженных шаров, т	30
Мощность двигателя главного привода, кВт	800
Частота вращения двигателя, об/мин	167
Габариты, мм:	
- длина	12770
- ширина	8076
- высота	5780
Напряжение, В	6000
Масса мельницы без двигателя, т	210

4.3.2 Выбор и расчет оборудования для второй стадии измельчения

Вторая стадия измельчения проектируется в мельницах измельчения с 45 % загрузкой шаров от объема. Массовая доля готового класса минус 0,074 мм в разгрузке мельницы составляет $\beta_k = 95\%$, а в исходном сырье готово-

го класса минус 0,074 мм составляет $\beta_{и} = 35 \%$; Требуемая производительность по сухому 208,3 т/ч.

Эталонная мельница принимается МШЦ - 32×54, с объемом барабана 40 м³, а проектируемые мельницы – МШЦ - 36×40 с объемом барабана 36 м³ и МШЦ - 45×60 с объемом барабана 85 м³ [19].

Производительность эталонной мельницы рассчитываем по формуле:

$$Q_{ЭТ} = \frac{Q_{год}}{365*24*K_B*K_H}, \quad (21)$$

где $Q_{год}$ – годовая производительность фабрики по сухому весу, т/год;

K_B – коэффициент использования оборудования, равный 0,9;

K_H – коэффициент, учитывающий неравномерность свойств руды, равный 0,98.

$$Q_{ЭТ} = \frac{1800000}{365*24*0,9*0,98} = 233 \text{ т/ч.}$$

1. Выбираем эталонную мельницу. Для расчета принимаем за эталон мельницу МШЦ 3200х5400. Определяем для нее удельную производительность по вновь образованному классу минус 0,074 мм по формуле [18]:

$$q_{эм} = \frac{Q(\beta_k - \beta_{и}) * 4}{\pi(D - 0,15)^2 L}, \quad (22)$$

где $q_{эм}$ - удельная производительность, т/м³час;

Q – производительность цеха, т/час;

β_k и $\beta_{и}$ – содержание расчетного класса соответственно в конечном исходном продуктах;

D – диаметр барабана, м;

L – длина мельницы, м.

$$q_{\text{эт}} = \frac{233 \cdot (0,95 - 0,35) \cdot 4}{3,14 \cdot (5,4 - 0,15)^2 \cdot 3,2} = 2,019 \text{ т/м}^3 \cdot \text{час.}$$

2. Определяем удельную производительность мельниц по расчетному классу с учетом поправочных коэффициентов для проектируемых мельниц: МШЦ 3200x5400, МШЦ 3600x4000, МШЦ 4500x6000 по формуле:

$$q_{\text{пр}} = q_{\text{эт}} * K_u * K_k * K_D * K_m * K_L * K_y * K_\varphi, \quad (23)$$

где $q_{\text{пр}}$ – удельная производительность проектируемой мельницы, $\text{т/м}^3 \cdot \text{час}$;

K_u - коэффициент, учитывающий различия в измельчаемости проектируемой и эталонной мельниц, принимаем $K_u = 1$;

K_k - коэффициент, учитывающий различие в крупности исходного и конечного продуктов измельчения для проектируемых мельниц $K_k = 1$ [18];

K_D – коэффициент, учитывающий различия в диаметрах проектируемой и эталонной мельниц, рассчитывается по формуле:

$$K_D = \sqrt{\frac{D - 0,15}{D_{\text{эт}} - 0,15}}, \quad (24)$$

где D и $D_{\text{эт}}$ – соответственно диаметры барабанов проектируемой и эталонной мельниц, м.

Для мельницы МШЦ 3200x5400

$$K_{D1} = \sqrt{\frac{3,2 - 0,15}{3,2 - 0,15}} = 1.$$

Для мельницы МШЦ 3600x4000

$$K_{D2} = \sqrt{\frac{3,6 - 0,15}{3,2 - 0,15}} = 1,06.$$

Для мельницы МШЦ 4500х6000

$$K_{ДЗ} = \sqrt{\frac{4,5-0,15}{3,2-0,15}} = 1,19.$$

K_T – коэффициент, учитывающий различие в типах мельниц, принимаем по таблице 4.5 [18], $K_T = 1$.

K_L – коэффициент, учитывающий различия в длинах проектируемой и эталонной мельниц, рассчитываем по формуле:

$$K_{L1} = \left(\frac{L}{L_{эт}}\right)^{0,15}, \quad (25)$$

где $L_{эт}$ и L – соответственно длина проектируемой и эталонной мельниц, м.

Для мельницы МШЦ 3200х5400

$$K_{L1} = \left(\frac{5,4}{5,4}\right)^{0,15} = 1.$$

Для мельницы МШЦ 3600х4000

$$K_{L2} = \left(\frac{4}{5,4}\right)^{0,15} = 0,95.$$

Для мельницы МШЦ 4500х6000

$$K_{L3} = \left(\frac{6}{5,4}\right)^{0,15} = 1,016.$$

K_ψ – коэффициент, учитывающий различие скорости вращения проектируемой к установке мельниц ψ и эталонной $\psi_э$. Определяем по формуле:

$$K_\psi = \psi/\psi_{эт}, \quad (26)$$

где ψ и $\psi_{\text{эт}}$ – соответственно скорости вращения в процентах от критической проектируемой и эталонной мельниц, определяем по технической характеристике мельницы, $K_{\psi} = 1$ [18];

K_{φ} – коэффициент, учитывающий различие объемного заполнения измельчающей средой проектируемой и эталонной мельниц, определяем по формуле:

$$K_{\varphi} = \frac{\varphi}{\varphi_{\text{эт}}}, \quad (27)$$

где φ и $\varphi_{\text{эт}}$ – соответственно степень заполнения измельчающей средой проектируемой и эталонной мельниц, принимаем $K_{\varphi} = 0,45$.

Определяем удельную производительность по формуле 23:

Для мельницы МШЦ 3200х5400

$$q_1 = 2,019 * 1 * 1 * 1 * 1 * 1 * 1 * 0,45 = 0,98 \text{ т/м}^3 \cdot \text{час.}$$

Для мельницы МШЦ 3600х4000

$$q_2 = 2,019 * 1 * 1 * 1,06 * 1 * 0,95 * 1 * 0,45 = 0,915 \text{ т/м}^3 \cdot \text{час.}$$

Для мельницы МШЦ 4500х6000

$$q_3 = 2,019 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1,19 \cdot 1 \cdot 1,016 \cdot 1 \cdot 0,45 = 1,098 \text{ т/м}^3 \cdot \text{час.}$$

3. Определяем производительность мельниц по формуле [1]:

$$Q_n = \frac{q_n V_n}{\beta_k - \beta_{\text{и}}}, \quad (28)$$

где V_n – объемы сравниваемых мельниц, м^3 .

а) Для мельницы МШЦ 3200х5400

$$Q_1 = \frac{0,908 \cdot 40}{0,95 - 0,35} = 60,5 \text{ т/ч.}$$

б) Для мельницы МШЦ 3600х4000

$$Q_2 = \frac{0,915 \cdot 36}{0,95 - 0,35} = 54,9 \text{ т/ч.}$$

в) Для мельницы МШЦ 4500х6000

$$Q_3 = \frac{1,098 \cdot 85}{0,95 - 0,35} = 155,55 \text{ т/ч.}$$

4. Определяем число мельниц по формуле 20:

а) Для мельницы МШЦ 3200х5400

$$n = \frac{233}{60,5} = 3,89 \approx 4.$$

б) Для мельницы МШЦ 3600х4000

$$n = \frac{233}{54,9} = 4,24 \approx 5.$$

в) Для мельницы МШЦ 4500х6000

$$n = \frac{233}{155,5} = 1,49 \approx 2.$$

Таблица 13 – Сравнение установки мельниц по основным показателям

Размеры барабанов мельниц, мм	Число мельниц	Масса мельниц, т	Установочная мощность, кВт	Коэффициент запаса
3200х5400	4	137	800	1,02
3600х4000	5	163	1000	1,17
4500х6000	2	344	2500	1,34

При сравнении по массе и мощности, вариант установки четырех мельницы МШЦ 3200х5400 является наиболее выгодным. Поэтому выбираем для установки одну мельницу МШЦ 3200х5400, технические характеристики которой приведены в таблице 14 [4].

Таблица 14 – Технические характеристики мельницы МШЦ 3200х5400

Параметры	МШЦ 3200х5400
Внутренний размер барабана:	
- диаметр, мм	3200
- длинна, мм	5400
Объем барабана, м ³	40
Количество загружаемых шаров, т	80
Мощность двигателя главного привода, кВт	800
Частота вращения двигателя, об/мин	167
Габариты, мм:	
- длина	15100
- ширина	9100
- высота	6800
Напряжение, В	6000
Масса мельницы без двигателя, т	137

4.4 Выбор и расчет оборудования для классификации

4.4.1 Выбор и расчет спирального классификатора

Классификаторы выпускают двух типов: КСП – классификаторы с погруженной спиралью и КСН – классификаторы с не погруженной спиралью. В обозначении типоразмера классификатора входят: число спиралей (1 или 2); местонахождение опорного подшипника вала спирали относительно зеркала пульпы (с непогруженной или погруженной спиралью) и диаметр спирали [18].

Определяем производительность по сливу:

$$Q_c = Q_{\text{баз}} * m * K_p * K_\alpha * K_c, \quad (29)$$

где K_p – коэффициент крупности слива ($K_p=1$);

K_c , - коэффициент учитывающий плотность руды ($K_c=1.96$);

K_α – коэффициент разжижения и угол наклона ванны классификатора;

m – число спиралей $m=1$.

$$Q_c = 66,576 * 1 * 1 * 1 * 1,96 = 130,489 \text{ т/ч.}$$

Определяем производительность по пескам:

$$Q_{\Pi} = 5,45 * m * K_p * K_\alpha * D^3 * n, \quad (30)$$

где D – диаметр спирали, мм;

n – частота вращения, мин^{-1} .

$$Q_{\Pi} = 5,45 * 2 * 1 * 1 * 3^3 * 3,67 = 540,04 \text{ т/ч.}$$

При выборе и расчете классификатора учитывают сопряжение его с мельницей, которое определяют по таблице 5.3 [18]. Отсюда принимаем к установке спиральный классификатор типа 1КСН-24. Технические характеристики приведены в таблице 15.

Таблице 15 – Технические характеристики классификатора 1КСН-24

Параметры	1КСН-24
Длина спирали, мм	2400
Длина ванны, мм	9200
Угол наклона ванны	18
Число спиралей	1
Мощность электродвигателя привода спирали, кВт	22
Габариты, мм:	
длина	12500
ширина	3150
высота	4900
Масса, т	28

4.4.2 Выбор и расчет гидроциклонов

На обогатительных фабриках используют, в основном, цилиндрикони-ческие гидроциклоны с углом конусности 20° и малых типоразмеров с углом конусности 10° .

В условное обозначение входит слово “гидроциклон”, угол конусности (если он отличается от 20°), буквенные обозначения материала и обозначение климатического исполнения (для стран с жарким климатом - Т) [20].

Установлены следующие буквенные обозначения материалов для футеровки гидроциклонов: К - каменное литье; М- металлокерамика; Ч - легированный или отбелённый чугун; С - легированная сталь; Р - резина; П - полиуретан.

1. Объемная производительность гидроциклона с углом конусности 20° W , $\text{м}^3/\text{ч}$, определяется по формуле:

$$W = 0,93 * 10^4 * K_d * d_э * d_c , \quad (31)$$

где K_d – поправочный коэффициент (см.гл.4.6 [20]);

$d_э$ – размер эквивалентного питающего патрубка, м. Численные значения $d_э$ принимаются по данным технической характеристики гидроциклонов;

d_c – диаметр сливного патрубка гидроциклона, м.

а) Для гидроциклона ГЦ-360

$$W = 0,93 * 10^4 * 1,06 * 0,09 * 0,115 = 102 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

б) Для гидроциклона ГЦ-500

$$W = 0,93 * 10^4 * 1 * 0,13 * 0,1 = 181,35 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

в) Для гидроциклона ГЦ-710

$$W = 0,93 * 10^4 * 0,95 * 0,15 * 0,2 = 265 \text{ м}^3/\text{ч}$$

2. Номинальная крупность частиц (d_H , мкм) определяется по формуле:

$$d_H = 15 \sqrt{\frac{D d_c \beta}{K_D d_{II} \sqrt{P} (\rho - 1)}}, \quad (32)$$

где D – диаметр гидроциклона, м;

d_c – диаметр сливного патрубка гидроциклона, м;

d_{II} – диаметр пескового патрубка гидроциклона, м;

β – содержание твердого в питании гидроциклона, %;

ρ – объемная плотность твердой фазы, т/м³ ($\rho=2,6$ т/м³).

а) Для гидроциклона ГЦ-360

$$d_H = 15 \sqrt{\frac{0,36 * 0,115 * 25}{1,06 * 0,075 * \sqrt{0,03} (2,6 - 1)}} = 102,8 \text{ мкм.}$$

б) Для гидроциклона ГЦ-500

$$d_H = 15 \sqrt{\frac{0,5 * 0,15 * 25}{1 * 0,096 * \sqrt{0,05} (2,6 - 1)}} = 110,9 \text{ мкм.}$$

в) Для гидроциклона ГЦ-710

$$d_H = 15 \sqrt{\frac{0,71 * 0,2 * 25}{0,95 * 0,15 * \sqrt{0,07} (2,6 - 1)}} = 115,07 \text{ мкм.}$$

3. Количество гидроциклонов определяется по формуле [20] :

$$n = \frac{W_{\text{тр}}}{W}, \quad (33)$$

где $W_{\text{тр}}$ – требуемая производительность по исходной пульпе, м³/ч;

W – производительность гидроциклона, м³/ч.

а) Для гидроциклона ГЦ-360

$$n = \frac{1406,6}{102} = 13,79 \approx 14.$$

б) Для гидроциклона ГЦ-500

$$n = \frac{1406,6}{181,35} = 7,76 \approx 8.$$

в) Для гидроциклона ГЦ-710

$$n = \frac{1406,6}{265} = 5,3 \approx 6.$$

Таблица 16 – Сравнение установки гидроциклонов по основным показателям

Тип гидроциклона	Число гидроциклонов	Масса, кг	Диаметр сливного патрубка d, мм	Диаметр песковой насадки, D, мм
ГЦР-360	14	400	115	34-96
ГЦР-500	8	600	160	48-100
ГЦР-710	6	1450	200	100-200

При сравнении по массе и диаметре сливного патрубка, а также числа гидроциклонов, к установке принимаем 16 ГЦР-500: 8 рабочих и 8 запасных этот вариант является наиболее выгодным.

Удельная нагрузка по пескам ($q_{\text{п}}=0,5-2,5 \text{ т}/(\text{ч}*\text{см}^2)$) проверяется по формуле:

$$q_{\text{п}} = \frac{W_{\text{тр}}}{n*S}, \quad (34)$$

где S – сечение пескового отверстия, см^2 ($S=72.345 \text{ см}^2$)

$$q_{\text{п}} = \frac{1406,6}{8*72,345} = 2,43 \text{ т}/\text{ч} * \text{см}^2.$$

Данное значение удельной нагрузки по пескам находится в пределах нормы $q_{п}=0,5-2,5 \text{ т}/(\text{ч}\cdot\text{см}^2)$, следовательно ГЦР-500 справится с удельной нагрузкой по пескам и обеспечит номинальную крупность слива. Технические характеристики представлены в таблице 17 [2].

Таблица 17 – Технические характеристики гидроциклона ГЦР-500

Параметры	ГЦР-500
Диаметр цилиндрической части, мм	500
Угол конуса	20
Размер питающего отверстия, мм	80*180
Диаметр сливного патрубка, мм	160
Набор песковых насадок диаметром, мм	48, 75, 96, 100
Масса гидроциклона, кг	600

4.5 Выбор и расчет оборудования для сгущения

Сгущение пульпы является одной из вспомогательных операций при переработке руд и применяется на каждой обогатительной или золотоизвлекательной фабрике. Сгущение – процесс обезвоживания пульпы путем осаждения твердых частиц в жидкой среде под действием силы тяжести.

В зависимости от конструкции и расположения привода изготавливают сгустители с центральным и периферическим приводом. Одноярусные сгустители с центральным приводом выпускают двух типов: обычные - для химически нейтральных пульп и растворов и кислотостойкие (К) - для химически активных пульп и растворов.

Производительность сгустителей определяется по удельным производительностям (таблица 4.10 [18]).

Определяем площадь сгущения ($S, \text{ м}^2$) по формуле:

$$S = \frac{Q}{q}, \quad (35)$$

где Q – производительность по твердому в сгущенном продукте, т/ч;

q – удельная производительность сгустителя, т/м², равна 1,0.

$$S = \frac{418}{1} = 418 \text{ м}^2.$$

Определяем количество сгустителей по формуле:

$$n = \frac{S}{S_c}, \quad (36)$$

где S_c – площадь сгущения, м^2 .

$$n = \frac{418}{452} = 0,92.$$

К установке принимаем высокоскоростной сгуститель GX-24. Технические характеристики представлены в таблице 18 [2].

Таблица 18 – Технические характеристики сгустителя GX-24

Параметры	GX-24
Диаметр сгустителя, м	24
Глубина чана в центре, м	5,1
Площадь осаждение, м^2	452
Период вращения скребкового механизма, об/мин	0,1
Объем чана, м^3	2100
Производительность по твердому, т/ч	250-270

4.6 Выбор и расчет оборудования для цеха гидрометаллургии

4.6.1 Выбор и расчет оборудования для грохочения

Для предварительного грохочения руды перед первой стадией дробления устанавливают колосниковые грохоты.

