

Министерство науки и высшего образования 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
Зав. кафедрой

_____ Д.В. Юсупов
«__» _____ 2020 г.

ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ

на тему: Проект обогатительной фабрики на базе золотосодержащих руд Покровского месторождения. Спецчасть: автоклавное окисление

Исполнитель студент группы 415-ос 2	_____	А.К. Пасынкова
Руководитель профессор, д.г.-м.н.	_____	И.В. Бучко
Консультанты: по разделу безопасность и экологичность проекта профессор, д.г.-м.н.	_____	Т.В. Кезина
по разделу технологическая часть доцент, к.т.н.	_____	К.К. Размахнин
по разделу экономика профессор, д.г.-м.н.	_____	И.В. Бучко
Нормоконтроль	_____	С.М. Авраменко
Рецензент	_____	Е.С. Сбитнев

Благовещенск 2020

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

Факультет инженерно-физический
Кафедра Геологии и природопользования

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ
Зав. кафедрой

_____ Д.В. Юсупов
«___» _____ 2019 г.

ЗАДАНИЕ

К выпускному квалификационному проекту студента Пасынковой Алены Константиновны

1. Тема выпускного квалификационного проекта: Проект обогатительной фабрики на базе золотосодержащих руд Покровского месторождения

2. Срок сдачи студентом законченного проекта: 12 февраля 2020 года

3. Исходные данные к выпускному квалификационному проекту: $Q = 2920000$ 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, специальная часть, безопасность и экологичность проекта, экономическая часть

5. Перечень материалов приложений: 5 рисунков, 59 таблиц

6. Консультанты к выпускному квалификационному проекту: Бучко И.В., Кезина Т.В., Размахнин К.К.

Дата выдачи задания: 2 сентября 2019 года

Руководитель выпускного квалификационного проекта:

Задание принял к исполнению (дата): 2 сентября 2019 года

РЕФЕРАТ

Дипломный проект содержит 159 страниц, 5 рисунков, 59 таблиц, 152 формулы, 40 источников.

СЫРЬЕВАЯ БАЗА, ПОКРОВСКОЕ МЕСТОРОЖДЕНИЕ, ЗОЛОТО, БАЛАНС МЕТАЛЛОВ, ОБОГАЩЕНИЕ, МЕЛЬНИЦА, ИЗВЛЕЧЕНИЕ, ОБОГАТИТЕЛЬНАЯ ФАБРИКА, СОРБЦИОННОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ, СОРБЕНТ, РЕГЕНЕРАЦИЯ, ЭЛЕКТРОЛИЗ, АВТОКЛАВНОЕ ОКИСЛЕНИЕ

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

Руды Покровского месторождения по своему химическому и минеральному составу относятся к типу существенно кварцевых, убого-сульфидных 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, разработка мероприятий по безопасности жизнедеятельности и охраны окружающей среды, расчёт технико-экономических показателей, выполнение графической части.

В специальной части дипломного проекта рассмотрено применение автоклавного окисления при извлечении золота из упорных руд Покровского месторождения.

СОДЕРЖАНИЕ

Введение	8
1 Общие сведения о предприятии и его географическое местоположение	10
2 Геологическая часть	12
2.1 Общая геологическая характеристика месторождения	12
2.2 Характеристика исходного сырья	13
3 Технологическая часть	20
3.1 Выбор и обоснование технологической схемы обогащения	20
3.2 Реагентный режим	27
3.3 Расчет качественно-количественной схемы обогащения	28
3.4 Расчет водно-шламовой схемы обогащения	31
4 Выбор и расчет основного и вспомогательного технологического оборудования	37
4.1 Общие положения при выборе основного оборудования	37
4.2 Выбор и расчет оборудования для крупного дробления	38
4.3 Выбор и расчет оборудования для измельчения	40
4.3.1 Выбор и расчет мельниц для первой стадии измельчения	41
4.3.2 Выбор и расчет мельниц для второй стадии измельчения	43
4.4 Выбор и расчет оборудования для классификации	49
4.4.1 Выбор и расчет классификаторов	49
4.4.2 Выбор и расчет гидроциклонов	50
4.5 Выбор и расчет оборудования для грохочения	54
4.6 Выбор и расчет оборудования для сгущения	55
4.7 Выбор и расчет оборудования цеха гидromеталлургии	57
4.7.1 Выбор и расчет оборудования для грохочения	57
4.7.2 Расчет операции предварительного цианирования	57
4.7.3 Расчет количества емкостей предварительного цианирования	59

4.7.4 Расчет материального баланса по золоту для операции предварительного цианирования	60
4.7.5 Расчет операции сорбционного выщелачивания	62
4.7.6 Отделение регенерации ионообменной смолы	69
4.7.7 Расчет и выбор оборудования для электролиза	79
4.7.8 Оборудование отделения сушки и плавки катодных осадков	91
4.8 Выбор и расчет вспомогательного оборудования	93
4.8.1 Выбор и расчет пластинчатого питателя	93
4.8.2 Выбор и расчет ленточных конвейеров	94
4.8.3 Выбор и расчет песковых насосов	95
4.8.4 Подъемно-транспортное устройство	97
5 Вспомогательные службы	98
5.1 Электроснабжение	98
5.2 Теплоснабжение	98
5.3 Водоснабжение и канализация	99
5.4 Реагентное хозяйство	99
5.5 Ремонтно – механическая служба	101
5.6 Хвостовое хозяйство	102
6 Безопасность и экологичность проекта	104
6.1 Электробезопасность	104
6.2 Пожарная безопасность	105
6.3 Охрана труда	106
6.3.1 Освещение	107
6.3.2 Промышленная санитария	108
6.3.3 Шум и вибрация	110
6.3.4 Загазованность и запыленность	111
6.3.5 Подъемно-транспортные работы	113
6.3.6 Опасные и вредные производственные факторы на обога-	

тительной фабрике Покровского месторождения	114
6.4 Охрана окружающей среды	115
6.4.1 Охрана атмосферного воздуха от загрязнений	115
6.4.2 Охрана поверхностных и подземных вод	116
6.4.3 Охрана почв	117
6.5 Рекомендации по детоксикации отходов, образующихся при автоклавном окислении руд	119
7 Специальная часть «Автоклавное окисление при переработке руд Покровского месторождения»	120
7.1 Описание процесса автоклавного окисления	123
8 Экономическая часть	128
8.1 Режим работы, график сменности, баланс рабочего времени	129
8.2 Производственная мощность, производственная программа и товарная продукция фабрики	130
8.3 Численность трудящихся	133
8.4 Производительность труда	134
8.5 Заработная плата	135
8.6 Основные фонды	144
8.6.1 Стоимость зданий и сооружений	144
8.6.2 Стоимость оборудования	145
8.7 Амортизация	146
8.8 Эффективность использования основных фондов	147
8.9 Оборотные фонды	147
8.10 Себестоимость	148
8.11 Прибыль и рентабельность	150
8.12 Определение платы за загрязнение окружающей среды и размещение отходов	150
8.13 Показатели экономической эффективности	150
Заключение	154

Библиографический список

156

Приложение А Технологическая схема

Приложение Б Спецификация

ВВЕДЕНИЕ

Золото является одним из немногих металлов, находящихся в природе в самородном состоянии. Несмотря на крайне низкое содержание его в природных объектах, во всем мире вкладываются огромные средства в разведку новых месторождений, горные работы различного вида, металлургию и технологию получения изделий. Эти затраты окупаются не только высокой ценой благородных металлов, но и их приоритетным использованием в ряде отраслей техники, имеющих, в частности оборонное значение.

В настоящее время в мире применяется множество различных технологий обогащения золотосодержащих пород, однако способ выщелачивания стоит на первом месте и лидирует с большим отрывом.

Само по себе выщелачивание может также проводиться с использованием различных реагентов и технологий, таких как цианирование (использование соединений азотистой кислоты), бактериально-химическое извлечение золота и пр.

Общим для всех способов выщелачивания руд является его базовый принцип – перевод металлов (это может быть медь, серебро, золото, уран, кобальт, цинк, никель, платина, палладий и т.д.) из руды в растворимое состояние.

Существуют месторождения, где драгоценные металлы – золото и серебро – находятся в достаточно низких концентрациях и в рудах, в которых атомы золота и серебра включены в кристаллическую решетку сульфидных минералов – пирита и арсенопирита. Около 75 % запасов золота и серебра в России представлено именно такими золотоносными сульфидными рудами. Для извлечения золота из таких руд необходимо, прежде всего, окислить сульфиды железа и мышьяка, чтобы высвободить золото и уже после этого применять традиционные технологии извлечения золота, например, цианирование.

В производстве благородных и редких металлов, несмотря на то, что главная часть затрат состоит в добыче руды, основной проблемой является

извлечение металлов из породы, т.е., в случае с выщелачиванием, наиболее полное раскрытие руды. Именно этапом раскрытия руды определяется экономическая целесообразность и выгода всего процесса, т.к. здесь определяется степень извлечения благородного металла.

Вовлечение в переработку упорных золотосодержащих руд требует внедрения в технологические схемы операции предварительного окисления сульфидных минералов, содержащих золото. В качестве таких операций используют бактериальное и автоклавное окисление, различные виды обжигов и другие. При неполном окислении сульфидов при цианировании не достигается высокое извлечение золота даже при повышенном расходе цианида. Кроме того, затрудняются процессы сорбционного выделения растворенного золота в связи с высоким содержанием примесей. Снижается емкость сорбента, усложняются процесс его регенерации.

Целью дипломного проекта является проект обогатительной фабрики на базе золотосодержащих 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 применения автоклавного окисления флотационных концентратов упорных руд перед операцией сорбционного выщелачивания.

1 ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ПРЕДПРИЯТИИ И ЕГО ГЕОГРАФИЧЕСКОЕ МЕСТОПОЛОЖЕНИЕ

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

Область лежит в умеренном поясе. Климат континентальный с муссонными чертами. Почти весь год на территории области бывает маловетренная погода. Средняя годовая скорость ветра – не более 3,6 м/сек. Зима холодная, сухая, малоснежная, безоблачная. Средняя температура января от минус 24 °С на юге до минус 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 день [15].

Температура воздуха изменяется с юга на север. Средняя температура января на юге (Архара) – минус 27,6 °С, на севере (Усть-Нюкжа) – минус 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 с температурой воздуха выше плюс 10 °С длится здесь 115-134 дня.

Область получает достаточное количество тепла и осадков для возделывания многих сельскохозяйственных культур. Наибольшее количество осадков выпадает в горной части на востоке области (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).

Большую площадь лесного фонда занимают хвойные леса до 65,1 %. Самые распространенные среди них – лиственничные (59,8 % всех лесов). Основными лесообразующими породами являются лиственница, ель, сосна, пихта, дуб, береза, на юге встречаются амурский бархат, маньчжурский орех, ясень, липа и др. Из кустарников наиболее распространены багульник, леспедация, рододендрон, лещина маньчжурская, береза Миддендорфа.

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, лисица красная, колонок, енотовидная собака, норка [15].

Ихтиофауна представлена 64 видами рыб, обитающими в двух бассейнах – Амурском и Ленском. Наиболее многочисленное стадо рыб, как по количеству, так и по видовому составу – Амурское. Чаще других рыб в уловах представлены следующие: по водоемам южной части области – серебряный карась, амурская щука, сазан, сом амурский, подуст чернобрюшка, касатка-скрипун; по Зейскому водохранилищу – щука, серебряный карась, налим, чебак, касатка-скрипун. Из проходных лососей – осенняя кета.

2 ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

2.1 Общая геологическая характеристика месторождения

Покровское эпиптермальное 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. Эта толща прорвана широко распространенным гранитоидным комплексом, включающим малые интрузии гранитов и гранит-порфиров. Наиболее поздняя субвулканическая активность отмечена внедрением постгранитных силлов и даек дацитов [9].

Главные рудные зоны – Покровка 1 (рудные тела Главное, Новое, Зейское) и Покровка 3 (рудное тело Молодежное и Озерное), разделенные Сергеевским разломом северо-западного простирания. Первые три рудные тела локализованы в гранитоидах, а остальные приурочены к контакту между гранитами и перекрывающими их вулканитами, а также к вулканитам.

Тела представляют собой полого падающие зоны кварцевых жил, их мощности варьируют от 1 м до 70 м.

Участок месторождения находится в западной части Умлекано-Огоджинского прогиба внутри континентального вулканического пояса поздне-мезозойского 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 также пологопадающие

нарушения, включая пологопадающий надвиг в основании минерализованных гранитов [11].

2.2 Характеристика исходного сырья

Руды Покровского месторождения по своему химическому и минеральному составу относятся к типу существенно кварцевых убого-сульфидных золотосеребряных руд.

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 рудное тело Зейское, южная часть рудного тела 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 [11].

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 дорудной аргиллизации пород. Минеральный состав руд отражен в таблице 2.1.

Таблица 2.1 – Минеральный состав руд Покровского месторождения [11]

Минералы	Гидротермальные			Гипергенные
	главные	второстепенные	редкие	
1	2	3	4	5
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,	Гетит, гидрогетит, гидрогематит, псиломелан, лимонит, малахит, скородит, ковеллин,

Продолжение таблицы 2.1

1	2	3	4	5
			айкинит, борнит, энаргит, магнетит, самородное железо, висмутин	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 примерно 40 % руд месторождения, что обусловило при технологических испытаниях выделение сорта «рыхлых руд». К этой категории относятся руды рудных тел Зейского, Нового, значительная часть руд рудных тел Молодежного, Озерного и частично рудного тела 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 [11]. 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 6,2 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 золотинок 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 первого типа наблюдается в виде мелких менее 30 мкм округлых или изометричных выделений в кварце. Очень редко они группируются, подчеркивая микротрещиноватость в кварце. 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 концентрируется по границам обломков в кварце, на границах полос или в зонах микробрекчирования, в редких случаях – в виде микровключений в пирите. Золото-сульфоантимонитовая ассоциация наиболее широко представлена в восточной части рудного тела Молодежного и Главного, определяя относительно повышенную сереброносность руд. Среди рудных минералов, количество которых не превышает 0,5 %, характерно появление электрума, аргентита, прустита, пираргирита, полибазита и др., редко встречающихся минералов серебра. Сульфосоли серебра образуют тонкие сростания, реже самостоятельные выделения размером до 0,2-0,5 мм.