Для операций предварительного и контрольного грохочения в схемах дробления применяют инерционные грохоты тяжелого типа.

При переработке руд с повышенной влажностью и глинистостью в операциях предварительного грохочения перед средним дроблением для выделения готового по крупности продукта используют двухситные грохоты или каскад односитных грохотов типа ГИТ [14].

Барабанные грохоты применяют: для промывки легко- и среднепромывистых руд; промывки и сортировки щебня, гравия и песка; отсева на улавливания крупной руды в сливе мельниц и др.

Производительность барабанного грохота, м³/ч, определяют по формуле:

$$Q_{\text{расч}} = 3600Fv_0\mu, \quad (37)$$

где F – площадь поперечного сечения слоя материала в грохоте, м²;

v_0 – скорость движения материала вдоль оси грохота, м/с;

μ – коэффициент учитывающий наличие пустот между частицами материала, 0,6.

Площадь поперечного сечения слоя материала, м², рассчитывается по формуле:

$$F = 1,9\sqrt{Rh^3}, \quad (38)$$

где R – радиус барабана грохота, м;

h – толщина слоя материала в первой секции барабана, м;

d – диаметр частицы раздробленного материала, м.

$$F = 1,9\sqrt{0,51 * 0,3^3} = 0,22 \text{ м}^2.$$

Определяем производительность барабанного грохота по формуле 37:

$$Q = 3600 * 0,22 * 0,5 * 0,6 = 237,6 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Определяем необходимое количество грохотов по формуле:

$$n = \frac{Q_{\text{исх}}}{Q_{\text{расч}}}, \quad (39)$$

где $Q_{\text{исх}}$ – необходимая производительность грохотов, м³/ч;

$Q_{\text{расч}}$ – расчетная производительность грохота, м³/ч.

$$n = \frac{416,8}{237,6} = 1,75 \approx 2.$$

К установке принимаем 3 барабанных грохота ГБ- 900*2500: 2 – рабочих, 1 – запасной, для операции щепоудаления. Аналогично рассчитываем барабанные грохота для отмывки смолы и контрольного грохочения. Получаем 2 барабанных грохота ГБ-900*2500: 1-рабочий, 1- запасной, для операции отмывки, а для контрольного грохочения нужно 3 барабанных грохота ГБ-900*2500: 2 – рабочих, 1 – запасной. Технические характеристики барабанного грохота приведены в таблице 19 [14].

Таблица 19 – Технические характеристики барабанного грохота ГБ-900*2500

Параметры	ГБ-900*2500
Диаметр барабана, мм	1020
Длина барабана, мм	2500
Площадь просеивания, м ²	1950
Мощность двигателя, кВт	1,5
Габариты, мм:	
- длина	4700
- ширина	1400
- высота	1500
Масса, кг	2000

4.6.2 Расчет оборудования для процесса цианирование и сорбция

Для процесса сорбционного выщелачивания, применяются пачуки.

Общий объем аппаратов определяется по формуле:

$$V_{\text{об}} = V_{\text{пп}} * \tau, \quad (40)$$

где $V_{\text{об}}$ – общий объем аппаратов, м³;

$V_{\text{пп}}$ – объемный поток пульпы, м³/ч;

τ – продолжительность сорбционного выщелачивания, ч.

$$V_{об} = 416,8 * 12 = 5001,6 \text{ м}^3.$$

Принимаем объём пачука 220 м³, тогда количество пачуков определяется по формуле:

$$n = V_{об}/V_{п} * K, \quad (41)$$

где $V_{п}$ – объём пачука, м³;

K – коэффициент заполнения чана, равный отношению полезного объема камеры к геометрическому. $K=0,85$. Принимаем объём пачука равный 220 м³, тогда:

$$n = 5001,6/220 * 0,85 = 19,49 \approx 20.$$

Принимаем к установке 20 пачуков для сорбционного выщелачивания. Аналогично рассчитываем пачуки для цианирования получаем 4 пачука. Так же необходимо поставить 2 пачука для контрольного улавливания смолы.

Техническая характеристика пачуков представлена в таблице 20.

Таблица 20 – Техническая характеристика пачуков

Параметры	Значения
Диаметр, мм	6000
Высота, мм	10800
Геометрический объем, м ³	220
Плотность пульпы, т/м ³	1,5
Давление воздуха избыточное, кг/см ²	2,0
Расход воздуха на перемешивание	5,0
Масса, т	18

4.6.3 Расчет потока смолы

Определим производительность по твердому в питании сорбции:

$$Q_{ТВ} = V_n * \delta / (\delta * R + 1), \quad (42)$$

где V – объем поступающей пульпы, $\text{м}^3/\text{ч}$;

δ – плотность руды, $\text{т}/\text{м}^3$.

$$Q_{\text{ТВ}} = 10003,25 * 2,6 / (2,6 * 1,5 + 1) = 5307,8 \text{ т/сут.}$$

Время продолжительности сорбции, час определяем по формуле [20]:

$$T = V * n / Q_n, \quad (43)$$

где V – объем пачука, м^3 ;

Q_n – поток пульпы, $\text{м}^3/\text{час}$;

n – количество пачуков.

$$T = 220 * 20 / 416,8 = 10,55 \text{ ч.}$$

Определим количество золота. Общее количество Au, поступающего в процесс [20]:

$$G_{\text{Au}} = Q_{\text{ТВ}} * C_{\text{Au}}, \quad (44)$$

где C_{Au} – содержание Au в руде, г/т.

$$G_{\text{Au}} = 221 * 1,5 = 331,5 \text{ г/ч.}$$

Из них извлекаем Au:

$$G_{\text{ИЗВ}} = \varepsilon * G_{\text{Au}}, \quad (45)$$

где ε – извлечение Au, %.

$$G_{\text{ИЗВ}} = 0,85 * 331,5 = 281,77 \text{ г/ч.}$$

Определим количество Au в хвостовой пульпе:

$$G_{\text{ХВ}} = G_{\text{Au}} - G_{\text{ИЗВ}}, \quad (46)$$

$$G_{\text{хв}} = 331,5 - 281,77 = 49,73 \text{ г/ч.}$$

Находим объемную концентрацию смолы в пульпе [20]:

$$V = (S_1 + S_2)/(V * n), \quad (47)$$

где S_1+S_2 – сумма смолы в цепочках;

V – объемная концентрация смолы в пульпе, м^3 .

$$V = (265 + 265)/(200 * 20) = 13,25 \text{ \%}.$$

Определяем количество смолы в цепочках по формуле:

$$V_{\text{смо́лы}} = V_{\text{п}} * V, \quad (48)$$

$$V_{\text{смо́лы}} = 4000 * 13,25 = 530 \text{ м}^3$$

Определим поток смолы:

$$G = (Q_V X_{\text{и}} - Q_V X_{\text{к}})/(Y_{\text{к}} - Y_{\text{и}}), \quad (49)$$

где Q – объемный поток пульпы, $\text{м}^3/\text{ч}$;

$X_{\text{и}}$ и $X_{\text{к}}$ – концентрация золота в исходной и хвостовой пульпе, соответственно, $\text{г}/\text{м}^3$;

$Y_{\text{к}}$ – емкость насыщенного смолы по золоту, $\text{г}/\text{кг}$;

$Y_{\text{и}}$ – остаточная емкость регенерированного смолы, $\text{г}/\text{кг}$.

$$G = (416,8 * 0,32 - 416,8 * 0,1)/(0,8 - 0,05) = 122,24 \text{ кг/г.}$$

Ежечасно для извлечения 281,77 грамм Au в технологический процесс загружаем и выводим 122,24 кг смолы, что в объеме будет равно:

$$V_G = G * K, \quad (50)$$

где K – коэффициент перевода смолы из весовой в объемную ($K=2,8$).

$$V_G = 122,24 * 2,8 = 342,272 \text{ л/ч.}$$

Находим расход смолы на безвозвратные потери по формуле [20]:

$$P_{\text{пот}} = g_{\text{смолы}} * Q_{\text{ТВ}}, \quad (51)$$

где $g_{\text{смолы}}$ – удельный расход смолы, г/т.

$$P_{\text{пот}} = 0,02 * 221,1 = 4,422 \text{ г/ч} = 0,106 \text{ кг/сут.}$$

Общая потребность смолы в сутки с учетом безвозвратных потерь:

$$P_{\text{сут}} = G + P_{\text{потерь}}, \quad (52)$$

$$P_{\text{сут}} = 2933,76 + 0,106 = 2933,86 \text{ кг/сут} = 2,93 \text{ т/сут.}$$

Переводим в объем:

$$V_{\text{потерь}} = P_{\text{сут}} * K, \quad (53)$$

$$V_{\text{потерь}} = 2,93 * 2,8 = 8,2 \text{ м}^3/\text{сут.}$$

Выполняем проверку:

$$V_{\text{сут}} = V_{\text{пот}} + V_G, \quad (54)$$

$$V_{\text{сут}} = 0,00029 + 8,2148 = 8,215 \text{ м}^3/\text{сут.}$$

Из них $8,2148 \text{ м}^3/\text{сутки}$ смолы необходимо выводить на регенерацию предварительно насытив ее Au.

Определяем количество NaCN, необходимое для растворения Au:

$$P_{NaCN} = V * C, \quad (55)$$

где C – концентрация NaCN, мг/л.

$$P_{NaCN} = 1003,25 * 230 = 2300747,5 \text{ мг/сут} = 2,3 \text{ т/сут.}$$

Годовой расход смолы равен 0,02 кг/т. Процесс сорбционного выщелачивания проводится с ионообменной смолой марки АМ-2Б.

4.6.4 Отделение десорбции и регенерации ионообменной смолы

Продвижение смолы в отделении регенерации осуществляется по цепочке однотипных колонн объемом 5 м^3 каждая, соединенных между собой последовательно. Передвижка смолы по колоннам осуществляется с помощью эрлифтов, установленных в каждой колонне. Смола в колонны поступает сверху, а выгружается снизу с помощью эрлифта. Обработка смолы реагентами осуществляется путем пропускания растворов в колонке снизу вверх, методом противотока. Таким образом, смола и растворы в регенерационных колонках двигаются навстречу друг другу.

Количество колонн рассчитывается по формуле [14]:

$$n = V_{об} * \tau / V_k, \quad (56)$$

где $V_{об}$ – количество смолы загружаемой в колонну, м^3 ;

V_k – объем колонны, м^3 .

$$n = 4,5 * 18/5 = 16,2 \approx 17.$$

Товарный регенерат, полученный при десорбции насыщенной смолы, после предварительного отстаивания из напорного бака самотеком поступает в электролизеры.

Таблица 21 – Техническая характеристика колонны регенерации

Параметры	Значения
Диаметр, мм	820
Высота, мм	11600
Объем, м ³	5
Рабочий объем, м ³	4,5
Масса, кг	1400

4.6.5 Расчет и выбор оборудования для электролиза

Назначение электролиза – выделить золото, находящееся в растворенном состоянии в товарном регенерате в золотосодержащий твердый осадок, пригодный для плавки, а также получить раствор, содержащий тиомочевину и серную кислоту для вторичного использования при регенерации смолы.

В результате электролиза золото осаждается на катодах в виде черного рыхлого порошка, а на анодах происходит выделение кислорода. На катодах происходит накопление осадка, который периодически удаляют. В работе постоянно находятся четыре электролизера. Отработанный товарный регенерат выводится из электролизера и является маточником, возвращаемым в операцию сорбции тиомочевины в отделение регенерации.

Электролизер представляет собой ванну, изготовленную из титанового сплава, внутрь которого вставлены катодные блоки. Анодами служат платиновая сетка.

С целью снижения коррозии платины аноды в электролизере отделены от рабочего раствора катионообменной мембраной. В анодное пространство подают анолит – раствор серной кислоты.

Для удаления выделяющихся при электролизе газов электролизер сверху закрыт крышкой–зонтом, к которому подведены гибкие вентиляционные рукава. Газы из электролизеров отсасываются вентилятором через пенный скруббер газоочистки.

Сбор и удаление катодного осадка осуществляется при выключенном выпрямителе электролизера [14]. Подачу товарного регенерата и анолита прекращают, закрыв ручные вентили. Отсоединяют от зонта–крышки гибкие вентиляционные рукава и открывают электролизер. Отсоединяют электропитание и производят полную разборку электролизера и катодных блоков. Катодные блоки отсоединяют от проводов, вынимают из электролизера, переносят на противень и производят очистку порошкообразного катодного осадка. Осевший на дно ванны электролизера катодный осадок (шлам) после перемешивания сливают на нутч-фильтр. Параметры электролиза приведены в таблице 22.

Таблица 22 – Параметры электролиза золота и серебра

Наименование параметра	Ед. изм.	Значение
Подача (расход) товарного регенерата	л/ч	1100-1500
Содержание Au в товарном регенерате (ТР)	мг/л	400–1200
Подача (расход) товарного регенерата	л/ч	1100-1500
Содержание в ТР механических взвесей	мг/л	50
Расход анолита в электролизер	л/ч	300-500
Концентрация H ₂ SO ₄ в анолите	г/л	20–40
Содержание Au в маточнике электролиза	мг/л	50–100
Содержание тиомочевины в анолите	г/л	≤ 0,5
Сила тока на выпрямителе	ампер	1000÷1500

Отфильтрованный катодный осадок из нутч-фильтра объединяют с катодным осадком, счищенным с катодов на противни и помещают в подовую электропечь для сушки и прокалики.

Прокалику катодного осадка осуществляют в течение двух часов при температуре 900 °С. При прокалике катодного осадка происходит выгорание серосодержащих и других горючих примесей. После прокалики осадок охлаждается до комнатной температуры.

Для осуществления процесса электролиза к установке принимаем 4 электролизера марки ЭМ-90 с площадью катодов 140 м². Технические характеристики электролизера представлены в таблице 23 [20].

Нутч-фильтр требуется для фильтрации слива катодного осадка из ванн электролизеров. Установили 2 нутч-фильтра площадью 1 м² каждый.

Таблица 23 – Технические характеристики электролизера ЭМ-90

Параметры	Показатели
Общая катодная площадь, м ²	120
Количество катодных камер	12
Габариты, мм:	
- длина	2250
- ширина	1050
- высота	1400
Масса, кг	950

4.6.6 Расчет и выбор отделение сушки и плавки катодных осадков

Назначение плавки – получение металлических слитков черного золота. Плавка – пирометаллургический процесс получения металлического слитка черного золота (сплава Доре) из порошкообразного катодного осадка и флюсов, осуществляется в помещении особого режима сохранности.

На обогатительной фабрике плавка осуществляется в оборудованном помещении, специально предназначенном для этой цели и укомплектованном следующим специальным оборудованием:

1. Индукционная плавильная печь ПИ 1-50/10;
2. Генератор напряжения СЧ-ГЗ 100/10 плавильной печи;
3. Подовая электропечь СНЗ-6.12.4/М 1;
4. Печь для нагревания тиглей ПШ-5.5.5./11;
5. Стол для обработки слитков, приспособления и инструмент для их обработки.

Перед плавкой подготавливают шихту: в зависимости от количества катодного осадка, добавляют определенное количество флюсов: сода кальци-

нированная, бура техническая и кварцевый песок, необходимые для образования шлаков.

Полученную шихту для плавки совком загружают в графитовый тигель, который установлен в индукционную печь. Во время плавки осуществляют перемешивание шлаков сухой деревянной палкой нехвойных пород. Для охлаждения печи подают техническую воду в теплообменник–рекуператор, количество которой регулируют ручным вентилем.

Перед завершением плавки шлаки перемешивают, отключают генератор нагрева печи и через 1–2 минуты расплав сливают в изложницу. После кристаллизации и остывания слиток выбивают из изложницы путем опрокидывания её на специальном столе [20].

После остывания слитка отделяют шлак на оборудованном поддоне для исключения его потерь. Полученные слитки промывают чистой водой, сушат, высверливают стружку для анализа, взвешивают и сдают в золото–приемную кассу с записью в журнале.

Шлаки после плавки, содержащие корольки золота и серебра, дробят в конусной инерционной дробилке КИД–100, просеивают на сите 1 мм, плюсовой отсев повторно переплавляют. Шлаки крупностью минус 1 мм без корольков золота и серебра утилизируются в течку шаровой мельницы.

Газы после плавки и предварительного обжига отсасываются вентиляционной системой через скруббер для очистки от сернистого газа и золото–содержащей пыли. Растворы из газоочистного скруббера поступают в сгуститель. Параметры обжига и плавки представлены в таблице 24.

Таблица 24 – Параметры обжига и плавки катодного осадка

Наименование параметра	Ед. изм.	Значение
Температура предварительного обжига	°С	900
Расход флюсов на 1 кг золота или серебра:		
• сода кальцинированная	г	30
• бура техническая	г	20
Температура плавки золота	°С	1200
Температура плавки серебра	°С	1000
Содержание золота и серебра слитках	%	70–98

Слитки черного золота и серебра (сплав Доре) являются готовой продукцией и отправляются на аффинажный завод.

4.7 Выбор и расчет вспомогательного оборудования

4.7.1 Выбор и расчет пластинчатого питателя

Пластинчатые питатели обеспечивают подачу как сыпучих, так и кусковых материалов. Такая подача осуществляется равномерно и регулируется в зависимости от требований технологического процесса.