Золото третьего 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 некоторых проб руды Покровского месторождения представлен в таблице 2.2.

Таблица 2.2 – Химический состав технологических проб [11]

Компоненты	Массовая доля, %	Компоненты	Массовая доля, %
SiO ₂	64,0	Ni	0,003
Al ₂ O ₃	14,2	Co	0,001
MgO	2,1	V	0,008
CaO	2,2	Cr	0,008
Na ₂ O	0,6	W	0,0005
K ₂ O	2,3	Mo	<0,001
TiO ₂	0,51	Zr	0,015
MnO	0,16	Tl	0,0004
P ₂ O ₅	0,29	Sn	0,0004
Fe _{общ}	2,52	Be	0,0003
Fe _(S)	0,92	Ba	0,03
Fe _{окисл}	1,60	Ga	0,002
S _{общ}	1,17	Y	0,002
S _(S)	1,17	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 по данным ГКЗ составляет 1,5 г/т руды. Золото преимущественно мелковкрапленное (от 0,5 до 10 мкм), что предопределяет необходимость тонкого измельчения всей руды до – 0,1 мм (95 % класса минус 0,074 мм).

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

В нижних горизонтах Покровского месторождения руды более плотные (удельный вес 3 г/см³) и крепкие – до 8 единиц по шкале Протодяконова, характеризуются меньшим содержанием готового класса. С углублением горизонтов добычи в рудах возрастает содержание сульфидов (до 5 %), в основном пирита, что резко ухудшает показатели по выщелачиванию.

В таблице 2.3 приведены результаты рационального анализа, которые показывают, что основная масса золота в руде находится в доступной прямому цианированию форме (86,6 %), из них 57,6 % приходится на золото в сростках.

Таблица 2.3 – Рациональный анализ исходной руды на золото и серебро

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:	1,07	26,0	0,48	10,2
минус 2,0 мм	0,12	2,9		
минус 1,0 мм	0,17	4,1		
минус 0,5 мм	0,53	13,0		
минус 0,2 мм	0,12	2,8		
минус 0,074 мм (95 %)	0,13	3,2		
В виде сростков (цианируемое)	0,9	57,6	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 1,0	28,1
Извлекаемое цианированием после обработки в соляной кислоте (связанное с карбонатами, гидроксидами железа, с пирротинном)	0,11	7,3	менее 1,0	
Цианируемое после обработки в азотной кислоте (ассоциированное с сульфидами)	0,06	4,4	менее 1,0	
Тонковкрапленное в породообразующие минералы	0,01	0,5	менее 1,0	
Всего в исходной пробе (по балансу)	1,5	100,0	4,72	100,0

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

В упорной, не доступной прямому цианированию форме, присутствует 13-14 % 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, пирротинном 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 2.4.

Таблица 2.4 – Гранулометрическая характеристика исходной руды с распределением золота, серебра и серы по классам крупности

Класс крупности, мм	Выход, %	Содержание, г/т		Массовая доля серы, %	Распределение, %		
		золота	серебра		золота	серебра	серы
1	2	3	4	5	6	7	8
-70+50	16,8	2,4	4,39	1,5	13,2	16,2	22,4
-50+40	7,31	5,1	6,34	1,1	12,2	10,2	7,2
-40+20	17,08	3,4	6,55	1,04	19,0	24,6	15,8
-20+10	12,42	4,2	6,29	1,01	17,2	17,2	11,2
-10+5	10,33	4,0	5,45	1,12	13,5	12,4	10,3
-5+2	8,55	3,1	3,33	1,05	8,7	6,3	8,0
-2+1	8,03	2,6	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	1,95	2,1	1,03	1,1	0,8	1,6
-0,315+0,16	2,77	1,51	1,76	1,3	1,4	1,1	3,2
-0,16+0,1	1,18	1,67	2,53	1,6	0,6	0,7	1,7
-0,1+0,074	0,81	1,37	1,87	0,49	0,4	0,3	0,3
-0,074	6,24	0,94	1,61	0,79	1,9	2,3	4,4
Итого: исх. руда	100,00	3,05	4,54	1,12	100,0	100,0	100,0

Из выше представленного следует, что руда Покровского месторождения относится к убого-сульфидному золото кварцевому типу руды.

Массовая доля рудных минералов в пробе 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 проба относится к смешанному типу. Основным полезным компонентом является золото, серебро является попутно извлекаемым компонентом.

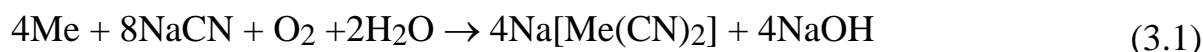
Золото самородное, низкопробное. Основная его масса (95 %) представлена тонкими и тонкодисперсными золотинами (класс минус 0,074 мм). Доля крупного золота находится на уровне 6 %. Индивидуальный размер золотинок не превышает 0,15 мм.

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 (извлекаемого амальгамацией) металла приходится 26-27 %, причем основная его масса вскрывается в классе минус 0,074 мм. Упорное 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 обогащения

По данным рационального анализа руды убого-сульфидного золотокварцевого типа следует обогащать прямым цианированием. Операция цианирования золота из твердой фазы пульпы в растворимое соединение под действием растворителя NaCN обеспечивает возможность сорбента сорбировать золото из растворов [4]. При крупности измельчения руды 95 % класса минус 0,074 мм этот метод достаточно эффективен, так как создаются более благоприятные условия диффузионного подвода ионов CN^- и молекул растворенного кислорода к поверхности золотинок [3]. Данный процесс проходит по следующей химической реакции:



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 :



Помимо реагентного режима важными параметрами процесса цианистого выщелачивания золота является отношение Ж:Т в пульпе и продолжительность процесса [3]. Разжижение пульпы требуется для обеспечения наилучших условий извлечения золота из кварц убого-сульфидных руд и руд с высоким содержанием окислов железа или глины. Для таких руд принимают Ж:Т=2-2,5:1.

Кинетика выщелачивания золота из существенно кварцевых убого-сульфидных руд с измельчением до 95 % класса минус 0,074 мм представлена в графическом виде на рисунке 3.1.

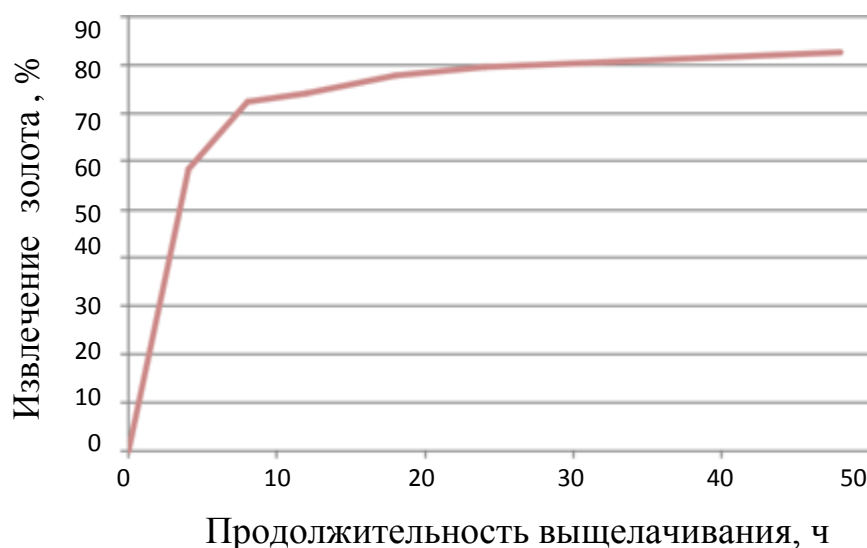


Рисунок 3.1 – Зависимость извлечения золота от продолжительности выщелачивания и толщины помола при сорбционном цианировании [6]

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. Следует учитывать, что кинетика цианирования в лабораторном бутылочном агитаторе благоприятнее, чем кинетика цианирования в промышленных аппаратах.

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

Низкое содержание ценного компонента в рудах Покровского месторождения является их специфической особенностью. На основании этого и выше изложенного для переработки существенно кварцевых убогосульфидных золотосодержащих руд месторождения «Покровское» выбрана гидрометаллургическая схема, включающая крупное дробление, двухстадийное измельчение (полусамоизмельчение на первой стадии и шаровое на второй), сорбционное цианирование с последующей отмывкой и регенерацией смолы. Товарный регенерат после регенерации поступает в отделение электролиза на электролизеры. Конечным продуктом является катодный осадок, который переплавляют в сплав Доре и отправляют на аффинажный завод. Принципиальная схема представлена на рисунке 3.2.

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 90 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.

Крупное дробление исходной руды осуществляется в щековой дробилке. Дробление руды в дробилке осуществляется до крупности 230 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. 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, откуда через разгрузочную решетку поступает в 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 возвращаются 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.

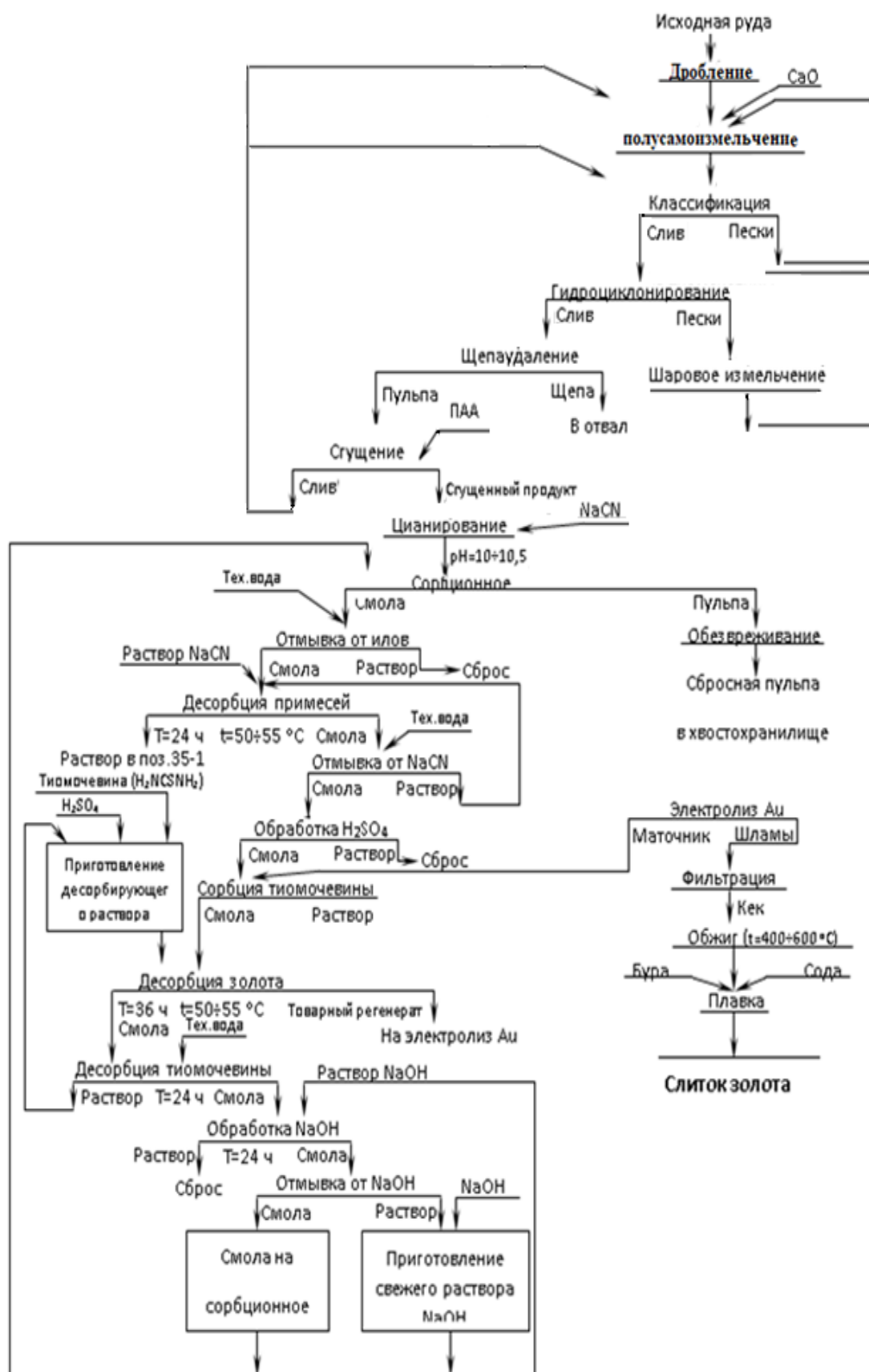


Рисунок 3.2 – Технологическая схема обогащения руд Покровского месторождения

Слив гидроциклонов является конечным продуктом измельчения и поступает в сливной короб, из которого направляется в грохота, где происходит очистка пульпы от щепы. Выделенная щепка 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 трех 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) [4]. 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 псевдосжиженном 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, разделенных в одну технологическую цепочку, в противоточном режиме, т.е. смола от колонны к колонне передвигается в одну сторону, а обрабатывающие растворы (или вода для отмывки) – в противоположную. Смола передвигается в автоматическом режиме равными объемными порциями с задаваемой периодичностью [4].

Насыщенная смола из отделения цианирования и сорбции поступает в колонну 15-1, где производится её контрольная (финишная) отмывка от илов технической водой при температуре 15 °С, так же отмывается и в колонне 15-2 при температуре 25-30 °С. В колоннах 15-3 и 15-4 смола подвергается кислотной обработке. Назначение данной операции – удаление со смолы меди и оставшихся примесей. В колоннах с 15-5 по 15-10 происходит десорбция золота при помощи

тиомочевины. Далее идет отмывка смолы от тиомочевины, она осуществляется в колоннах с 15-11 по 15-14 при помощи подогретой воды при температуре 45-50 °С для возврата тиомочевины обратно в технологический процесс, что обеспечивает снижение расхода тиомочевины.