Пластинчатые питатели представляют собой конструкцию, состоящую из сварной рамы на которой смонтированы валы, ролики, пластинчатое полотно, площадки обслуживания и бункер [20].

Рассчитываем производительность пластинчатого питателя Q , т/ч по формуле:

$$Q = 3600 * B * h * v * \gamma_n * \varphi , \quad (57)$$

где B – ширина ленты, м;

h – высота слоя материала на ленте, м;

v – скорость движения ленты, м/с;

γ_n – насыпная масса материала, т/м³;

φ – коэффициент заполнения ленты транспортируемым материалом, равный 0,75.

Определяем ширину ленты B , мм по формуле:

$$B \geq 2d_{max} , \quad (58)$$

где d_{max} – максимальная крупность куска, мм.

$$B \geq 2 * 750 = 1500 \text{ мм.}$$

Принимаем ширину ленты исходя из стандартных. Следовательно, выбираем ширину ленты равна 1500 мм.

$$Q = 3600 * 1,5 * 0,39 * 0,056 * 2,7 * 0,8 = 254,7 \text{ т/ч.}$$

Исходя из полученных данных, а также расстояния от аккумулирующего бункера до дробилки выбираем пластинчатый питатель 2-15-90 для стадии дробления. По аналогии выбираем пластинчатые питатели 2-12-90 для стадии измельчения, их технические характеристики заносим в таблицу 25 [20].

Таблица 25 – Технические характеристики пластинчатых питателей

Параметры	Питатель 2-15-90	Питатель 2-12-90
Ширина полотна, мм	1500	1200
Длина по осям барабанов, мм	9000	9000
Скорость движения полотна, м/сек	0,018; 0,027; 0,036; 0,056	0,036
Производительность, т/ч	80; 120; 170; 250	110
Мощность двигателя, кВт	11; 21; 24; 30	11
Частота вращения, об/мин	495; 740; 990; 1485	800
Масса питателя, т	33	30

4.7.2 Выбор и расчет ленточных конвейеров

Ленточные конвейеры относятся к наиболее распространенным транспортирующим машинам непрерывного действия. Конвейеры классифицируются по следующим основным признакам: по назначению – общего назначения, подземные, карьерные; по типу приводных устройств – одного- и многоприводные; по конструктивному исполнению – стационарные, передвижные [20].

Рассчитаем производительность ленточных конвейеров по формуле:

$$Q = 3600F_0V\rho k, \quad (59)$$

где F_0 – площадь поперечного сечения желоба, м^2 ;

V – скорость перемещения груза по ленте, м/с ;

ρ – насыпная плотность груза, т/м^3 ;

k – коэффициент заполнения желоба, $k=0,7-0,85$.

$$Q = 3600 * 0,04 * 0,8 * 2,7 * 0,85 = 264 \text{ т/ч.}$$

Исходя из полученных данных принимаем к установке ленточный конвейер с шириной ленты 1000 мм для транспортирования руды на рудный двор. Аналогично рассчитываем ленточный конвейер с шириной ленты 1000 мм для транспортирования руды до цеха измельчения. Технические характеристики ленточного конвейера представлены в таблице 26.

Таблица 26 – Технические характеристики ленточного конвейера

Параметры	Для дробления	Для измельчения
Ширина ленты, мм	1000	1000
Длина конвейера, м	120	80
Высота подъема, м	22	9,4
Скорость ленты, м/сек	0,8	0,8
Мощность двигателя, кВт	45	18,5

4.7.3 Выбор и расчет песковых насосов

Насосы. Широко используются центробежные насосы, осевые и диагональные. По назначению центробежные насосы классифицируют на грунтовые, песковые, для чистой воды, для агрессивных сред. Принято классифицировать центробежные насосы по коэффициенту быстроходности, так как их классификация только абсолютному напору и подача не может полностью характеризовать насос: один и тот же насос может развивать различные подачу и напор в зависимости от частоты вращения вала. По коэффициенту быстроходности центробежные насосы классифицируют на тихоходные ($n=40-80 \text{ мин}^{-1}$); нормальные ($n=80-150 \text{ мин}^{-1}$); быстроходные ($n=150-300 \text{ мин}^{-1}$) [20].

Необходимая производительность насоса рассчитывается по формуле:

$$Q_n = \frac{Q_p}{1+a}, \quad (60)$$

где Q_p – необходимая производительность по пульпе;

a – содержание твердого в пульпе, доли единиц.

$$Q_n = \frac{1406,6}{1+1,2} = 639,368 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Исходя из полученных данных к установке для классификации материалов на гидроциклоны, для подачи пульпы на них, принимаем 8 центробежный песковой насос Варман 8/6: 4 – рабочих, 4 - запасных. Аналогично рассчитываем песковые насосы для откачки пульпы на хвостохранилище по объему и плотности потоков поступающих в хвостовой зумпф, принимаем к установке Варман 8/6: 1- рабочий, 1- запасной. Технические характеристики насоса приведены в таблице 27.

Таблица 27 – Технические характеристики центробежного насоса Варман 8/6

Параметры	Показатели
Производительность, м ³ /ч	360-828
Напор, м	10-61
Частота вращения, об/мин	500-1140
Максимальная допустимая мощность, кВт	350
Диаметр рабочего колеса, мм	560
Масса насоса, кг	1480

4.7.4 Выбор подъемно-транспортных устройств

В цехе измельчения фабрики применяется мостовой кран. Из технических и экономических соображений, чтобы не увеличивать грузоподъемность мостового крана, применяется сменно-узловой способ ремонта.

В цехах сорбции, регенерации, реагентном отделении и насосной установлены кран-балки. Сменно-узловой способ ремонта позволяет уменьшить время простоя оборудования, следовательно, является снижением капитальных и текущих затрат.

Грузоподъемность крана пролета корпуса измельчения определяется выбранным методом ремонта, для мельниц она составляет 50 тонн

В пролете цеха сорбции, регенерации, реагентном отделении, насосной установки, рекомендуемая грузоподъемность кранов центробежных 5 тонн.

5 ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЕ СЛУЖБЫ

5.1 Электроснабжение

Внешнее электроснабжение пускового комплекса проектируемой ЗИФ выполняется на напряжении 35 кВ.

На площадке фабрики предусматривается ПС 35/6 кВ «Заводская» с тремя трансформаторами мощностью 2*32000 кВА. ПС 35 кВ «Маломыр» по двухцепной ВЛ-35 кВ запитывается от ПС 110/35/10 кВ «Ключевая». ОРУ-35 кВ на ПС «Заводская» выполнен по схеме «упрощенный четырехугольник». Основным источником электроснабжения являются ПАО «ДЭК» Амурэнергосбыт.

Протяженность ВЛ-35 кВ составляет 13,8 км. ВЛ-35 кВ смонтирована на многогранных двухцепных металлических опорах с подвеской провода АС-120/19 [12]. Для электроснабжения высоковольтных двигателей мельниц и организации внутриплощадочного электроснабжения, предусматриваются встроенные и пристроенные РП-6 кВ. Пуск высоковольтных двигателей мельниц предусматривается от устройств безударного пуска типа УБПВД-С-6. Потребители 0,4 кВ снабжаются электроэнергией от КТП-6/0,4 кВ наружного и внутреннего исполнения. Внутриплощадочные сети площадки фабрики выполняются кабельными и прокладываются в основном по эстакадам.

5.2 Теплоснабжение

Источником теплоснабжения объектов промплощадки обогатительной фабрики принята центральная котельная. В качестве теплоносителя принята вода с параметрами 70-95°C.

Прокладка тепловых сетей от котельных к потребителям предусматривается по промплощадке фабрики. Способ прокладки тепловых сетей принят преимущественно надземный по эстакадам и по низким опорам, а на отдельных участках подземно в непроходных сборных железобетонных каналах. В качестве трубопроводов тепловых сетей приняты трубы стальные электро-сварные прямошовные.

Для защиты от коррозии предусматривается покрытие трубопроводов тепловых сетей масляной краской за два раза по грунту. В качестве изоляции трубопроводов тепловых сетей проектом предусмотрены маты прошивные из базальтового волокна. Покровный слой – стеклопластик рулонный.

5.3 Водоснабжение и канализация

Забор воды будет осуществляться скважинами. Качество воды соответствует требованиям СанПиН 2.1.4.027-95 [15]. В соответствии с требованиями вокруг скважин оборудуют зоны санитарной охраны первого пояса. Очистка воды предусматривается автоматизированной установкой фильтрации. От водозаборных скважин по внутриводоочисточным сетям вода подается в резервуары насосной станции хозяйственно-питьевого и противопожарного водоснабжения, а так же для технических нужд фабрики. Запас воды хранится в шести резервуарах объемом 50 м³ каждый.

Водоснабжение обогатительной фабрики будет осуществляться преимущественно из хвостохранилища. В целях экономии воды и соблюдения норм по охране окружающей среды в технологической схеме переработки руды на фабрике используется система полного водооборота. Вода из процесса в виде пульпы сбрасывается в хвостохранилище, там она отстаивается и уже осветленная вода из хвостохранилища (оборотная вода) возвращается в процесс.

Расход оборотной воды для производственных нужд обогатительной фабрики обеспечивается насосной станцией, расположенной на хвостохранилище.

5.4 Реагентное хозяйство

В состав реагентного хозяйства обогатительной фабрики входят: склады сухих и жидких реагентов, реагентное отделение, предназначенное для приготовления растворов реагентов требуемой концентрации.

Реагенты завозят на фабрику автомобильным транспортом, сыпучие и жидкие реагенты складывают на складах.

Отделение приготовления цианида и других реагентов размещается в здании главного корпуса обогатительной фабрики, при нём предусматривается небольшой расходный склад цианида. В расходный склад реагенты поступают с реагентного склада, запас реагентов составляет трехмесячную потребность.

Погрузо-разгрузочные работы и транспорт внутри реагентного склада механизированы подъемно-транспортным оборудованием.

Растворение реагентов осуществляется в растворных баках, перемешивание растворов производится за счет циркуляции насосом и (или) подачи воздуха (барботажа). Во все растворные баки подается техническая вода, острый пар и воздух. Баки оборудованы измерителями уровня и термометрами сопротивления. Каждый растворный бак оснащен одним насосом без резервного, поэтому в запасе необходимо иметь не менее чем по 1-му агрегатированному и исправному насосу каждого типа для быстрой замены любого насоса, вышедшего из строя [20].

Загрузка реагентов в баки производится через приемные воронки, в которые для пылеподавления и смыва сыпучих и жидких реагентов подается вода. Воронки закрываются герметично и находятся под небольшим разрежением.

Все растворные и расходные (напорные) баки герметичны и имеют одинаковый рабочий объем 8 м^3 , кроме баков для растворов едкого натра и цианида натрия, снабжены переливными трубопроводами и уровнемерами. Насос подачи раствора реагента из растворного бака в расходный (напорный) бак включается вручную при нижнем уровне в расходном (напорном) баке и выключается при нижнем уровне в растворном баке.

Расход реагентов принят по удельным нормам на переработку 1 тонны руды и представлен в таблице 28.

Таблица 28 – Удельные нормы расходов реагентов на фабрике

Наименование реагентов, материалов и энергоресурсов	Единицы измерения	Удельный расход, нормы
Цианид натрия	кг/т	0,62
Гидроксид натрия	кг/т	0,35
Известь негашеная	кг/т	1,3
Сода кальцинированная	кг/т	0,001
Бура марки Б	кг/т	0,003
Кислота серная	кг/т	0,55
Теомочевина	кг/т	0,15
Анионит АМ-2Б (смола)	кг/т	0,020
Шары стальные мелющие 60 мм	кг/т	1,0
Шары стальные мелющие 100 мм	кг/т	0,85
Футеровка мельниц стальная	кг/т	0,2
Футеровка мельниц резиновая	кг/т	0,0009
Сетка н/ст 0.63 мм	м ² /т	0,002
Сетка н/ст 1.2 мм	м ² /т	0,0005
Фильтроткань «хлорин»	м ² /т	0,0001
Сетка полипропиленовая	м ² /т	0,0002
Железный купорос	кг/т	0,0007
Электрическая энергия	кВт ч/т	30,0
Сжатый воздух	нм ³ /т	68,0
Теплоэнергия	Гкал/т	0,002
Вода техническая	м ³ /т	0,5

5.5 Ремонтно-механическая служба

Технологический процесс на обогатительной фабрике зависит от устойчивой работы всего технологического и вспомогательного оборудования установленного на фабрике и эксплуатируемого в условиях тяжелых механических нагрузок.

Поддержание устойчивой, непрерывной работы оборудования является главной задачей ремонтно-механической службы (РММ) фабрик. Для выпол-

нения необходимого ремонта, снабжения сменными запасными частями создана материально-техническая база для ремонтных работ.

В составе фабрики предусмотрены: в корпусах ремонтно-монтажные площадки и пункты, подъемно-транспортное оборудование; маслостанции и маслопроводы; как самостоятельные объекты ремонтно-механические мастерские общего и специализированного назначения: по ремонту узлов машин и других задач; кустовые ремонтно-механические мастерские, а также объекты вспомогательного складского хозяйства расходные склады для нужд реактентного хозяйства, специальные склады жидких реагентов, склады дробящих тел (шаров). Перечисленные выше объекты располагаются в непосредственной близости к фабрике и на ее территории, чтобы максимально упростить транспортные связи.

Ремонтно-монтажные площадки и ремонтные пункты расположены во всех производственных корпусах обогатительной фабрики. Они размещены в пролетах цехов, и обслуживаются мостовым краном. На монтажную площадку предусмотрен автоподъезд. Таким образом, тяжелое оборудование с внешних путей подается под кран [20].

Кроме работ по капитальному ремонту транспортных узлов и агрегатов, которые осуществляются в отделениях РММ силами специализированных бригад ремонтной службы, осуществляется капитальный ремонт оборудования на местах его установки. В основу организации ремонта оборудования принята система планово-предупредительных работ.

5.6 Хвостовое хозяйство

Территория под хвостохранилище расположена рядом с обогатительной фабрикой.

Хвостовое хозяйство принимает пульпу (хвосты), осуществляет их безопасное складирование, а так же подает оборотную воду круглосуточно.

В состав рассматриваемых гидротехнических сооружений хвостового хозяйства входят:

- хвостохранилище с дамбой;

- система гидротранспорта хвостов;
- система оборотного водоснабжения;
- дренажная система;
- система отведения поверхностного стока.

В процессе переработки руды на обогатительной фабрике образуются хвосты, содержащие в жидкой фазе токсичные вещества (цианиды, тиоцианаты, металлы в виде цианидных комплексов), которые гидротранспортом отправляются в хвостохранилища для отстоя и складирования хвостов. Осветленные воды направляются на фабрику по системе оборотного водоснабжения [14].

Хвостохранилище наливного типа:

- объем складирования хвостов (максимальный) - 19,05 млн.м³, что обеспечивает складирование 20,70 млн.т. хвостов;
- проектная площадь – 192 га.

Дамба хвостохранилища:

- земляная насыпная;
- максимальная высота – 25м;
- длина по гребню – 3200 м;
- ширина по гребню – 17 м;
- отметка гребня дамбы – 340,00 м.

Система гидротранспорта хвостов: магистральны пульповоды $\Phi = 325$ мм. – 2 шт., длиной – 5,0 км. Распределительные пульповоды и система выпусков с запорно-регулируемой арматурой.

Система оборотного водоснабжения: Водоводы $\Phi=325$, $\Phi=219$ мм от прудка– отстойника до обогатительной фабрики – 2 шт., длиной – 4,0 км, передвижные насосные станции оборотного водоснабжения – 2 шт.

В ограждающей дамбе, образующей напорный фронт, водопропускные сооружения проектом не предусмотрены, дамба глухая. Действует система полного оборотного водоснабжения между обогатительной фабрикой и хвостохранилищем.

6 БЕЗОПАСНОСТЬ И ЭКОЛОГИЧНОСТЬ ПРОЕКТА

6.1 Электробезопасность

Для распределения электроэнергии проектом приняты распределительные пункты ПР 8522 навесного исполнения с степенью защиты IP21. Для защиты от перегрузок и токов КЗ, в качестве выключателей распределителей приняты автоматические выключатели. Распределительная сеть выполняется кабелем марки АВВГ [9,24].

Для защиты обслуживающего персонала от поражения электрическим током в случае повреждения изоляции все доступные к прикосновению открытые проводящие части электрооборудования, а также сторонние части (металлоконструкции, вентиляционные короба, подкрановые пути, металлические оболочки панелей здания, трубопроводы) заземлены.

Проектом предусмотрена TN-S система заземления. Здание административно-хозяйственного корпуса относится к III категории молниезащиты и подлежит защите от прямых ударов молнии и заноса высоких потенциалов. Молниезащита выполняется путем присоединения металлических панелей кровли к общему заземляющему устройству [24].

При внезапной остановке (например, при прекращении подачи электроэнергии) необходимо немедленно отключить от сети все электродвигатели, не имеющие автоматического отключения. Основные элементы системы электрической защиты на обогатительной фабрике сводятся к применению защиты от прикосновения к токоведущим частям, защитного заземления, защитного отключения, электрозащитных средств. Проектом предусмотрено применение электрической защиты, которая не допускает поражения людей, возникновения пожаров, взрывов газа от электрического тока.