В колоннах 15-15 и 15-16 происходит щелочная обработка смолы щелочью – очистка от полиитионатов, остатков тиомочевины и перевод сорбента (смолы) в OH^- форму для восстановления (регенерации) сорбционных свойств смолы.

Отмывка смолы от щелочи осуществляется в колонне 15-17 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 колонн 15-5 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

Как показывает практика гидрометаллургический способ обогащения достаточно эффективен в обогащении кварцевых убого-сульфидных золото-содержащих руд [14].

В качестве сорбента для осаждения золота в процессе сорбционного цианирования выступает ионообменная смола (АМ-2Б).

Основные реагенты, используемые в процессе извлечения золота из руды представлены в таблице 3.1.

Таблица 3.1 – 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 обогащения

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 [19]. Расчеты рекомендуется проводить сначала с определением показателей Q , γ , β и ε по формулам:

$$Q = (\gamma_n \times Q_1)/100, \quad (3.5)$$

где Q_n – производительность цеха обогащения, т/сут;

γ_n – выход продуктов, %;

Q_1 – производительность обогатительной фабрики, т/сут.

Расчет извлечений:

$$\varepsilon_n = (\gamma_n \times \beta_n)/\alpha, \quad (3.6)$$

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 исходному сырью $Q = 8000$ т/с.

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

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

- уравнения «баланса металла» – равенства суммы масс полезного ископаемого поступивших и вышедших продуктов обогащения для данной операции [19].

Неизвестные значения части продуктов определяются по разности или сумме выходящих и поступающих в операцию продуктов составлением уравнений. Исходные данные «баланса металла» для качественно-количественной схемы приведены в таблице 3.2.

Таблица 3.2 – Общий баланс металла

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

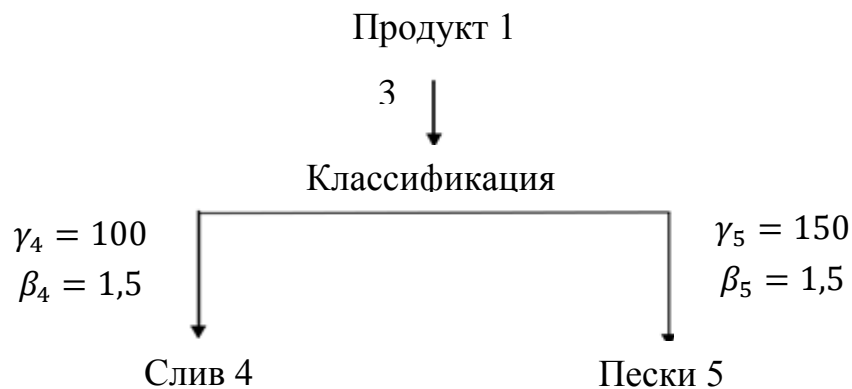


Рисунок 3.3 – Схема операции обогащения

Составляем систему уравнений исходя из рисунка 3.3.

$$\begin{cases} \gamma_3 = \gamma_4 + \gamma_5 \\ \gamma_3 \beta_3 = \gamma_4 \beta_4 + \gamma_5 \beta_5 \end{cases} \quad (3.7)$$

Из данной системы уравнений найдем γ_3 и γ_5 .

$$\gamma_5 = (\gamma_3 \times \beta_3 - \gamma_3 \times \beta_2) / \beta_5,$$

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

По аналогии находим все остальные показатели. Результаты расчетов качественно-количественной схемы сводим в таблицу 3.3.

Таблица 3.3 – Результаты расчетов качественно-количественной схемы

№ поз.	Наименование операции и продуктов	Выход γ , %	Производительность Q, т/сут	Содержание Au, β , г/т	Извлечение Au, ε , %
1	2	3	4	5	6
I	<i>Дробление</i>				
	Поступает:				
1	Исходная руда	100	8000	1,5	100
	Итого:	100	8000		100
	Выходит:				
2	Дробленный продукт	100	8000	1,5	100
	Итого:	100	8000		100
II	<i>Измельчение</i>				
	Поступает:				
2	Дробленный продукт	100	8000	1,5	100
5	Пески классификатора	150	12000	1,5	150
	Итого:	250	20000		250
	Выходит:				
3	Измельченный продукт	250	20000	1,5	250
	Итого:	250	20000		250
III	<i>Классификация</i>				
	Поступает:				
3	Измельченный продукт	250	20000	1,5	250
	Итого:	250	20000		250
	Выходит:				
4	Слив классификатора	100	8000	1,5	100
5	Пески классификатора	150	12000	1,5	150
	Итого:	250	20000		250
IV	<i>Гидроциклонирование</i>				
	Поступает:				
4	Слив классификатора	100	8000	1,5	100
10	Доизмельчённый продукт	300	24000	2,25	450
	Итого:	400	32000	75,34	550
	Выходит:				
6	Слив гидроциклона	100	8000	0,81	54

Продолжение таблицы 3.3

1	2	3	4	5	6
7	Пески гидроциклона	300	24000	1,89	378
	Итого:	400	32000		432
V	<i>Доизмельчение</i>				
	Поступает:				
7	Пески гидроциклона	300	24000	1,89	378
	Итого:	300	24000		378
	Выходит:				
10	Доизмельчённый продукт	300	24000	2,25	450
	Итого:	300	24000		450
VI	<i>Щепаудаление</i>				
	Поступает:				
6	Слив гидроциклона	100	8000	0,81	54
	Итого:	100	8000	0,81	54
	Выходит:				
8	Слив	99,98	7998,4	0,77	51,3
9	Хвосты	0,02	1,6		
	Итого:	100	8000		51,3
VII	<i>Сгущение</i>				
	Поступает:				
8	Слив	99,98	7998,4	0,77	51,3
	Итого:				
	Выходит:				
11	Сгущенный продукт	99,98	7998,4	0,77	51,3
	Итого:	99,98	7998,4		51,3
VIII	<i>Цианирование + сорбция</i>				
	Поступает:				
11	Сгущенный продукт	99,98	7998,4	0,77	51,3
	Итого:	99,98	7998,4		51,3
	Выходит:				
13	Отвальные хвосты	99,98	7998,4	0,2	13,33
	Итого:	99,98	7998,4		13,33

3.4 Расчет водно-шламовой схемы обогащения

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 [19].

С помощью формулы 3.8 определяется количество воды в продуктах и операциях с известными значениями R_n , причем значения Q_n , берутся из количественной схемы.

$$W_n = Q_n \times R_n, \quad (3.8)$$

По уравнению баланса определяется количество воды, добавляемой в отдельные операции и в отдельные продукты [19].