6.2 Пожарная безопасность

На обогатительной фабрике к пожарам могут привести неисправности оборудования, неправильная эксплуатация электрических сетей и электрооборудования, курение в неположенных местах, нарушение правил безопас-

ности при проведении огнеопасных работ, неправильное использование сырья и др. [25]. На случай возникновения пожара проектом предусмотрен выход из здания и его помещений через эвакуационный выход. В цехах, диспетчерской проектируемой обогатительной фабрики предусмотрены огнетушители. Общая система пожаротушения обеспечивается пожарными гидрантами, которые расположены как внутри фабрики, так и за ее пределами. Проектом также предусматривается установка пожарных щитов, на которых расположены углекислотные огнетушители; ведра, лопаты, ящики с сухим песком устанавливаются в цехах с большим количеством электрооборудования [21,25].

Технологические процессы должны проводиться в соответствии с регламентами, правилами технической эксплуатации и другой утвержденной в установленном порядке нормативно-технической и эксплуатационной документацией, а оборудование, предназначенное для использования пожароопасных и взрывопожароопасных веществ и материалов, должно соответствовать конструкторской документации.

Конструкция вытяжных устройств, аппаратов и трубопроводов должна предотвращать накопление пожароопасных отложений и обеспечивать возможность их очистки пожаробезопасными способами. Работы по очистке должны проводиться согласно технологическим регламентам и фиксироваться в журнале [25].

Стены, потолки, пол, конструкции и оборудование помещений, где имеются выделения горючей пыли, стружки и т.п., должны систематически убираться. Периодичность уборки устанавливается приказом по предприятию. Уборка должна проводиться методами, исключающими взвешивание пыли и образование взрывоопасных пылевоздушных смесей.

6.3 Охрана труда

В соответствии с требованиями федерального закона № 116 – ФЗ температура на проектируемой обогатительной фабрике, по санитарным нормам, не ниже 16°C влажность около 60 % и скорость движения воздуха не более 0,3

м/с. Проектом предусмотрено устройство приточно-вытяжной вентиляции и размещение отопительных систем [21,31].

В проектируемых бытовых помещениях предусмотрены обязательное принятие душа работниками после смены и полное переодевание. Во всех технологических и реагентных отделениях предусмотрены аварийные души, фонтанчики для промывки глаз, профилактические пункты. Все рабочие имеют спецодежду, которая подвергается стирке, сушке, обезвреживанию и индивидуальные средства защиты. Рабочие имеют дополнительный отпуск, проходят медицинское освидетельствование по профзаболеваниям. На рабочих местах имеются аптечки с медикаментами. При ликвидации просыпей цианистого натрия и обезвреживании необходимым средством защиты является фильтрующий противогаз марки В [24].

Все помещения для приготовления реагентов и отделения регенерации, электролиза снабжены автоматической системой вентиляции. Для контроля за содержанием цианистого водорода в воздухе помещений, где реагент хранится, пересыпается, растворяется и обезвреживается, необходимо вести постоянный мониторинг воздуха [31].

На всех рабочих местах с выделением вредных веществ запрещается принимать пищу, пить, курить. Для этих целей предусмотрены комнаты отдыха и приема пищи.

Шум и вибрации.

Шум — это сочетание звуков различной частоты и интенсивности. С физиологической точки зрения шумом называют любой нежелательный звук, оказывающий вредное воздействие на организм человека.

Шум оказывает влияние на центральную нервную систему рабочих. При наличии шума ослабляется производительность труда, появляется тугоухость, учащается дыхание и пульс так же он может вызвать расстройство сердечно-сосудистой и нервной систем, пищеварительного тракта, а также способствует возникновению гипертонической болезни [16].

На обогатительной фабрике источниками шума являются соударения металлических частей машин с перерабатываемыми материалами при дроблении, измельчении, падение материалов при перегрузке, колебание воздуха при его движении и др. Для уменьшения уровня производственных шумов в проекте предусмотрено применение шумопоглощающих материалов. Чтобы уменьшить шум от дробилки, ее закрывают кожухом, а между корпусом и кожухом помещают прокладки из резины, войлока или других шумопоглощающих материалов.

При работе дробилок, мельниц, грохотов и другого оборудования фабрики возникают вибрации, воздействующие на организм человека, а при длительном воздействии вызывающие профессиональные заболевания [16].

Вибрация — механические колебания упругих тел при низких частотах (3—100 Гц) с большими амплитудами (0,5— 0,003 мм). Вибрация от оборудования передается через конструкции и пол к человеку и вызывает общую вибрацию его тела. Особо вредны колебания с частотой 6—9 Гц, близкой к частоте колебаний человека. При этом возникает резонанс, который увеличивает колебания внутренних органов, расширяя или сужая их, что весьма вредно. Особенно вредна вибрация, сопровождающаяся возвратно-ударной отдачей, например, при работе с пневматическим инструментом.

Систематическое воздействие вибрации вызывает расстройства нервной и сердечно-сосудистой системы, опорно-двигательного аппарата и вибрационную болезнь (неврит), эффективное лечение которой возможно лишь на начальной стадии ее развития. Неврит возникает постепенно, вызывая головные боли, боли в суставах, судороги пальцев, спазмы сосудов и нарушение питания тканей тела. В особо тяжелых случаях в организме человека наступают необратимые изменения, приводящие к нетрудоспособности рабочего [9,16].

На многих фабриках существуют такие виды работ, при которых персонал может получить опасное для здоровья воздействие шума и вибрации. Опасные и вредные для людей воздействия могут неизмеримо вырасти при возникновении чрезвычайных ситуаций, а также при ликвидации их последствий. Во всех этих

случаях для защиты человека необходимо применять средства индивидуальной защиты. Для этого работающим предприятие выдает спецодежду, спецобувь, каску, очки, беруши, перчатки и другие средства индивидуальной защиты [9,24]. Их использование должно обеспечить достаточную безопасность, а связанные с их применением неудобства должны быть минимальными.

Запыленность воздуха рабочей зоны.

На проектируемой обогатительной фабрике дробление руды сопровождается сильным пылевыведением. В соответствии с ГОСТ 12.1.005.88 «Общие санитарно-гигиенические требования к воздуху рабочей зоны» допускают концентрацию нетоксичной пыли с содержанием кварца не менее - 2% (10мг/м^3) [5].

Главный принцип воздухообмена в помещении заключается в сохранении оптимальных метеорологических условий, а также условий, при которых не превышаются допустимые концентрации пыли и газов. На проектируемой фабрике для обеспечения наиболее эффективного воздухообмена в производственных помещениях предусмотрено одновременное удаление и приток воздуха [31].

Наличие в воздухе производственных помещений пыли независимо от ее химических и физических свойств снижает видимость, засоряет глаза и кожу, раздражает слизистую оболочку носоглотки, дыхательные пути и легкие. Результатом воздействия пыли на организм рабочего может быть острое и хроническое воспаление кожи, слизистой оболочки глаз, ослабления зрения. Наиболее опасным воздействием пыли является попадание ее в органы дыхания и может вызвать такое заболевание как силикоз. Вредной для организма человека является пыль с крупностью частиц от 0,5-5 мк [21,31].

Для защиты от пыли в технологических процессах предусмотрены следующие мероприятия: предупреждение пылеобразования; установка оросителей для гидрообеспечения и орошения перерабатываемого сырья; устройства герметизированных укрытий оборудования, выделяющего во время

работы пыль; обеспечение производственных помещений системами местной и общеобменной вентиляции [20].

Приемный бункер, с целью предупреждения поступления пыли в рабочую зону, оборудован дозирующим устройством (питателем).

На транспортных лентах для подачи руды (в местах пересыпки и загрузки ее в оборудование) необходимо предусмотреть аспирируемые укрытия и систему гидрообеспыливания, работу которых сблокировать с производственным оборудованием. Блокировка устройств системы обеспечивает включение их за 5 минут до начала работы и выключение их не ранее, чем через 5 минут после остановки оборудования. Кроме этого, на транспортных конвейерах по всей длине должны быть предусмотрены объемные укрытия.

В местах выхода из плоскости укрытия валов и других частей оборудования необходимо устанавливать надежные уплотнения, исключающее выбивание запыленного воздуха. В местах разъема укрытия предусматриваем резиновые или войлочные прокладки [5].

Герметизация оборудования даже без применения аспирационных устройств позволяет снизить запыленность воздуха в запыленных помещениях в 2-3 раза. На обогатительной фабрике для уменьшения пылеобразования используется мокрый способ обогащения. При этом запыленность воздуха значительно снижается.

Для борьбы с запыленностью воздушной среды производственных, административных и бытовых помещений в дополнение к вышерассмотренным мероприятиям устраивается местная и общественная вентиляция, осуществляется аэрация и используются естественное проветривание. Небольшое количество пыли остается в воздухе. Она оседает на оборудование, пол и стены и при определенных условиях может вновь перейти во взвешенное состояние, поэтому необходимо производить уборку оседающей пыли не менее чем один раз в смену [5].

В местах, где невозможно снизить запыленность воздуха до санитарных норм, рабочие используют респираторы.

Освещенность.

На обогатительной фабрике проектом предусмотрено дневное, искусственное и аварийное освещение.

Места производства работ фабрики освещены в соответствии с действующими санитарными нормами. Согласно СНиП 23-05-96, нормы предусматривают следующее искусственное освещение на рабочих местах (не менее): лестницы, коридоры, переходы - 10ЛК; барабанные грохоты - 20 ЛК; мельницы и другое оборудование - 30 ЛК. Нормы освещенности поддерживаются в производственном помещении достаточного числа светильников. На основании федерального закона «О промышленной безопасности производственных объектов» время пребывания на рабочем месте аппаратчиков не более 7 часов [21,32].

Светильники расположены таким образом, чтобы можно было безопасно их обслуживать без снятия напряжения с электрооборудования. Для осветительных сетей применяется электрическая система с изолированной нейтралью при линейном напряжении не выше 220 В и плюс аварийное освещение.

Светильники с люминесцентными лампами на напряжение 127 - 220 В допускается устанавливать не ниже 2,5 м. при условии недоступности их контактных частей для случайных прикосновений.

Для питания светильников местного стационарного освещения с лампами накаливания применяем напряжение: в помещениях без повышенной опасности - не выше 220 В [21,32].

Допускается напряжение до 220 В включительно для светильников специальной конструкции:

- а) являющихся составной частью аварийного освещения, получающего питание от независимого источника тока;
- б) устанавливаемых в помещениях с повышенной опасностью (но не особо опасных).

В помещениях сырых, особо сырых, жарких применяем люминесцентные лампы для местного освещения допускаются только в арматуре специальной конструкции. Питание светильников на напряжение 42 В и ниже осуществляется от трансформаторов с электрически раздельными обмотками первичного и вторичного напряжения.

Применение в производственных помещениях открытых (незащищенных) люминесцентных ламп не допускается, за исключением помещений, не предназначенных для длительного пребывания людей [21].

Работникам, направляемым на работу в условиях низкой освещенности и в ночное время, выдаются индивидуальные переносные светильники.

Всем работникам проводится вводный инструктаж по охране труда и промышленной безопасности и первичный инструктаж на рабочем месте. Ежегодно проводится проверка знаний по охране труда и промышленной безопасности. При поступлении на работу все работники проходят первичный медицинский осмотр, а далее ежегодно в соответствии с графиком прохождения медицинских осмотров.

6.4 Охрана окружающей среды

Охрана атмосферного воздуха от загрязнений.

На проектируемой ЗИФ для защиты воздушного бассейна от вредных выбросов предусмотрено:

- мокрое пылеподавление путем орошения водой при разгрузке руды в бункер, при дроблении и измельчении;
- автоматическое включение вытяжной вентиляции при увеличении концентрации вредных газов в воздухе помещений;
- укрытие узлов раскрытия пылящих реагентов, ёмкостного оборудования с предупредительным удалением запыленного воздуха и последующей его очисткой [24].

Борьба с загазованностью сводится к поддержанию в исправном состоянии вентиляционных устройств и соблюдении технологических инструкций, что обеспечивает содержание вредных веществ в воздухе на уровне

ПДК [6,31].

Основным реагентом, который является источником вредных выбросов синильной кислоты – являются растворы цианида натрия.

Все емкости, в которых используется цианистый раствор, по возможности должны оборудоваться верхней крышкой и местным отсосом. Полостью местного отсоса является пространство под указанной крышкой над поверхностью раствора в баке. Улавливание цианистого водорода из технологических газов рекомендуется проводить в скруббере с использованием раствора щелочи. Очищенные технологические газы с концентрацией HCN 0,3 мг/м³ (ПДК рабочей зоны) должны разбавляться до 0,01 мг/м³ (ПДК в атмосферном воздухе) и выбрасываться в атмосферу [11].

Для исключения вредного воздействия технологических растворов персонал должен строго соблюдать технологические инструкции, не допускать работу оборудования при неисправной вытяжной вентиляции. Производить работы с трубопроводами после их опорожнения и промывки водой.

Охрана поверхностных и подземных вод.

Мероприятия по охране поверхностных и подземных вод на обогатительной фабрике включают в себя инженерные решения по использованию методов и способов очистки сточных вод, снижающих или полностью исключающих поступление загрязняющих веществ в поверхностные и подземные водотоки.

Для наиболее эффективного способа защиты поверхностных вод на предприятии запроектировано обратное водоснабжение [19,33].

Организация схемы обратного водоснабжения предполагает создание комплекса гидротехнических сооружений, хвостохранилищ, предотвращающих или существенно снижающих прямое воздействие источников загрязнения на поверхностные и подземные воды.

Перевод на замкнутое (оборотное) водоснабжение фабрики предусматривает реализацию принципа многократного использования технологической воды в целях:

— предотвращения нерационального потребления природных вод и их загрязнения;

— сокращения расхода воды;

— снижения объема или полного прекращения сброса сточных вод.

Организация системы оборотного водоснабжения достигается путем предварительного обезвоживания хвостовой пульпы с последующим кондиционированием технологической воды в хвостохранилище и отстойных сооружениях.

Оборотная вода должна обеспечивать высокие технико-экономические показатели производственного процесса, обладать минимальным коррозионным действием на аппаратуру, трубопроводы и сооружения и быть безвредной для обслуживающего персонала [14,33].

Схема оборотного водоснабжения на фабрике делится на два вида: внутренний и внешний водообороты.

Внутренний водооборот заключается в следующем: пульпа, поступившая в сгуститель, осаждается, а слив сгустителя (оборотная вода) подается в отделение измельчения.

Внешний водооборот происходит по следующей схеме. Хвостовая пульпа фабрики поступает в хвостохранилище, где происходит осаждение твердой фазы, а осветленная вода возвращается в технологический процесс. Сброс сточных вод в поверхностные водные объекты не производится [11].

Для обоснования и разработки водоохранных мероприятий необходимо так же опираться на горнотехнические, гидрологические и гидрогеологические сведения о месторождениях и районе работ.

Охрана почв.

Охрана почв будет осуществляться в соответствии с требованиями федерального закона № 7 – ФЗ и ГОСТ 17.4.3.02-85 [23,27].

В процессе эксплуатации на обогатительной фабрике образуются следующие виды отходов производства: тара реагентов, металлолом, производственный мусор и щепа.

По окончании работы рудника будет произведена рекультивация хвостохранилища, путем засыпки его поверхности не пылящим материалом.

Тара реагентов относится к отходам IV класса опасности. Предусматривается складирований тары на промплощадке. По мере накопление барабанов и бочек из-под реагентов и других веществ их периодически вывозят, на переработку [11].

Металлолом образуется при работе измельчительного оборудования и другого оборудования, от шаров мельниц, футеровок и т.д. Металлолом относится к IV классу опасности, реализуются в качестве вторичного сырья.

Производственный мусор и щепа отделяются в процессе рудоподготовки, относятся к нетоксичным отходам. Производственный мусор складировается в отвалах пустой породы. Щепа сжигается.

Рекультивация нарушенных земель.

При размещении, проектировании, строительстве, эксплуатации обогатительной фабрики рекультивация нарушенных земель является основным способом достижения воспроизводства земельных ресурсов, создания антропогенных культурных ландшафтов [30].

Рекультивации подлежат нарушенные земли всех категорий, а также прилегающие земельные участки, полностью или частично утратившие свою хозяйственную ценность в результате отрицательного воздействия производства: образование техногенных форм рельефа, нарушение почвенного покрова (засорение его промышленными отходами), изменение гидрологического режима территории — иссушение, подтопление, засоление почв [22,30].

Рекультивация нарушенных земель при производстве горных работ осуществляется на основании проектной документации, разработанных технических условий в соответствии с календарным планом отработки месторождения.

В зависимости от окончательного назначения восстановленных земель выявляются следующие направления рекультивации:

- сельскохозяйственное;
- лесохозяйственное;
- водохозяйственное;
- рыбохозяйственное;
- рекреационное и охотничье;
- природоохранное и санитарно-гигиеническое;
- строительное.

Рекультивация нарушенных земель, проводящаяся для сельскохозяйственных, лесохозяйственных и других целей, требующих восстановления плодородных почв, осуществляется в два этапа:

- 1) технический;
- 2) биологический.

Технический этап рекультивации включает:

- формирование проектного рельефа путем выполаживания и террасирования откосов, отвалов и бортов карьеров, засылки выемок, проведения планировочных работ;
- ликвидация послеусадочных явлений;
- засыпка нагорных водоотводных канав;
- восстановление русел водотоков в соответствии с действующими нормами на мелиоративное строительство;
- ликвидация промышленных площадок транспортных линий, электрических сетей и других объектов, надобность в которых миновала;
- очистка рекультивируемой территории от производственных отходов;
- устройство в соответствии с проектом рекультивации дренажной и водоотводящей сети;
- строительство дорог, противоэрозионных и гидротехнических сооружений;
- нанесение на рекультивируемые земли потенциально плодородных пород и плодородного слоя почвы [22,30].

Биологический этап рекультивации (биологическая рекультивация земель) включает комплекс мероприятий, направленных на улучшение агротехнических, биологических и других свойств почвы и будет включать следующие виды работ:

- посадку саженцев сельскохозяйственных культур, приживаемость которых обеспечена в данных условиях;
- внесение удобрений в поверхностный слой почвы;
- применение специальной агротехники, обеспечивающей полное восстановление биологического потенциала и эстетической ценности рекультивируемых земель.

Земли или отдельные участки земли, на которых будет выполнен весь комплекс восстановительных работ, предусмотренных проектом, подлежат передаче землепользователю по акту приемки-сдачи, подписанному комиссией.

При неудовлетворительном качестве рекультивационных работ, а также при нарушении календарного графика рекультивации отработка месторождения может быть приостановлена, а недропользователь может быть лишён права дальнейшего получения земельных отводов и лицензии на разработку месторождений [23,30].

Соблюдение всех мероприятий по безопасности и экологичности проектируемой фабрики будет способствовать успешной работе предприятия.

7 СПЕЦИАЛЬНАЯ ЧАСТЬ «СОРБЦИОННОЕ ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА»

7.1 Основы процесса сорбционного цианирования золота

В настоящее время при переработке золотосодержащих руд на обогатительных фабриках применяются в большинстве случаев комбинированные технологические схемы, включающие в себя обогатительные, гидрометаллургические и пирометаллургические процессы в различном сочетании в зависимости от характера руд, их химического и минералогического состава, формы нахождения благородных металлов и технико-экономических условий работы предприятия.

Для извлечения из руд и концентратов мелкого золота наиболее широко применяется гидрометаллургический процесс цианирования, осуществляемый методами перколяции растворов для песков и мелкокускового материала, агитации или перемешивания пульп - для мелкоизмельченного материала или комбинированием обоих методов (раздельный процесс цианирования). В современной практике чаще используется агитационный процесс цианирования пульп (называемый также полным иловым процессом цианирования при тонком измельчении всей руды до степени фабричных илов - 0,15 мм и меньше) с разделением их после выщелачивания золота и серебра на твердую и жидкую фазы и последующим осаждением металлов из растворов цинковой пылью. Разделение пульп на твердую и жидкую фазы производится фильтрованием, непрерывной противоточной декантацией в сгустителях или комбинированием этих процессов [2].

Традиционный фильтрационно-декантационный процесс цианирования пульп имеет ряд недостатков, создающих трудности в его использовании.

К их числу следует отнести:

- 1) недостаточно полное извлечение золота и серебра из некоторых видов сырья, например, из руд, содержащих природные сорбенты (углекислые

вещества, некоторые оксиды и сульфиды металлов), отдельных видов сульфидных мышьяковистых и сурьмянистых руд;

2) трудности переработки плохо фильтруемых и сгущаемых глинистых и шламистых руд;

3) большую энергоемкость и высокую стоимость эксплуатации фильтровального оборудования;

4) громоздкость фильтровально-сгустительного оборудования, требующего больших производственных площадей;

5) осложнения в процессе цементации золота и серебра цинком из растворов, содержащих значительное количество меди, мышьяка, сурьмы и сульфидной серы;

6) трудности получения достаточно высокой степени отмывки из кеков растворенного золота и серебра при высоком содержании их в цианистом растворе;

7) низкое качество конечного продукта (цинковых осадков), требующего переработки по сложной технологической схеме [2].

Для устранения отмеченных недостатков за последние 30-35 лет успешно внедряется в производство новое направление в технологии цианистого процесса — так называемое сорбционное цианирование. Это направление возникло и оформилось главным образом под влиянием успехов сорбционной технологии в гидрометаллургии урана и в ряде производств химической промышленности.

Особенностью метода сорбционного цианирования пульпы является совмещение процессов выщелачивания золота и серебра и сорбции их на загруженном в пульпу сорбенте с последующим отделением от пульпы сорбента, насыщенного золотом и серебром, десорбцией благородных металлов и регенерацией сорбента. К важным преимуществам процесса относится исключение из технологической схемы дорогостоящих операций фильтрования или противоточной декантации с последующей переработкой растворов и золотосодержащих осадков, что особенно ценно при цианировании трудно-

фильтруемых и сгущаемых глинистых и шламистых пульп. Значительным преимуществом процесса является также понижение активности природных сорбентов, содержащихся в некоторых рудах, при введении в пульпу достаточного количества более сильных сорбентов, вследствие чего повышается извлечение золота и серебра [2].

Сорбционное цианирование осуществляется с применением двух видов сорбентов: синтетических ионообменных смол или активированных углей.

7.2 Технология сорбционного извлечения золота

Технология сорбционного извлечению золота на базе существенно кварцевых убогосульфидных золотосодержащих руд.

Сгущенная пульпа из сгустителя с помощью насоса по трубопроводу, снабженным расходомерами, подается в отделение цианирования и сорбции, где объединяется в смесителе.

Из смесителя пульпа самотеком поступает в две цепочки (линии) пачуков цианирования, каждая из которых состоит из двух последовательно соединенных аппаратов. Движение пульпы в процессе цианирования от пачука к пачуку происходит также самотеком.

В пачуках цианирования, оборудованных системой барботажа воздуха, пульпа интенсивно перемешивается, и её жидкая фаза насыщается кислородом воздуха. В головные пачуки цианирования подается крепкий ($6,0 \pm 0,3\%$) раствор цианида натрия. Таким образом, в пачуках цианирования создаются и поддерживаются необходимые условия для ускоренного протекания реакции цианирования. Из хвостовых пачуков цианирования пульпа самотеком поступает в головные сорбционные пачуки двух сорбционных цепочек. Пульпа последовательно проходит через все сорбционные пачуки отдельной цепочки как показано на рисунке 4.

В «предхвостовые» пачуки сорбции подается свежая или регенерированная ионообменная смола (АМ-2Б), которая передвигается от одного пачука к другому в направлении, противоположном потоку пульпы (противотоком). Насыщенная золотом смола выводится из головных пачуков сорбции.

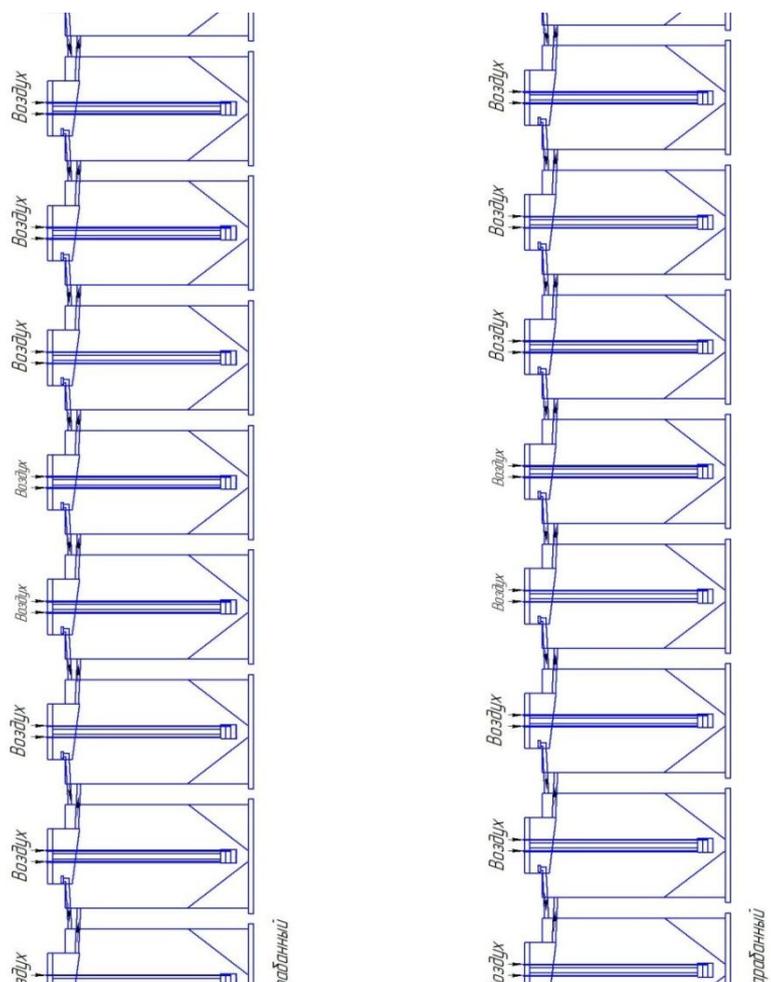


Рисунок 4 – Технологическая схема сорбционного извлечения золота

Таким образом, в рабочем объеме каждого сорбционного пачука, кроме хвостовых, содержится ионообменная смола, на активную поверхность которой сорбируется золото и другие металлы. Поскольку в хвостовых пачуках не содержится смола, они являются своеобразными контрольными пачуками.

Каждый из пачуков сорбции оборудован системой «барботаж–эрлифт». При работе барботажа смола и пульпа перемешиваются, жидкая фаза пульпы насыщается кислородом воздуха, т.е., создаются и поддерживаются необходимые условия, во-первых, для дальнейшего протекания реакции цианирования и, во-вторых, для сорбции золота из жидкой фазы на смолу по реакции. С помощью эрлифта часть пульпы со смолой из рабочего объема пачука поступает в его верхнюю часть на наклонно установленные сетки дренажа, где происходит отделение смолы от пульпы. Пульпа проходит сквозь ячейки дренажной сетки и направляется в следующий (по схеме) пачук. Смола задерживается на сетке, и через устройство регулирующее её поток, направляется в предыдущий (по схеме) пачук; излишки смолы возвращаются (стекают) в рабочий объем этого же пачука. Так осуществляется противоток пульпы и смолы, способствующий наиболее полному извлечению растворенного золота на смолу, т.к. наиболее активная свежая или регенерированная смола начинает контактировать с жидкой фазой пульпы, в которой концентрация золота минимальна, и заканчивает контактировать с жидкой фазой, в которой концентрация золота максимальна. Наличие смолы в процессе сорбции также способствует увеличению скорости реакции цианирования в несколько (от 2-х до 3-х) раз.

Все пачуки сорбции оборудованы автоматизированной системой поддержания заданного уровня пульпы, которая при превышении данного уровня дает команду на запуск эрлифта, а при понижении этого уровня – на его остановку.

Процесс сорбции золота из раствора на смолу описывается следующей химической реакцией:



где R – радикал смолы.

Кроме комплексного цианидного аниона золота $[Au(CN)_2]^-$ способностью сорбироваться на смолу обладают комплексные цианидные анионы серебра, цинка, меди, железа, кобальта, никеля и некоторых других элементов, образующих аналогичные комплексные цианидные анионы, а также некоторые простые анионы.

В процессе сорбции происходит не просто насыщение смолы указанными анионами, но и вытеснение с активной поверхности смолы одних анионов (находящихся правее в ряду селективности) другими анионами (находящимися левее в ряду селективности). Таким образом, в процессе сорбции идет интенсивный ионный обмен, в результате которого на смоле накапливается преимущественно золото, поскольку у комплексного цианидного аниона золота $[Au(CN)_2]^-$ наибольшее сродство к смоле.

Из последнего (хвостового) пачука хвостовая пульпа направляется на грохоты, где она отделяется от «проскочивших» частиц смолы (так называемое «контрольное грохочение»). Выделенная на грохотах смола возвращается в процесс с помощью эрлифта.

Далее хвостовая пульпа поступает в хвостовой зумпф и из него откачивается в хвостохранилище.

Насыщенная золотом смола, выводимая из головных пачуков обеих цепочек сорбции, поступает в промежуточные напорные емкости, откуда самотеком по трубопроводам стекает к эрлифту. Этим эрлифтом объединенный поток смолы перекачивается на грохот, в котором смола отмывается от большей части илов. Из грохота смола самотеком поступает на концентрационный стол, где от неё отделяются пески, направляемые в отделение измельчения. Очищенная от песков смола с помощью эрлифта подается в отмывочную колонну, в которой в псевдооживленном слое происходит более полная

отмывка смолы от илов. Смола из отмывочной колонны с помощью выносного эрлифта перекачивается в колонну отделения регенерации.

7.3 Основные свойства и характеристики сорбентов

В качестве сорбента чаще всего применяется анионит АМ-2Б, представляющие собой зерна диаметром от 0,8 до 1,6 мм.

Буквы в наименовании анионита АМ-2Б расшифровываются следующим образом: «Анионит Макропористый Бифункциональный». Матрица анионита состоит из сополимера стирола с дивинилбензолом, обработанных хлорметиловым спиртом. Содержание дивинилбензола, который служит для сшивки матрицы, составляет 10-12%, что обеспечивает смоле необходимую механическую прочность [2].

Анионит АМ-2Б – макропористый, что значительно улучшает его кинетические характеристики, так как наличие крупных пор в ионите способствует большей скорости диффузии ионов внутри смолы, благодаря чему увеличивается общая скорость ионообмена. По техническим условиям завода-изготовителя АМ-2Б имеет следующие характеристики, приведенные в таблице 29.

Основными физико-химическими свойствами синтетических ионитов являются набухаемость, обменная емкость, пористость, селективность и механическая прочность.

Таблица 29 – Технические характеристики анионита АМ-2Б

Параметры	Значения
Обменная емкость по хлор-иону, мг-экв/г	3,2
Размер зерен, мм	0,6-1,2
Удельная поверхность пор ионита, м ²	32
Насыпная масса сухой смолы, г/см ³	0,42
Влажность товарного ионита, %	52
Коэффициент набухания в воде	2,7

Продолжительность контакта смолы с пульпой должна составлять до 30 часов. Процесс сорбционного цианирования является продолжением процесса предварительного цианирования.

Ключевым моментом работы пачуков сорбции является то, что поток ионообменной смолы двигается навстречу потоку пульпы, противотоком. Этим обеспечивается возможность бедной по золоту, наиболее сорбционно активной смоле контактировать с максимально обеззолоченной пульпой в хвосте цепочки пачуков, что позволяет получать минимальную концентрацию золота в хвостах сорбционного цианирования, а смоле максимально насыщаться, продвигаясь в «голову» процесса. Для этого свежую или регенерированную смолу подают в предпоследний пачук и после насыщения выгружают из первого пачука.

Отделение смолы от пульпы обеспечивается путем разделения потока смеси пульпы и смолы на неподвижной, наклонно установленной, металлической сетке с отверстиями $0,7 \times 0,73 \times 0,3$ мм (сетчатый дренаж), так как размер гранул смолы ($-1,6+0,6$ мм) значительно больше номинальной крупности частиц пульпы ($-0,1$ мм). При попадании потока пульпы на дренажную сетку смола остается в надрешетном продукте ($+0,7$ мм) и попадает в смоляной желоб, а пульпа проходит сквозь отверстия и попадает в наклонно установленный пульповый карман [2].

В настоящее время для извлечения золота и серебра применяются в одинаковой степени ионообменные смолы и активные угли. В этом плане интересно сопоставить их свойства и на основе этого дать оценку применимости.

Говоря об активных углях, необходимо, прежде всего, отметить их высокую термическую устойчивость, которая позволяет проводить десорбцию металлов при температуре 185 °С, а регенерацию сорбционных свойств угля – при температуре $600-700$ °С. Активированные угли не боятся мороза, их можно хранить в любых условиях.

Анионит АМ-2Б далеко уступает активированным углям. Как известно, анионит термически устойчив только до температуры 60 °С и очень боится минусовых температур, так как содержащаяся в ионите влага на морозе замерзает и раскалывает зерна смолы. Поэтому анионит в отличие от угля необходимо хранить при положительной температуре, а применять в определенном интервале температур от 60 °С до 80 °С, что накладывает определенные ограничения на использование ионитов в промышленности и требует дополнительных затрат при их транспортировке и хранении [2].

Угли при замачивании не набухают, их можно многократно увлажнять, высушивать, транспортировать и хранить в сухом состоянии при любых температурах. Аниониты при высушивании и повторном увлажнении растрескиваются, поэтому их производят и поставляют потребителю во влажном состоянии, соответственно, они не могут транспортироваться и храниться при отрицательных температурах.

Немаловажным достоинством активных углей является то, что они производятся из дешевого сырья (каменный уголь, древесина, отходы различных производств). Для производства анионита используются дорогостоящие продукты, производимые химической промышленностью, - стирол, дивинилбензол, амины.

Активные угли в сравнении с ионитами имеют меньшую механическую прочность и поэтому подвержены большему абразивному истиранию и износу. Даже самые прочные отечественные и зарубежные активные угли имеют механическую прочность не более 90-95 %, в то время как иониты имеют механическую прочность 99 %.

Поскольку активные угли имеют макропоры, то их поверхность шероховатая, а это усиливает истирание абразивной пульпой в сорбционных аппаратах, а также при транспортировке угля аэролифтами в дренажных устройствах аппаратов сорбции [2].

Во влажном состоянии гранулы угля имеют объемный вес больше, чем смола. Это позволяет пропускать растворы через уголь, загруженный в ко-

лонны, в 10 раз быстрее, чем через анионит. По этой же причине отмывка угля от илов и щепы происходит быстрее и качественнее. В то время как для ионита до сих пор промывка остается проблемой.

Если обобщить все полученные данные, можно сделать такой вывод: угли лучше поглощают золото и серебро из сложных по составу растворов, аниониты – из растворов сравнительно простого состава.