Объем пульпы для конечного продукта подсчитывается по формуле:

$$V_n = Q_n \times (R_n + 1/\delta_n), \text{ м}^3/\text{сут} \quad (3.9)$$

где n – номер продукта в схеме;

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

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

L_n – расход добавляемой воды с продуктом, м^3 в единицу времени;

S_n – влажность продукта, %;

T_n – содержание твердого, %;

ρ_n – плотность твердого в продукте, $\text{т}/\text{м}^3$;

V_n – производительность по объему пульпы, м^3 в единицу времени;

δ_n – удельный вес твердого в продукте, ($\delta_n=3$);

l_n – удельный расход свежей воды, добавляемой к отдельным продуктам, $\text{м}^3/\text{т}$.

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

$$R = (100 - T_n) / T_n \quad (3.10)$$

где T_n – содержание твердого, %.

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

$$T_n = 100/(R_n + 1), \% \quad (3.11)$$

Целью проектирования водно-шламовой схемы является:

- обеспечение оптимальных отношений Ж:Т в операциях схемы;
- определение количества воды, добавляемой в операции или, наоборот, выделяемой из продуктов при операциях обезвоживания;
- определение отношений Ж:Т в продуктах схемы;
- определение объемов пульпы для всех продуктов и операций схемы;
- определение общей потребности воды по обогатительной фабрике и составление общего баланса по воде.

Результаты расчетов каждой операции водно-шламовой схемы заносим в таблицу 3.4.

Таблица 3.4 – Результаты расчета водно-шламовой схемы

№ поз.	Наименование операции 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	8000	93	0,075	600	3240
	Итого:				600	3240
	Выходит:					
2	Дробленный продукт	8000	93	0,075	600	3240
	Итого:				600	3240
II	<i>Измельчение</i>					
	Поступает:					
2	Дробленный продукт	8000	93	0,075	600	3240
5	Пески классификатора	12000	80	0,25	3000	6960
12	Слив сгустителя				5000	5000
	Итого:				8600	15200
	Выходит:					
3	Измельченный	20000	70	0,43	8600	15200

Продолжение таблицы 3.4

1	2	3	4	5	6	7
	продукт					
	Итого:				8600	15200
III	<i>Классификация</i>					
	Поступает:					
3	Измельченный продукт	20000	70	0,43	8600	15200
12	Слив сгустителя				18400	18400
	Итого:				27000	33600
	Выходит:					
4	Слив классификатора	8000	25	3	24000	26640
5	Пески классификатора	12000	80	0,25	3000	6960
	Итого:				27000	33600
IV	<i>Гидроциклонирование</i>					
	Поступает:					
4	Слив классификатора	8000	25	3	24000	26640
10	Доизмельченный продукт	24000	65	0,54	12960	20880
	Вода				5360	5360
	Итого:				42320	52880
	Выходит:					
6	Слив гидроциклона	8000	20	4	32000	34640
7	Пески гидроциклона	24000	70	0,43	10320	18240
	Итого:				42320	52880
V	<i>Доизмельчение</i>					
	Поступает:					
7	Пески гидроциклона	24000	70	0,43	10320	18240
	Вода				2640	2640
	Итого:				12960	20880
	Выходит:					
10	Доизмельченный продукт	24000	65	0,54	12960	20880
	Итого:				12960	20880
VI	<i>Щепаудаление</i>					
	Поступает:					
6	Слив гидроциклона	8000	20	4	32000	34640
	Вода				2072,29	2071,82
	Итого:				34393	37034
	Выходит:					
8	Слив	7998	19	4,26	34072	36711
9	Хвосты	1,6	85	0,18	0,29	0,82
	Итого:				34072,29	36711,82
VII	<i>Сгущение</i>					
	Поступает:					
8	Слив	7998	19	4,3	34072	36711

Продолжение таблицы 3.4

1	2	3	4	5	6	7
	Вода				1325	1324,34
	Итого:				35397	38036,34
	Выходит:					
11	Сгущенный продукт	7998	40	1,5	11997	14636,34
12	Слив сгустителя				23400	23400
	Итого:				35397	38036,34
VIII	<i>Цианирование + сорбция</i>					
	Поступает:					
11	Сгущенный продукт	7998	40	1,5	11997	14636,34
	Итого:					
	Выходит:					
13	Отвальные хвосты	7998	40	1,5	11997	14636,34
	Итого:					

Водно-шламовая схема дает возможность составить баланс общей и свежей воды по обогатительной фабрике. Суммарное количество воды, поступающее в процесс, должно равняться суммарному количеству воды, уходящему из процесса с конечными продуктами [19]. Поэтому баланс общей воды выразится равенством:

$$W_1 + \sum L = \sum W_k, \quad (3.12)$$

где W_1 – количество воды, поступающее с исходным сырьем;

$\sum L$ – суммарное количество воды, добавляемой в процесс;

$\sum W_k$ – суммарное количество воды, уходящее из процесса с конечными продуктами.

Для рассчитанной водно-шламовой схемы баланс водопотребления и водоотведения приведен в таблице 3.5.

Таблица 3.5 – Баланс водопотребления и водоотведения по фабрике

Поступает воды в процесс	м ³ /сут	Уходит воды из процесса	м ³ /сут
1	2	3	4
С исходной рудой W_1	600	С щепой W_8	0,29
В измельчение L_1	5000	Слив W_{11}	23400
В классификацию L_2	18400	Хвосты W_{12}	11997

Продолжение таблицы 3.5

1	2	3	4
В гироциклонирование L_3	5360		
На доизмельчение L_4	2640		
На щепоудаление L_5	2072,29		
В сгущение L_6	1325		
В хвосты L_7	-		
Всего поступает $W_1+\sum L$:	35397,29	Всего выходит $\sum W$	35397,29

4 ВЫБОР И РАСЧЕТ ОСНОВНОГО И ВСПОМОГАТЕЛЬНОГО ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ

4.1 Общие положения при выборе основного оборудования

1. Если для какой-либо операции получается больше 4-6 однотипных аппаратов, то будет выгодно перейти на увеличенный размер аппарата.

2. Для первого приёма дробления обычно запасные дробилки не устанавливаются. Во втором и третьем приёмах дробления на 2-3 работающие дробилки устанавливается одна запасная и на 3-4 работающих грохота – один запасной (их число зависит от продолжительности работы цеха дробления в сутки, ёмкости приёмных и промежуточных бункеров) [5].

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. Оборудование для фильтрования и сушки концентратов должно проектироваться с запасом производительности.

На обогатительных фабриках средней и большой производительности в цехе фильтрования и сушки на 3-4 работающих аппарата устанавливается один запасной.

На обогатительных фабриках малой производительности, а также на фабриках большой производительности, но с малым выходом концентрата, возможно накапливание концентрата в сгустителях и буферных чанах. Тогда цех фильтрования и сушки обычно проектируется на односменную работу, но без запасного оборудования.

5. Насосы для перекачивания пульпы или дублируются, или на два работающих насоса устанавливаются один запасной [5].

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 [21].

Определяем часовую производительность цеха дробления по формуле:

$$Q = k \times Q_{\text{сцд}} / t, \text{ т/ч} \quad (4.1)$$

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.

$$Q = 1 \times 8000 / 24 = 333,33 \text{ т/ч}$$

Определяем общую степень дробления по формуле:

$$S = D_{\text{max}} / d_{\text{max}}, \quad (4.2)$$

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

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

$$S = 800/300 = 2,6$$

Устанавливаем степени дробления: принимаем S равную 3,1.