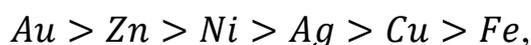
При равной емкости по металлу угли во влажном состоянии имеют в 1,5 раза большую объемную емкость, чем аниониты, что немаловажно для любого гидрометаллургического производства.

Угли по показателю селективности (отношение суммы благородных металлов к неблагородным) значительно превосходят аниониты,

Ряд сродства цианидных комплексов металлов для активных углей:



ряд сродства цианидных комплексов металлов для анионита АМ-2Б:



что позволяет перерабатывать по угольной технологии более сложные по химическому составу руды и концентраты.

Для наглядности сравнительные характеристики анионита АМ-2Б и активного угля, применяемых в технологии извлечения золота, сведены в таблицу 30.

Таблица 30 – Сравнительные характеристики ионита и активного угля

Характеристика, параметры	Анионит АМ-2Б	Активные угли
Термическая устойчивость, °С	3-5, влажность не менее 60 %	Ограничений нет
Коэффициент набухания в растворах	3,0	1,2
Удельная поверхность пор, м ² /г	50	1000
Механическая прочность, %	99	92-95
Безвозвратные потери в г на 1 т сырья	8-30	20-100
Рабочая емкость по золоту, г/кг	3-15	3-15
Объемная емкость по золоту, г/л	1-3	1,5-7,5
Стоимость 1 т, тыс. руб	>200	45-55

Из таблицы видно, что только по одному показателю анионит АМ-2Б имеет несомненное преимущество перед активным углем.

Таким образом, если учитывать особенности сорбента, экономические и технические показатели их применения, можно в общем случае определить наиболее перспективные области их применения.

Несомненно, что угли вне конкуренции перерабатывать золотосодержащие растворы и пульпы с высоким содержанием серебра и примесных металлов – меди, цинка, железа, то есть там, где необходима селективность извлечения золота и серебра. Анионообменные иониты, конечно же, хорошо могут работать на растворах с более простым ионным составом и в пульпах с более высокой абразивностью рудных частиц.

По причине более высокого содержания в рудах серебра относительно золота, а также значительного содержания примесей цинка и железа, наиболее эффективным будет являться сорбционное извлечение золота с применением активированных углей. Данный вывод основан на способности поглощения золота и серебра из сложных по составу растворов, а также более полной отмывке угля от илов и щепы.

8 ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

Экономика — это наука о том, как люди стремятся использовать ограниченные ресурсы в производстве товаров и услуг, рационально распределяя их, пытаясь удовлетворить свои безграничные потребности с целью всестороннего развития способностей и расширения возможностей человека.

В условиях рыночных отношений центр экономической деятельности перемещается в сферу производства. Именно на этом уровне создаются необходимые обществу блага, решаются вопросы рационального использования ресурсов, применения высокопроизводительной техники, разрабатываются организационная и маркетинговая стратегии.

Горно-обогатительное предприятие — это форма организации предпринимательской деятельности, выступающая в качестве основного звена национальной экономики, в которой осуществляется процесс извлечения полезного ископаемого из минерального сырья.

Экономические задачи обогатительного производственного процесса необходимо решать путем изучения характера и форм проявления объективных рыночных экономических законов и закономерностей с учетом его специфики. Горно-обогатительное производство имеет следующие особенности:

Многообразие. Объясняется тем, что исходное сырье характеризуется разнообразными свойствами и составом.

Материалоемкость производства. Требуется достаточно много затрат на материальные ресурсы.

Многоступенчатость. Вызвана разнообразием характеристик сырья, комплексностью сырья, низким содержанием полезного компонента и высокими требованиями к качеству продукции.

Сочетание различных методов обработки сырья (механических, физических, физико-химических и т.д.) [17].

Фондоемкость процессов — значительные затраты на основные фонды.

Основные экономические задачи производства:

1. Использование рыночных законов в условиях конкретного производства для повышения его эффективности и конкурентоспособности.

2. Поиск наиболее эффективных путей функционирования предприятия, в рамках которых осуществляется процесс производства, исходя из большей экономической выгоды.

3. Выбор наиболее рациональных вариантов использования ограниченных ресурсов для изготовления продукции, а также путей распределения дохода и произведенных благ между различными группами людей для удовлетворения их безграничных потребностей.

Системообразующими факторами определения предприятия, в том числе занимающегося обогащением полезных ископаемых, является кооперация, основанная на внутреннем разделении труда, а также реализация функций индивидуального воспроизводства и обособление кругооборота капитала (ресурсов).

8.1 Режим работы, график сменности, баланс рабочего времени

Для основных технологических звеньев обогатительных фабрик характерен непрерывный режим работы, т.е. 24 часа в 2 смены, не имеющий остановок на выходные и праздничные дни. Календарный фонд времени – 365 дней. Рабочий фонд времени равен:

$$T_{\text{раб}} = T_{\text{кал}} - T_{\text{рем}}, \quad (62)$$

где $T_{\text{кал}}$ – календарный фонд времени ($T_{\text{кал}} = 365$ дней);

$T_{\text{рем}}$ – время на ремонтное обслуживание.

$$T_{\text{раб}} = 365 - 25 = 340 \text{ дней}$$

В сочетании с режимом работы предприятия, обслуживание обогатительной фабрики осуществляется по графику сменности, разработанным администрацией, пример графика сменности приведен в таблице 31.

Таблица 31 – График сменности

№ бригады	Месяц																							
	1-15 января	16-31 января	1-14 февраля	15-28 февраля	1-15 марта	16-31 марта	1-15 апреля	16-30 апреля	1-15 мая	16-31 мая	1-15 июня	16-30 июня	1-15 июля	16-31 июля	1-15 августа	16-31 августа	1-15 сентября	16-30 сентября	1-15 октября	16-31 октября	1-15 ноября	16-30 ноября	1-15 декабря	16-31 декабря
1	д	о	о	н	д	о	о	н	д	о	о	н	д	о	о	н	д	о	о	н	д	о	о	н
2	н	о	о	д	н	о	о	д	н	о	о	д	н	о	о	д	н	о	о	д	н	о	о	д
3	о	д	н	о	о	д	н	о	о	д	н	о	о	д	н	о	о	д	н	о	о	д	н	о
4	о	н	д	о	о	н	д	о	о	н	д	о	о	н	д	о	о	н	д	о	о	н	д	о

Для расчета эффективного рабочего времени составляется баланс рабочего времени за год, который приведен в таблице 32.

Таблица 32 - Баланс рабочего времени на одного среднесписочного рабочего

Наименование	Дни
Календарное время	365
Число выходных и нерабочих дней по графику сменности	182
Номинальный фонд рабочего времени	183
Невыходы на работу по уважительным причинам (очередные и дополнительные отпуска, болезни, отпуск в связи с родами), 4 %	8
Эффективный фонд рабочего времени	175

8.2 Производственная мощность, производственная программа и товарная продукция фабрики

Производственная мощность – это максимально возможный в конкретных условиях технически и экономически обоснованный выпуск продукции необходимого качества при минимальных затратах производства и наиболее эффективном использовании оборудования [17].

Производственная мощность обогатительного производства (отдельного цеха, участка) определяется по сырью (углю, руде) следующим образом:

$$M_c = A (T_{\text{кал}} - T_{\text{пер}}) N_T, \quad (63)$$

где M_c – производственная мощность цеха, участка, т/год;

A – число одинаковых ведущих агрегатов;

$T_{\text{кал}}$ – календарное время, дней;

$T_{\text{пер}}$ – время планируемых перерывов, дней;

N_T – техническая норма производительности одного ведущего агрегата в сутки по сырью в натуральном выражении, т.

$$M_c = 1 * (365 - 25) * 5300 = 1802000 \text{ т/год.}$$

Производственная мощность по Au определяется как:

$$M_k = M_c * \alpha * \varepsilon, \quad (64)$$

где M_k – производственная мощность по Au, г/год;

ε – извлечение металла в концентрат, %;

α – содержание металла в исходной руде, г/т.

$$M_k = 1802000 * 1,5 * 0,85 = 2297550 \text{ г/год.}$$

Показателями использования производственной мощности являются:

$$K_э = T_{\text{раб}} / T_{\text{кал}}, \quad (65)$$

где $K_э$ – коэффициент экстенсивности

$$K_э = 340 / 365 = 0,93.$$

Коэффициент интенсивности нагрузки:

$$K_{\text{и}} = N_{\text{пр}} / N_T, \quad (66)$$

где $N_{\text{пр}}$ – проектная производительность агрегата.

$$K_{\text{и}} = 229 / 250 = 0,91.$$

Интегральный коэффициент нагрузки на оборудование:

$$K_{\text{ин}} = K_э \cdot K_{\text{и}}, \quad (67)$$

$$K_{ин} = 0,93 * 0,91 = 0,84.$$

Производственная программа (по сырью $ПП_c$ и по концентрату $ПП_k$) или план производства обогатительной фабрики – это задание на получение продуктов обогащения соответствующего качества

$$ПП_c = M_c \cdot K_{ин}, \quad (68)$$

$$ПП_c = 1802000 * 0,84 = 1513680.$$

$$ПП_k = M_k \cdot K_{ин}, \quad (69)$$

$$ПП_k = 2297550 * 0,84 = 1929942.$$

Товарная продукция рассчитывается по ценам предприятия на продукцию:

$$ТП = \sum_{n=1}^n ВП \cdot Ц, \quad (70)$$

где ВП – выпуск продукции (количество золота), г;

Ц – цена 1 грамма золота, руб;

n – количество видов концентратов.

$$ТП = 1 * 2297550 * 2750 = 6318262500 \text{ рублей.}$$

8.3 Численность трудящихся

Различают явочную (число работников, ежедневно выходящих на работу) и списочную (число работников по штату) численность трудящихся.

Явочная численность трудящихся рассчитывается по формуле:

$$Ч_{яв} = N_{чис} \cdot A \cdot C, \text{ чел}, \quad (71)$$

где $Ч_{яв}$ – явочная численность трудящихся, чел;

$N_{\text{чис}}$ – норматив численности или количество человек в смену, необходимых для обслуживания 1 агрегата, чел;

A – количество обслуживаемых агрегатов, шт;

C – количество рабочих смен (для непрерывного режима работы $C=4$).

$$Ч_{\text{яв}} = 0,3 * 1 * 4 = 1,2 \text{ чел.}$$

Списочный состав рабочих определяется по формуле:

$$Ч_{\text{сп}} = Ч_{\text{яв}} \cdot T_{\text{кал}} / T_{\text{эф}}, \text{ чел,} \quad (72)$$

где $T_{\text{эф}}$ – эффективный фонд рабочего времени.

Результаты расчета списочного состава рабочих заносятся в таблицу 33.

Таблица 33 – Расчет списочного состава рабочих фабрики

Профессия	Норматив численности, чел	Количество агрегатов, шт	Количество смен, шт	Явочная численность, чел	Списочная численность, чел
Дробильщик	0,3	1	4	1,2	4
Бункеровщик	0,3	1	4	1,2	4
Машинист питателя ДКД	0,33	1	4	1,32	4
Машинист конвейера ДКД	0,57	1	4	2,28	4
Машинист крана	0,22	1	2	0,44	2
Машинист питателя	0,51	2	4	4,08	8
Машинист мельницы	0,23	6	4	5,52	8
Машинист насосных установок	0,11	7	4	3,08	4
Аппаратчик сгустителя	0,11	1	4	0,44	4
Аппаратчик сорбции	0,15	26	4	15,6	16
Аппаратчик регенерации	0,11	17	4	7,48	8
Растворщик реагентов	0,16	8	4	5,12	8
Плавильщик	0,32	2	1	0,64	4
Машинист компрессорной	0,12	5	4	2,4	4
Пульт управл. фабрикой	1,00	1	4	4	6
Всего по профессии				54,8	88
Вспомогательных рабочих 40 %				21,92	36
ИТОГО:				76,72	124

8.4 Производительность труда

Производительность труда характеризует количество продукции, приходящейся на одного человека за определенный промежуток времени. Различают натуральный и стоимостной методы исчисления производительности труда.

При натуральном методе исчисления производительности труда определяют количество продукции, приходящейся на одного человека

$$P_T = \text{ВП} / \text{Ч}_{\text{сп}} / T_{\text{кал}}, \quad (73)$$

$$P_T = 2297550 / 124 / 365 = 50,76 \text{ г/чел.см.}$$

При стоимостном методе определяют объем валовой или товарной продукции на одного человека

$$P_T = \text{ТП} / \text{Ч}_{\text{сп}} / T_{\text{кал}}, \quad (74)$$

$$P_T = 6318262500 / 124 / 365 = 139599,3 \text{ руб/чел.см.}$$

8.5 Заработная плата

Существуют следующие виды заработной платы: индивидуальная, коллективная и ее подвиды: повременная и сдельная.

Повременная форма оплаты подразделяется на простую повременную и повременно-премиальную. Сдельная – на прямую сдельную, сдельно-премиальную, аккордную и косвенно-сдельную.

Зарплата руководящих ИТР и служащих на обогатительной фабрике устанавливается в соответствии с месячными должностными окладами, с учетом категории участка, цеха, предприятия.

В основу организации и планирования зарплаты рабочих положена тарифная система, устанавливающая меру оплаты труда. Составными частями тарифной системы оплаты являются тарифно-квалификационные справочники, тарифные сетки и районные коэффициенты к ним [17].

Общий фонд зарплаты определяется из условий выполнения производственной программы. Он состоит из основной и дополнительной зарплаты.

Фонд основной заработной платы включает прямую заработную плату за фактически отработанное время по сдельным расценкам, тарифным ставкам, а также доплаты: по сдельно-прогрессивной системе, районным коэффициентам, за работу в ночное время, праздничные дни, премии рабочим и др.

Дополнительная заработная плата включает оплату отпусков, оплату времени, затраченного на выполнение государственных и общественных обязанностей и др. Данные расчета фонда основной и дополнительной оплаты рабочих сводятся в таблицу 34 [17].

Порядок расчета следующий:

1. По тарифу за месяц, рублей

$$З_{\text{тм}} = З_{\text{тд}} * Т * Т_{\text{дн}}, \quad (78)$$

где $З_{\text{тд}}$ – дневная тарифная ставка рабочего соответствующего разряда;

$Т$ – количество часов в смену, ч;

$Т_{\text{дн}}$ – количество отработанных дней за месяц, дней.

$$З_{\text{тм}} = 62,72 * 11 * 15 = 10348,8 \text{ руб.}$$

2. Доплата за работу в ночное время, рублей

$$Д_1 = З_{\text{тд}} * d_{\text{п}} * Т * Т_{\text{дн}}, \quad (79)$$

где $d_{\text{п}}$ – размер премии, %.

$$Д_1 = 62,72 * 40 * 7 * 15 = 2634,24 \text{ руб.}$$

3. Доплата за вредные условия труда, рублей

$$Д_2 = З_{\text{тд}} * d_{\text{в}} * Т * Т_{\text{дн}}, \quad (80)$$

где d_B – размер доплаты, %.

$$D_2 = 62,72 * 8 * 11 * 15 = 827,9 \text{ руб.}$$

4. Премии по положению о премировании на предприятии, рублей

$$\Pi = (Z_{TM} + D_1 + D_2) * d_{\Pi}, \quad (81)$$

$$\Pi = (10348,8 + 2634,24 + 827,9) * 40 = 5524,37 \text{ руб.}$$

5. Районный коэффициент, рублей

$$Z_p = (Z_{TM} + D_1 + D_2 + \Pi) * K_p, \quad (82)$$

где K_p – районный коэффициент, %.

$$Z_p = (10348,8 + 2634,24 + 827,9 + 5524,37) * 20 = 3867,06 \text{ руб.}$$

6. Дальневосточная надбавка, рублей

$$ДВ = (Z_{TM} + D_1 + D_2 + \Pi) * K_{дн}, \quad (83)$$

где $K_{дн}$ – дальневосточная надбавка, %.

$$ДВ = (10348,8 + 2634,24 + 827,9 + 5524,37) * 30 = 5800,59 \text{ руб.}$$

7. Оплата вахтовых, рублей

$$D_3 = 350 * T_{дн}, \quad (84)$$

$$D_3 = 350 * 15 = 5250 \text{ руб.}$$

8. Месячный фонд оплаты труда на одного рабочего, рублей

$$Z_{общ} = Z_{TM} + D_1 + D_2 + \Pi + Z_p + ДВ + D_3, \quad (85)$$

$$Z_{\text{общ}} = 10348,8 + 2634,2 + 827,9 + 5524,3 + 3867 + 5800,5 + 5250 = \\ = 34252,98 \text{ руб.}$$

9. Отпуск, рублей

$$D_o = Z_{\text{общ}} / 29,4 * T_{\text{дн}}, \quad (86)$$

$$D_o = 34252,98 / 29,4 * 4 = 4846,68 \text{ руб.}$$

10. Доплата за работу в праздничные дни, рублей

$$D_4 = Z_{\text{дн}} * T * T_{\text{дн}} * 2, \quad (87)$$

$$D_4 = 62,72 * 11 * 1 * 2 = 1600,6 \text{ руб.}$$

11. Общий фонд заработной платы, рублей

$$Z = (Z_{\text{общ}} + D_o + D_4) * n, \quad (88)$$

где n – количество рабочих, чел.