Определяем условную максимальную крупность дробления продуктов после отдельных стадий дробления:

$$D = D_1 / S, \text{ мм} \quad (4.3)$$

где D_1 – крупность поступающей руды, мм;
 S – степень дробления для данной стадии дробления, мм;

$$D = 800 / 3,1 = 258 \text{ мм}$$

Определяем ширину у разгрузочной щели:

$$i = D / z_p, \text{ мм} \quad (4.4)$$

где z_p – относительная крупность дробленных продуктов (принимается по данным испытаний дробимости руды, а при их отсутствии – по типовым характеристикам) [19].

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

Подсчитываем ширину загрузочной щели дробилки:

$$B = 1,1 \times D_1, \text{ мм} \quad (4.5)$$

$$B = 1,1 \times 800, \text{ мм}$$

Подсчитываем коэффициенты загрузки дробилки по формуле:

$$K = Q_{\text{расч}} / Q_{\text{табл}} \quad (4.6)$$

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

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

$$K = 333,33/375 = 0,88$$

Выбираем дробилку DCJ 1028, так как она больше всего подходит под характеристику руд, перерабатываемых на фабрике и экономическим показателям. Техническая характеристика щековой дробилки приведена в таблице 4.1 [18].

Таблица 4.1 – Технические характеристики дробилки DCJ 1028

Параметры	DCJ 1028
Размеры приемного отверстия, мм:	
ширина	1200
длина	1000
Ширина выходной щели, мм	85-230
Наибольший размер куска исходного материала, мм	850
Производительность, т/ч	131-375
Мощность двигателя, кВт	132
Масса дробилки, т	37,6
Габариты, мм:	
длина	3400
ширина	2842
высота	3104

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 [1].

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

Мельницы с разгрузкой через решетку применяют при одностадийном измельчении мелкодроблёной руды. Эти мельницы более производительны: удельная производительность у них на 10-15 % выше, чем у мельниц с центральной разгрузкой [19].

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 мельниц для первой стадии измельчения

Первая стадия измельчения проектируется в мельницах полусамоизмельчения с 16 % загрузкой шаров от объема мельницы. На полусамоизмельчение поступает руда крупностью 230 мм. Массовая доля готового класса минус 0,074 мм в разгрузке мельницы составляет 45 %. Требуемая производительность по сухому 333,3 т/ч.

Эталонная мельница принимается ММС 5500×1800, производительностью 120 т/ч и объемом барабана 40 м³ [20].

Проектируемые мельницы – ММС 7000×2300А с объемом барабана 80 м³ и ММС 5000×2300 с объемом барабана 36,5 м³.

Расчет производительности проектируемой мельницы ведется по формуле:

$$Q_n = Q_{эт} \times V_n / V_{эт} \times (D_n / D_{эт})^{0,3} \quad (4.7)$$

где Q_n – производительность запроектированной мельницы, т/ч;

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

V_n – объем запроектированной мельницы, м³;

$V_{\text{эт}}$ – объем испытанной мельницы, м^3 ;

$D_{\text{п}}$ – диаметр проектируемой мельницы, м;

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

а) Для мельницы ММС 5500×1800

$$Q_{\text{п}} = 120 \times 40 / 40 \times (5,5 / 5,5)^{0,3} = 120 \text{ т/ч}$$

б) Для мельницы ММС 7000×2300А

$$Q_{\text{п}} = 120 \times 80 / 40 \times (7 / 5,5)^{0,3} = 258 \text{ т/ч}$$

в) Для мельницы ММС 5000×2300

$$Q_{\text{п}} = 120 \times 36,5 / 40 \times (5 / 5,5)^{0,3} = 106,4 \text{ т/ч}$$

Определяем число мельниц по формуле [19]:

$$n = Q_{\text{исх}} / Q_{\text{п}}, \text{ шт} \tag{4.8}$$

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

$Q_{\text{п}}$ – производительность запроектированной мельницы, т/ч.

а) Для мельницы ММС 5500×1800

$$n = 333,33 / 120 = 2,77 \text{ шт}$$

б) Для мельницы ММС 7000×2300А

$$n = 333,33 / 258 = 1,29 \text{ шт}$$

в) Для мельницы ММС 5000×2300

$$n = 333,33 / 106,4 = 3,13 \text{ шт}$$

Сравнение рассчитываемых мельниц по основным показателям приводится в таблице 4.2.

Таблица 4.2 – Сравнение мельниц по основным показателям

Размеры барабанов мельниц, мм	Число мельниц	Масса мельниц, т	Установочная мощность, кВт	Производительность, т/ч
5500×1800	3	210	800	100-120
7000×2300	2	450	1600	80-320
5000×2300	4	200	630	80-100

При сравнении по массе, мощности и габаритным размерам, а также производительности вариант установки четырех мельниц ММС 5000×2300 является наиболее выгодным. Технические характеристики выбранной мельницы представлены в таблице 4.3 [18].

Таблица 4.3 – Технологические характеристики мельницы ММС 5000×2300

Параметры	ММС 5000×2300
Внутренний размер барабана, мм:	
диаметр	5000
длина	2300
Объем барабана, м ³	36,5
Мощность двигателя главного привода, кВт	630
Габариты, мм:	
длина	12500
ширина	7340
высота	4780
Масса мельницы без двигателя, т	200

4.3.2 Выбор и расчет оборудования для второй стадии измельчения

Вторая стадия измельчения проектируется в мельницах измельчения с 45 % загрузкой шаров от объема.

Для доизмельчения 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 [1].

Мельницы с разгрузкой через решётку применяют при одностадиальном измельчении мелкодроблёной руды. Могут при этом применяться и мельницы с центральной разгрузкой. Всё зависит от требований, предъявляемых к гранулометрическому составу продукта измельчения, крупности исходного питания и схемы классификации. Эти мельницы более производительны: удельная производительность у них на 10...15 % выше, чем у мельниц с центральной разгрузкой.

Мельницы с центральной разгрузкой применяют при необходимости тонкого измельчения – во второй и третьей стадиях рудного измельчения стальной средой и для доизмельчения промпродуктов.