$$Z = (34252,98 + 4846,68 + 2240,86) * 2 = 80440,18 \text{ руб.}$$

Таблица 34 – Расчет фонда основной и дополнительной оплаты рабочих

Профессия	Часовая ставка, руб	Оклад, руб	Ночные, руб	Доплата за вредные условия труда, руб.	Премия на 1 рабочего, руб.	Районный коэффициент, руб.	Дальневосточный коэффициент, руб.	Оплата вахтовых, руб.	Зарплата 1 рабочего, руб.	Отпуск за месяц, руб	Кол-во рабочих, чел.	Работа в празднич. дни, руб.	Всего фонд зарплаты, руб	Среднемесячная зарплата 1 рабочего, руб
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
Дробильщик 6 разряда	62,7	10348,8		827,9	4470,68	3129,48	4694,22	5250	28721,1	4063,9	2	1600,61	67170,64	33585,32
Дробильщик 6 разряда	62,7	10348,8	2634,2	827,9	5524,38	3867,06	5800,6	5250	34253	4846,7	2	2240,86	80440,19	40220,09
Маш.конвейер.ДКД 5 разряда	57,9	9551,85		764,15	4126,4	2888,48	4332,72	5250	26913,6	3808,2	2	1477,35	62920,91	31460,45
Маш.конвейер.ДКД 5 разряда	57,9	9551,85	2431,4	764,15	5098,95	3569,27	5353,9	5250	32019,5	4530,6	2	2068,29	75168,58	37584,29
Маш.питателяДКД 4разряда	47,6	7845,75		627,66	3389,36	2372,55	3558,83	5250	23044,2	3260,7	2	1213,48	53823,14	26911,57
Маш.питателяДКД 4разряда	47,6	7845,75	1997,1	627,66	4188,2	2931,74	4397,61	5250	27238,1	3854,1	2	1698,87	63883,2	31941,6
Бункеровщик 3 разряда	42,5	7007,55		560,6	3027,26	2119,08	3178,62	5250	21143,1	2991,7	2	1083,83	49353,44	24676,72
Бункеровщик 3 разряда	42,5	7007,55	1783,7	560,6	3740,76	2618,53	3927,8	5250	24889	3521,7	2	1517,37	58338,73	29169,37
Машинист мельницы 6 р	62,7	10348,8		827,9	4470,68	3129,48	4694,22	5250	28721,1	4063,9	2	1600,61	67170,64	33585,32
Машинист мельницы 6 р	62,7	10348,8	2634,2	827,9	5524,38	3867,06	5800,6	5250	34253	4846,7	2	2240,86	80440,19	40220,09
Машинист мельницы 5 р	57,9	9551,85		764,15	4126,4	2888,48	4332,72	5250	26913,6	3808,2	2	1477,35	62920,91	31460,45
Машинист мельницы 5 р	57,9	9551,85	2431,4	764,15	5098,95	3569,27	5353,9	5250	32019,5	4530,6	2	2068,29	75168,58	37584,29
Машинист питателя 4 р	47,6	7845,75		627,66	3389,36	2372,55	3558,83	5250	23044,2	3260,7	2	1213,48	53823,14	26911,57
Машинист питателя 4 р	47,6	7845,75	1997,1	627,66	4188,2	2931,74	4397,61	5250	27238,1	3854,1	2	1698,87	63883,2	31941,6
Машинист насосных установок 4 р	47,6	7845,75		627,66	3389,36	2372,55	3558,83	5250	23044,2	3260,7	2	1213,48	53823,14	26911,57

Продолжение таблицы 34

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
Машинист насосных установок 4 р	47,6	7845,75	1997,1	627,66	4188,2	2931,74	4397,61	5250	27238,1	3854,1	2	1698,87	63883,2	31941,6
Аппаратчик г/м 6 р	62,7	10348,8		827,9	4470,68	3129,48	4694,22	5250	28721,1	4063,9	4	3201,23	134341,3	33585,32
Аппаратчик г/м 6 р	62,7	10348,8	2634,2	827,9	5524,38	3867,06	5800,6	5250	34253	4846,7	4	4481,72	160880,4	40220,09
Аппаратчик г/м 5 р	57,9	9551,85		764,15	4126,4	2888,48	4332,72	5250	26913,6	3808,2	4	2954,71	125841,8	31460,45
Аппаратчик г/м 5 р	57,9	9551,85	2431,4	764,15	5098,95	3569,27	5353,9	5250	32019,5	4530,6	4	4136,59	150337,2	37584,29
Аппаратчик г/м 4 р	47,6	7845,75		627,66	3389,36	2372,55	3558,83	5250	23044,2	3260,7	2	1213,48	53823,14	26911,57
Аппаратчик г/м 4 р	47,6	7845,75	1997,1	627,66	4188,2	2931,74	4397,61	5250	27238,1	3854,1	2	1698,87	63883,2	31941,6
Аппаратчик г/м 3 р	42,5	7007,55		560,6	3027,26	2119,08	3178,62	5250	21143,1	2991,7	2	1083,83	49353,44	24676,72
Аппаратчик г/м 3 р	42,5	7007,55	1783,7	560,6	3740,76	2618,53	3927,8	5250	24889	3521,7	2	1517,37	58338,73	29169,37
Аппаратчик сгустителя	50,3	8299,5		663,96	3585,38	2509,77	3764,65	5250	24073,3	3406,3	2	1283,66	56242,76	28121,38
Аппаратчик сгустителя	50,3	8299,5	2112,6	663,96	4430,42	3101,3	4651,95	5250	28509,7	4034	2	1797,12	66884,63	33442,31
Растворщик реагентов	43,4	7162,65		573,01	3094,26	2165,99	3248,98	5250	21494,9	3041,5	4	2215,65	100361	25090,26
Растворщик реагентов	43,4	7162,65	1823,2	573,01	3823,55	2676,49	4014,73	5250	25323,7	3583,2	4	3101,9	118729,4	29682,34
Плавильщик 6 р	62,7	10348,8		827,9	4470,68	3129,48	4694,22	5250	28721,1	4063,9	4	3201,23	134341,3	33585,32
Машинист компрессорной	47,6	7845,75		627,66	3389,36	2372,55	3558,83	5250	23044,2	3260,7	2	1213,48	53823,14	26911,57
Машинист компрессорной	47,6	7845,75	1997,1	627,66	4188,2	2931,74	4397,61	5250	27238,1	3854,1	2	1698,87	63883,2	31941,6
Машинист крана 5 р	57,9	9551,85		764,15	4126,4	2888,48	4332,72	5250	26913,6	3808,2	2	2068,29	63511,85	31755,93
Грузчики	42,5	7007,55		560,6	3027,26	2119,08	3178,62	5250	21143,1	2991,7	4	3034,74	99573,95	24893,49
Водитель вилочного погрузчика	42,5	7007,55		560,6	3027,26	2119,08	3178,62	5250	21143,1	2991,7	2	1517,37	49786,98	24893,49

Продолжение таблицы 34

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
Уборщица служеб-ных помещений	28,3	4661,25		372,9	2013,66	1409,56	2114,34	5250	15821,7	2238,7	2	1009,32	37130,18	18565,09
Повар	34,5	5684,25		454,74	2455,6	1718,92	2578,38	5250	18141,9	2567	6	3692,49	127945,8	21324,31
Работник охраны	32,5	5354,25		428,34	2313,04	1619,13	2428,69	5250	17393,4	2461,1	4	2318,75	81736,95	20434,24
Работник охраны	32,5	5354,25	1362,9	428,34	2858,2	2000,74	3001,11	5250	20255,5	2866,1	4	2318,75	94805,22	23701,3
Контролер	47,6	7845,75		627,66	3389,36	2372,55	3558,83	5250	23044,2	3260,7	2	1698,87	54308,53	27154,26
Контролер	47,6	7845,75	1997,1	627,66	4188,2	2931,74	4397,61	5250	27238,1	3854,1	2	3397,73	65582,06	32791,03
Сварщик 6	68,4	11289,3		903,14	4876,98	3413,88	5120,83	5250	30854,1	4365,8	6	7333,53	218652,9	36442,14
Сварщик 6 раз	68,4	11289,3	2873,6	903,14	6026,43	4218,5	6327,76	5250	36888,8	5219,6	2	2444,51	86661,34	43330,67
Слесарь 6 р	62,7	10348,8		827,9	4470,68	3129,48	4694,22	5250	28721,1	4063,9	4	4481,72	135621,8	33905,44
Слесарь 5 р	57,9	9551,85		764,15	4126,4	2888,48	4332,72	5250	26913,6	3808,2	2	2068,29	63511,85	31755,93
Энергетик	57,9	9551,85		764,148	4126,3992	2888,48	4332,7192	5250	26913,6	3808,182	4	4136,588	127023,7	31755,925
Энергетик	57,9	9551,85	2431,4	764,148	5098,9512	3569,27	5353,8988	5250	32019,49	4530,649	2	2068,294	75168,5804	37584,29
Лоборант	35,8	5898,75		471,9	2548,26	1783,78	2675,673	5250	18628,37	2635,85	4	2554,52	87611,4131	21902,853
Лоборант	35,8	5898,75	1501,5	471,9	3148,86	2204,2	3306,303	5250	21781,52	3082,01	4	2554,52	102008,653	25502,163
Машинист насос. уст. на тех. воде 4 р	47,6	7845,75		627,66	3389,364	2372,55	3558,832	5250	23044,16	3260,67	2	1698,866	54308,5292	27154,265
Машинист насос. уст. на тех. воде 4 р	47,6	7845,75	1997,1	627,66	4188,2	2931,74	4397,61	5250	27238,07	3854,09	2	1698,86	63883,1972	31941,59
Регл. Хвостового хозяйства	42,5	7007,55		560,604	3027,2616	2119,08	3178,6247	5250	21143,12	2991,68	4	3034,736	99573,9501	24893,48
Регл. Хвостового хозяйства	42,5	7007,55	1783,7	560,604	3740,75	2618,53	3927,79	5250	24888,98	3521,7	2	1517,36	58338,73	29169,36
Итого:		440116,05	49064	35209,3	209755,89	146829	220243,69	278250	1379468	195190,1	144	119628,6	4345191,1	1618865,7

Должностные оклады руководящих и инженерно-технических работников обогатительных фабрик приведены в таблице 35.

Таблица 35 – Оклады руководящих и инженерно-технических работников

Профессия	Часовая ставка, руб	Оклад, руб	Ночные, руб	Доплата за вредные условия труда, руб.	Премия на 1 рабоче-го, руб.	Районный коэф-фициент, руб.	Дальневосточный коэффициент, руб.	Оплата вахтовых, руб.	Зарплата 1 рабо-чего, руб.	Отпуск за месяц, руб	Кол-во рабочих, чел.	Работа в празд-нич. дни, руб.	Всего фонд зар-платы, руб	Среднемесячная зарплата 1 рабо-чего, руб
Директор	250	40000			16000	11200	16800	5250	89250	12628,6	1		101878,6	101878,6
Главный инже-нер	227	36353,6			14541,4	10179	15268,5	5250	81592,56	11545,1	1	8117,76	101255,4	101255,4
Начальник про-изводства	204	32622,4			13049	9134,27	13701,4	5250	73757,04	10436,4	1	7284,58	91477,99	91477,99
Начальник хво-стового хозяйст-ва	184	30340,2			12136,1	8495,26	12742,9	5250	68964,42	9758,23	1	6569,66	85292,32	85292,32
Главный энерге-тик	132,8	21912			8764,8	6135,36	9203,04	5250	51265,2	7253,85	2	4744,68	121782,8	60891,39
Главный механик	200	32000			12800	8960	13440	5250	72450	10251,4	1	7145,6	89847,03	89847,03
Зав. главного механика	170	27200			10880	7616	11424	5250	62370	8825,14	1	6073,76	77268,9	77268,9
Начальник ОТК	154,3	24691,2			9876,48	6913,54	10370,3	5250	57101,52	8079,67	1	5513,54	70694,74	70694,74
Зав складского хозяйства	98,82	16305,3			6522,12	4565,48	6848,23	5250	39491,13	5587,86	2	3530,64	93688,62	46844,31
Мастер ОТК	85,66	14133,9		1130,7	6105,84	4274,09	6411,14	5250	37305,69	5278,63	2	3060,46	88229,09	44114,54
Мастер тех про-изводства	117,3	19349,6		1548	8359,01	5851,3	8776,96	5250	49134,78	6952,4	4	8379,65	232728,4	58182,09
Мастер тех про-изводства	117,3	19349,6	4925,34	1548	10329,1	7230,4	10845,6	5250	59477,99	8415,93	2	4189,82	139977,7	69988,84
Мастер механик	110,2	18174,8		1454	7851,49	5496,04	8244,07	5250	46470,33	6575,39	2	3935,44	110026,9	55013,45
Мастер хвост. Хозяйства	85,66	14133,9			5653,56	3957,49	5936,24	5250	34931,19	4942,64	2	3060,46	82808,13	41404,06
Итого:		346566,3	4925,3	5680,6	142869	100008	150012,3	73500	823561,9	116531,2	23	71606,1	1486956,5	994153,6

По полученным расчетам составим общую таблицу заработной платы.

Таблица 36 – Годовой фонд заработной платы

Категория работающих	Численность работающих, чел.	Месячная заработная плата, руб	Годовая заработная плата, руб
Рабочие	78	2550300,5	30603606
Инженерно-технические работники	23	1486956,5	17843478
Служащие	50	1453272,8	17439273,6
Младший обслуживающий персонал	16	341618,2	4099418,4
ИТОГО:	167	5832148	69985776

8.6 Основные фонды

8.6.1 Стоимость зданий и сооружений

Необходимо определить стоимость зданий и сооружений с учетом их строительно-монтажных работ. Результаты расчета сводятся в таблице 37.

Таблица 37 – Стоимость зданий и сооружений

Наименование	Сметная стоимость
Здания	
Главный корпус фабрики	229 592 742,94
Мех. цех с боксами	62 138 433,56
Вахтовый поселок	45 918 548,32
Корпус дробления	45 439 940,25
Компрессорная	32 020 292,51
Административно-бытовой корпус	27 616 377,85
Котельная	23 304 960,12
Насосная станция	11 791 332,48
КПП с караульными помещениями	4 385 675,51
Итого:	482 208 303,5
Сооружения	
Автомобильные дорожки внутриплощадочные	16 113 831,55
Конвейерные галереи	12 654 195,34
Склад реагентов	3 100 732,87
Площадка для кислоты	1 140 547,88
Неучтенные здания и сооружения 20% от предыдущих	103 043 522,2
Итого:	136 052 829,84
Всего:	618 261 133,4

8.6.2 Стоимость оборудования

В соответствии с принятой технологической схемой обогащения необходимо определить стоимость оборудования, выбранного в технологической части дипломного проекта, а результаты свести в таблице 37 [17].

Таблица 37 – Стоимость оборудования

Наименование	Кол-во, шт	Цена за единицу оборудования	Монтаж 15%	Транспортировка 20 %	Общая стоимость
Автомобильные весы	1	2022053,14	303307,971	404410,628	2729771,73
Пластинчатый питатель 2-15-90	1	1280711	192106,65	256142,2	1728959,85
Дробилка Щековая ШДС-9*12	1	15890849,12	2383627,36	3178169,82	21452646,3
Ленточный конвейер	3	1556493,87	233474,080	311298,774	6303800,17
Пластинчатый питатель 2-12-90	2	1321818,72	198272,808	264363,744	3568910,54
Мельница ММС	2	28451752,5	4267762,88	5690350,508	76819731,8
Классификатор 1 КСН-24	2	3749548,84	562432,326	749909,768	10123781,8
Гидроциклон	16	420000	63000	84000	9072000
Мельница шаровая	4	22269388,7	3340408,30	4453877,744	120254699,
Грохот барабанный ГБ - 900*2500	8	360099,64	54014,946	72019,928	3889076,11
Сгуститель	1	38817398	5822609,75	7763479,67	52403487,8
Колонна стальная	26	1958880,0	293832,007	391776,01	68756689,7
Колонна титановая	17	1958274,9	293741,245	391654,994	44942410,5
Бак титановый	8	988977,37	148346,605	197795,474	10680955,6
Бак нержавеющей вертикальный	6	800383,02	120057,453	160076,604	6483102,46
Электролизер	4	3965369,1	594805,378	793073,838	21412993,6
Насос Варман 8/6	4	1151986,8	172798,027	230397,37	6220728,99
Стол концентрационный	1	5489929,6	823489,441	1097985,92	7411404,97
Кран мостовой 50т	1	662374	99356,1	132474,8	894204,9
Компрессор	5	1601662,5	240249,375	320332,5	10811221,8
Электрооборудование ЗИФ(Щиты)	1	2694692,7	404203,918	538938,558	3637835,26
Оборудование распр.устрой-ва 6 кВт.	2	4591169,12	688675,368	918233,824	12396156,6
Неучтенное оборудование 7 %					35139619,9
Итого:					537134189,9

8.7 Амортизация

Размер амортизационных отчислений определяется на основе норм амортизационных отчислений и положения о порядке планирования, начисления и использования амортизационных отчислений.

Суммарные годовые амортизационные отчисления определяются по формуле:

$$A_{\text{год}} = \frac{\sum N_a \cdot \Phi_n}{100}, \quad (89)$$

где N_a – норма амортизации, %;

Φ_n – первоначальная стоимость объекта или оборудования с учетом индексации цен на расчетный период.

Суммарно годовые амортизационные отчисления сведены в таблицу 38.

Таблица 38 – Амортизационные отчисления

Основные фонды	Удельный вес		Амортизация	
	%	рублей	%	рублей
Здания	28,5	482 208 303,5	3	14466249,11
Сооружения	8	136 052 829,84	5	6802641,492
Оборудование	28,8	485 960 578,1	18	87472904,06
Неучтенное оборудование	2	35139619,9	18	6325131,582
Инструмент	1,7	26856709,5	50	13428354,75
Транспортные средства	25,9	438171793,4	25	109542948,4
Электрооборудование	2,8	48101975,67	15	7215296,351
Производственный и хозяйственный инвентарь	1,3	21485367,6	15	3222805,14
Прочие	1	16114025,7	18	2900524,626
Итого:	100	1 690 091 203,24		251376855,5

8.8 Эффективность использования основных фондов

Фондоотдача:

$$\Phi_{\text{отд}} = \text{ТП} / O_{\text{осн}}, \quad (90)$$

где $O_{\text{осн}}$ – среднегодовая стоимость основных фондов, рублей.

$$\Phi_{\text{отд}} = 6318262500 / 1690091203,24 = 3,74.$$

Фондоемкость:

$$\Phi_{\text{ем}} = 1 / \Phi_{\text{отд}}, \quad (91)$$

$$\Phi_{\text{ем}} = 1 / 3,74 = 0,27.$$

Фондовооруженность:

$$\Phi = O_{\text{осн}} / Ч_{\text{сп}}, \quad (92)$$

где $Ч_{\text{сп}}$ – списочная численность промышленно-производственного персонала.

$$\Phi = 1690091203,24 / 167 = 10120306,6.$$

8.9 Оборотные фонды

Оборотные фонды – это часть производственных фондов предприятия (материалы, топливо, электроэнергия и т.д.), которая полностью потребляется в каждом производственном цикле.

Оборотные фонды по всем элементам затрат рассчитываются по расходу на 1 т руды и заносятся в таблицу 39.

Расчет затрат на материалы осуществляется по технологической части дипломного проекта, по нормам расхода и ценам на эти материалы, и на 1 т перерабатываемой руды, и на 1 год работы обогатительной фабрики.

Таблица 39 – Расчет затрат на материалы

Наименование	Единц. изм.	Расход на 1 т руды	Расход в год	Цена единицы материала, руб	Стоимость, руб
Цианид натрия	кг/т	0,62	1131500	225,31	254938265
Гидроксид натрия	кг/т	0,35	638750	37,76	24119200
Известь негашеная	кг/т	1,3	2372500	5,94	14092650
Сода кальцинированная	кг/т	0,001	1825	22,89	41774,25
Бура марки Б	кг/т	0,003	5475	127,44	697734
Кислота серная	кг/т	0,55	1003750	100,3	100676125
Теомочевина	кг/т	0,15	273750	141,36	38697300
Анионит АМ-2Б (смола)	кг/т	0,020	36500	1022,28	37313220
Шары стальные 60 мм	кг/т	1,0	1825000	36,1	65882500
Шары стальные 100 мм	кг/т	0,85	1551250	36,1	56000125
Футеровка мельниц стальная	кг/т	0,2	365000	78,62	28696300
Футеровка мельниц резиновая	кг/т	0,0009	1642,5	5352,86	8792072,55
Сетка н/ст 0.63 мм	м ² /т	0,002	3650	745	2719250
Сетка н/ст 1.2 мм	м ² /т	0,0005	912,5	1233	1125112,5
Фильтроткань «хлорин»	м ² /т	0,0001	182,5	1380	251850
Железный купорос	кг/т	0,0007	1277,5	25,2	32193
Электрическая энергия	кВт ч/т	30,0	54750000	2,77	151657500
Теплоэнергия	Гкал/т	0,002	3650	140	511000
Вода техническая	м ³ /т	0,5	912500	107	97637500
Прочие 3 % от всего					26516450,14
Итого:					910398121,4

8.10 Себестоимость

Себестоимость – совокупность затрат в денежном выражении на обогащение руды.

На основании рассчитанных технико-экономических показателей (зарплата, основные фонды, оборотные фонды и др.) необходимо составить калькуляцию себестоимости и заполнить таблице 40 [17].

Таблица 40 – Калькуляция себестоимости переработки руды

Статьи затрат	В год, тыс.руб	Удельный вес, %
Объем переработки		
Материалы	758740621,4	22,1
Топливо технологическое	287437500,4	8,4
Электроэнергия	151657500	4,4
Заработная плата	69985776	2
Единый соц. налог (26 %)	18196301,7	0,5
Амортизация	251376855,5	7,32
ИТОГО:	1537394555	44,7
Прочие расходы (10 % от ст.8)	153739455,5	4,5
Цеховая себестоимость	1 690 091 203, 24	49,3
Общезаводские расходы (3 % от ст. 10)	50702736,09	1,5
Полная себестоимость	3431927949,83	100

8.11 Прибыль и рентабельность

Прибыль валовая:

$$P_v = TP - C, \quad (93)$$

где C – полная себестоимость реализованной продукции, руб.

$$P_v = 6318262500 - 3431927949,83 = 2886334550,17.$$

Чистая прибыль:

$$P_{ч} = P_v - (P_б * H_n)/100, \quad (94)$$

где $P_б$ – балансовая прибыль, руб;

H_n – ставка налога на прибыль (24 %).

$$P_{ч} = 2886334550,17 - \frac{4600728997,5 * 24}{100} = 1782159590,77 \text{ руб.}$$

Рентабельность к себестоимости:

$$R = P_{ч} / C * 100, \% \quad (95)$$

$$R = 1782159590,77 / 3431927949,83 * 100 = 51,92 \%$$

8.12 Определение платы за загрязнение окружающей среды и размещение отходов

Существуют два вида базовых нормативов платы:

- за выбросы, сбросы загрязняющих веществ, размещение отходов и другие виды вредного воздействия в границах предельно допустимых нормативов;

- за выбросы, сбросы загрязняющих веществ, размещение отходов и другие виды вредного воздействия в пределах установленных лимитов (временно согласованных нормативов).

Общая величина платы природопользователей за размещение отходов определяется по формуле:

$$P_{от} = K * C_{пл} * M_{фс}, \quad (96)$$

где K – поправочный коэффициент экологической ситуации;

$C_{пл}$ – ставка платы за размещение отходов, руб/т (52руб/тонну);

$M_{фс}$ – фактический объем размещаемых отходов, тонн.

$$P_{от} = 0,8 * 52 * 1800000 = 74880000 \text{ руб.}$$

8.13 Показатели экономической эффективности

Основными показателями экономической эффективности проектов в условиях рынка являются:

1. Чистый дисконтированный доход или разность суммарных доходов и расходов за весь период осуществления проекта, приведенная (дисконтированная) к году начала движения денежных потоков.

Среднегодовой доход:

$$D_r = TP - O_{об}, \quad (97)$$

где $O_{об}$ – стоимость среднегодовых оборотных фондов.

$$D_r = 6318262500 - 910398121,4 = 5407864378,6 \text{ руб.}$$

Среднегодовые капитальные затраты:

$$K_r = K_b / t_c, \quad (98)$$

где K_b – общие, суммарные капитальные вложения;

t_c – время строительства предприятия.

$$K_r = 1\,690\,091\,203,24/2 = 845045601,62 \text{ руб.}$$

Рассчитываются коэффициенты дисконтирования для величин годового дохода (A_d) и капитальных затрат (A_k):

$$A_d = [(1+E)^t - 1]/(1+E)^T * E, \quad (99)$$

где t – время эксплуатации;

E – ставка банка в долях единицы (0,15);

T – общее время движения денежных потоков, $T = t + t_c$.

$$A_d = [(1 + 0,15)^{20} - 1]/(1 + 0,15)^{22} * 0,15 = 4,74.$$

$$A_k = [(1+E)^t - 1]/(1+E)^{t_c} * E, \quad (100)$$

$$A_k = [(1 + 0,15)^{20} - 1]/(1 + 0,15)^2 * 0,15 = 7,7.$$

Рассчитывается чистый дисконтированный доход:

$$D_d = D_r * A_d - K_r * A_k. \quad (101)$$

$$D_d = 5407864378,6 * 4,74 - 845045601,62 * 7,7 = 19126426022,09 \text{ руб.}$$

Индекс доходности или уровень доходности проекта на вложенную денежную единицу:

$$I_d = D_r * A_d / K_r * A_k. \quad (102)$$

$$I_d = 5407864378,6 * 4,74 / 845045601,62 * 7,7 = 3,94.$$

При $I_d < 1$ проект не эффективен.

Технико-экономические показатели сведены в таблицу 41.

Таблица 41 – Технико-экономические показатели

Показатели	Ед.измер.	Проект
Производственная мощность:	т/год	
по сырью	т/год	1800000
по концентрату	г/год	2297550
Численность ППП:	человек	167
Производительность ППП	г/чел.	50,76
Годовой фонд заработной платы	рублей	69985776
Основные фонды	рублей	1690091203,24
Оборотные фонды	рублей	910398121,4
Амортизация	рублей	251376855,5
Полная себестоимость	рублей	3431927949,83
Цена 1 г продукта	рублей	2750
Себестоимость 1 т продукта	рублей	1906,62
Реализуемая продукция	рублей	6318262500
Прибыль чистая	рублей	1782159590,77
Рентабельность	%	51, 92
Плата за сбросы и размещение отходов	рублей	74880000
Налог с прибыли	рублей	1104174959,4
ЧДД	рублей	19126426022,09
ИД		3,94
Срок окупаемости	лет	2.8

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В результате проделанной работы запроектирована обогатительная фабрика на базе существенно кварцевых убогосульфидных золотосодержащих руд Покровского месторождения с содержанием золота в исходной руде 1,5 г/т и производительностью по сухому сырью 1800000 т/год.

Выбрана гидрометаллургическая схема обогащения с последующей плавкой катодного осадка в сплав Доре.

Были рассчитаны следующие показатели:

- качественно-количественная схема с содержанием золота на выходе 1,3 г/т при извлечении 85%;

- водно-шламовая схема с общим расходом воды 26112,42 м³/сут.

Выбрано основное технологическое оборудование:

- в цехе дробления – одна дробилка ШДС 9*12;

- в цехе измельчения – две мельницы ММС 55*18, четыре мельницы МШЦ 32*54, два спиральных классификатора 1 КСН-24, двенадцать гидроциклонов ГЦР-500, два барабанных грохота ГБ 900*2500;

- для цеха гидрометаллургии – сгуститель GX-24, двадцать шесть пачуков сорбционного цианирования, 5 барабанных грохотов ГБ 900*2500 и один концентрационный стол;

- для цеха регенерации и электролиза: семнадцать регенерационных колон и четыре электролизера ЭМ-90.

Выбрано вспомогательное оборудование: пластинчатый питатель 2-15-90 и 2-12-90, ленточные конвейеры, восемь песковых насосов ВАРМАН 8/6.

Решены вопросы водоснабжения и канализации, электро- и теплоснабжения, реагентного хозяйства, ремонтно-механической службы и хвостового хозяйства.

Изучено влияние обогатительной фабрики на атмосферный воздух, поверхностные и подземные воды, почву и предусмотрены меры борьбы с этими вредными факторами.

Так же предусмотрена безопасность на обогатительной фабрике от воздействия вредных веществ, шума и вибрации, запыленности воздуха рабочей зоны, а также электрическая и пожарная безопасности.

В специальной части дипломного проекта раскрыта тема «Сорбционно-го извлечения золота» из нее следует, что на проектируемой обогатительной фабрике следует применять активированные угли.

Рассчитаны основные технико-экономические показатели:

- годовой фонд заработной платы 69985776 рублей;
- основные фонды 1 690 091 203,24 рублей;
- оборотные фонды 910 398 121,4 рублей;
- чистая прибыль составила 1782159590,77 рублей;
- рентабельность – 51,92 %;
- срок окупаемости фабрики составил три года.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Андреев, С.Е. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых: учеб. для вузов / С.Е. Андреев, В.А. Петров, В.В. Зверевич. – М.: Недра, 1980. – 415 с.
2. Барченков, В.В. Основные технологические процессы переработки золотосодержащих руд: учеб. для вузов / В.В. Барченков. – СПб.: ИЦ Интермедия, 2013. – 476 с.
3. Богданов, О.С. Справочник по обогащению руд. Подготовительные процессы: учеб. для вузов / О.С. Богданов. – М.: Недра, 1982. – 366 с.
4. Богданов, О.С. Справочник по обогащению руд. Основные процессы: учеб. для вузов / О.С. Богданов. – М.: Недра, 1983. – 381 с.
5. ГОСТ 12.1.005-88 «Общие санитарно-гигиенические требования к воздуху рабочей зоны». – М.: Приор, 1988.
6. Добрынина, Н.А. Основы прикладной экологии: учеб. пособие / Н.А. Добрынина, В.В. Перминов. – Чита: Изд-во ЧитГУ, 2001. – 176 с.
7. Единые правила безопасности при дроблении, сортировке, обогащении полезных ископаемых и окусковании руд и концентратов. – М.: Изд-во Академии горных наук, 2000. – 120 с.
8. Климентов, П.П. Общая геология Амурской области / П.П. Климентов, Г.Я. Богданов. – М.: Недра, 2003. – 356 с.
9. Лебедева, К.В. Охрана труда на предприятиях цветной металлургии / К.В. Лебедева. – М.: Металлургия, 1981. – 216 с.
10. Лобов, А.И. Комплексные прогнозно-минерагенические исследования территории Амурской области м-ба 1:500000 в 1991-1996 гг. – Хабаровск, 1996.
11. Мязин, В.П. Проектирование горно-обогатительного производства (охрана окружающей среды): учеб. пособие / В.П. Мязин, В.И. Мязина, Н.П. Насоловец. – Чита: Изд-во ЧитГУ, 2004. – 198 с.

12. Отчет по преддипломной практике Покровского месторождения: отчет / А.И. Трубин. – Благовещенск: Изд-во АмГУ, 2018.
13. Павлюк, Н.Г. География Амурской области: учеб. пособие / Н.Г. Павлюк. – Благовещенск: Изд-во БГПУ, 2005.
14. Разумов, К.А. Проектирование обогатительных фабрик: учеб. для вузов / К.А. Разумов. – М.: Недра, 1982. – 518 с.
15. СанПиН 2.1.4.027-95 «Зоны санитарной охраны источников водоснабжения и водопроводов хозяйственно-питьевого назначения». – М.: Приор, 1995.
16. СанПиН 2.2.4.3359-01 «Шум. Вибрация. Инфразвук. Ультразвук». – М.: Приор, 2001.
17. Сапожников, С.Ю. Экономика и менеджмент: метод, указание / С.Ю. Сапожников. – Чита: Изд-во ЧитГУ, 2005. - 31 с.
18. Фатьянов, А.В. Проектирование обогатительных фабрик: учеб. пособие / А.В. Фатьянов. – Чита: Изд-во ЧитГУ, 2003.
19. Фатьянов, А.В. Проектирование обогатительных фабрик: справ. пособие / А.В. Фатьянов, Л.Г. Никитина, А.А. Рябова. – Чита: Изд-во ЧитГУ, 2004. – 111 с.
20. Федотов, К.В. Проектирование обогатительных фабрик: учеб. / К.В. Федотов, Н.И. Никольская. – М.: Изд-во Мир и «Горная книга», 2012. – 536 с.
21. Федеральный закон от 21 июля 1997 г. № 116-ФЗ «О промышленной безопасности опасных производственных объектов» // Собр. законодательства Российской Федерации. – 1997.
22. Федеральный закон РФ от 03 марта 1995 г. N 2395-1-ФЗ "О недрах" с дополнениями 2013 г. // Собр. законодательства Российской Федерации. - 1995. – № 10. – 823 с.
23. Федеральный закон РФ от 10.01.2002 № 7-ФЗ «Об охране окружающей среды, с изменениями от 28.11.2015 // Собр. законодательства Российской Федерации. – 2002.

24. ГОСТ 12.0.004-2015. Система стандартов безопасности труда (ССБТ). Организация обучения безопасности труда. Общие положения. – М.: Росстандарт, 2015. – 42 с.
25. ГОСТ 12.1.004-91 Пожарная безопасность. – М.: Госстандарт СССР, 1991. – 15с.
26. ГОСТ 12.1.029-80 Средства и методы защиты от шума. – М.: Госстандарт СССР, 1980. – 5 с.
27. ГОСТ 17.4.3.02-85 Охрана природы. Почвы. Требования к охране плодородного слоя почвы при производстве земляных работ. – М.: Госстандарт, 1985. – 8 с.
28. ГОСТ 17.4.4.02-84 «Охрана природы. Почвы. Методы отбора и подготовки проб для химического, бактериологического, гельминтологического анализа». – М.: Госстандарт СССР, 1984. – 5 с.
29. ГОСТ 17.1.3.07-82. Охрана природы. Гидросфера. Правила контроля качества воды водоемов и водотоков. – М.: Госстандарт СССР, 1982. – 12 с.
30. ГОСТ 17.5.3.04-83 Охрана природы (ССОП). Земли. Общие требования к рекультивации земель. – М. Росстандарт, 1983. – 8 с.
31. ССБТ. ГОСТ 12.1.016-79. Воздух рабочей зоны. Требования к методам измерения концентраций вредных веществ.
32. СНиП П.А.9.71 Искусственное освещение. Нормы проектирования. – М.: Госстрой СССР, 1971. – 28 с.
33. СанПиН 2.1.5.980-00 «Гигиенические требования к охране поверхностных вод». - М.: Минздрав России, 2000. – 8 с.