Выбираем эталонную мельницу МШР 3200×5400. Определяем для нее удельную производительность по вновь образованному классу минус 0,074 мм по формуле:

$$q_{\text{эт}} = (Q \times (\beta_k - \beta_n) \times 4) / (\pi \times (L - 0,15)^2 \times D) \quad (4.9)$$

где $q_{\text{эт}}$ – удельная производительность, т/м³×час;

Q – производительность цеха, т/час;

β_k и β_n – содержание расчётного класса соответственно в конечном и исходном продуктах, доли единиц; β_k – задается по технологии (95), β_n – принимают по таблице 3.10 и 3.11 [19];

D – диаметр барабана мельницы, м;

L – длина мельницы, м.

$$q_{\text{эт}} = (333,33 \times (0,95 - 0,35) \times 4) / (3,14 \times (5,4 - 0,15)^2 \times 3,2) = 2,89 \text{ т/м}^3 \times \text{час}$$

Определяем удельную производительность мельниц по расчётному классу с учетом поправочных коэффициентов для проектируемых мельниц: МШР 3200×3100, МШР 3600×4000, МШР 3600×5000 по формуле:

$$q_{\text{пр}} = q_{\text{эт}} \times K_{\text{и}} \times K_{\text{к}} \times K_{\text{д}} \times K_{\text{т}} \times K_{\text{л}} \times K_{\text{ц}} \times K_{\text{ф}}, \text{ т/м}^3 \times \text{час} \quad (4.10)$$

где $q_{\text{пр}}$ – удельная производительность проектируемой мельницы, т/м³ · час;

$K_{\text{и}}$ – коэффициент, учитывающий различия в измельчаемости проектируемой и эталонной мельниц, принимаем $K_{\text{и}}=1$;

$K_{\text{к}}$ – коэффициент, учитывающий различие в крупности исходного и конечного продуктов измельчения для проектируемой и эталонной мельниц, принимаем $K_{\text{к}}=1$;

$K_{\text{д}}$ – коэффициент, учитывающий различия в диаметрах проектируемой и эталонной мельниц, рассчитываем по формуле:

$$K_{\text{д}} = \sqrt{(D - 0,15)/(D_{\text{э}} - 0,15)}, \quad (4.11)$$

где D и $D_{\text{э}}$ – соответственно диаметры барабанов проектируемой и эталонной мельниц;

Для мельницы МШР 3200×3100:

$$K_{\text{д}} = \sqrt{(3,2 - 0,15)/(3,2 - 0,15)} = 1$$

$K_{\text{т}}$ – коэффициент, учитывающий различие в типах мельниц, принимаем по таблице 4.5 [19], $K_{\text{т}}=1,1$;

$K_{\text{л}}$ – коэффициент, учитывающий различие в длинах проектируемой и эталонной мельниц, рассчитываем по формуле:

$$K_{\text{л}} = (L_{\text{э}}/L)^{0,15} \quad (4.12)$$

где L и $L_э$ – соответственно длина проектируемой и эталонной мельниц, мм;

$$K_l = (5,4/3,1)^{0,15} = 1,09$$

K_ψ – коэффициент, учитывающий различие скорости вращения проектируемой к установке мельницы ψ и эталонной $\psi_{эт}$, определяем по формуле:

$$K_\psi = \psi/\psi_{эт} \quad (4.13)$$

где ψ и $\psi_{эт}$ – соответственно скорости вращения в процентах от критической проектируемой и эталонной мельниц, определяем по технической характеристике мельницы [19], $K_\psi=1$;

K_ϕ – коэффициент, учитывающий различие объёмного заполнения измельчающей средой проектируемой к установке мельницы ϕ и эталонной $\phi_{эт}$, определяем по формуле:

$$K_\phi = \phi/\phi_{эт} \quad (4.14)$$

где ϕ и $\phi_{эт}$ соответственно степень заполнения измельчающей средой, проектируемой и эталонной мельниц. Максимальная степень заполнения мельниц измельчающей средой составляет для мельниц МШР – 0,45 долей;

Определяем удельную производительность по формуле 4.10.

$$q_1 = 2,89 \times 1 \times 1 \times 1 \times 1,1 \times 1,09 \times 1 \times 0,45 = 1,56 \text{ т/м}^3 \times \text{час}$$

Для мельницы МШР 3600×4000:

$$K_d = \sqrt{(3,6 - 0,15)/(3,2 - 0,15)} = 1,06$$

$$K_1 = (5,4/4)^{0,15} = 1,05$$

$$q_1 = 2,89 \times 1 \times 1 \times 0,6 \times 1,05 \times 1,1 \times 1 \times 0,45 = 1,59 \text{ т/м}^3 \times \text{час}$$

Для мельницы МШР 3600×4000:

$$K_d = \sqrt{(3,6 - 0,15)/(3,2 - 0,15)} = 1,06$$

$$K_1 = (5,4/5)^{0,15} = 1,01$$

$$q_1 = 2,89 \times 1 \times 1 \times 0,6 \times 1,01 \times 1,1 \times 1 \times 0,45 = 1,53 \text{ т/м}^3 \times \text{час}$$

Определяем производительность мельниц по руде (т/час), по формуле:

$$Q_n = (q_n \times V_n) / (\beta_k - \beta_n), \text{ т/час} \quad (4.15)$$

где V_n – объемы сравниваемых мельниц, м^3 (принимая по техническим характеристикам мельниц).

Для мельницы МШР 3200×3100:

$$Q_n = (1,56 \times 22) / (0,95 - 0,35) = 57,2 \text{ т/час}$$

Для мельницы МШР 3600×4000:

$$Q_n = (1,59 \times 36) / (0,95 - 0,35) = 95,4 \text{ т/час}$$

Для мельницы МШР 3600×5000:

$$Q_n = (1,53 \times 45) / (0,95 - 0,35) = 114,75 \text{ т/час}$$

Определяем число мельниц:

$$n = Q_{\text{исх}} / Q_{\text{расч}}, \text{ шт} \quad (4.16)$$

Для мельницы МШР 3200×3100:

$$n = 333,33 / 57,2 = 5,8 \text{ шт}$$

Для мельницы МШР 3600×4000:

$$n = 333,33 / 95,4 = 3,49 \text{ шт}$$

Для мельницы МШР 3600×5000:

$$n = 333,33 / 114,75 = 2,9 \text{ шт}$$

Приводим сравнение вариантов установки в таблицу 4.4 и принимаем оптимальный вариант мельницы.

Таблица 4.4 – Сравнение вариантов установки мельниц

Размеры барабанов мельниц, мм	Число мельниц	Масса мельниц		Установленная мощность, кВт		Коэффициент запаса
		одной	всех	одной	всех	
3200×3100	6	110	660	630	3780	0,17
3600×4000	4	162	648	1000	4000	0,29
3600×5000	3	185	555	1250	3750	0,34

При сравнении по массе и мощности, вариант установки четырех мельниц МШР 3600×4000 является наиболее выгодным. Поэтому выбираем для установки четыре мельницы МШР 3600×4000, технические характеристики которой приведены в таблице 4.5 [18].

Таблица 4.5 – Технические характеристики мельницы МШР 3600×4000

Параметры	МШР 3600×4000
Внутренние размеры барабана, мм:	
диаметр	3600
длина	4000
Номинальный объем барабана, м ³	36
Мощность электродвигателя, кВт	1000
Габариты, мм:	
длина	13000
ширина	7200
высота	5200
Масса, т	160

4.4 Выбор и расчет оборудования для классификации

4.4.1 Выбор и расчет классификаторов

Классификаторы выпускают двух типов: КСП – классификаторы с погруженной спиралью и КСН – классификаторы с не погруженной спиралью. В обозначение типоразмера классификатора входят: число спиралей; местонахождение опорного подшипника вала спирали относительно зеркала пульпы и диаметр спирали [19].

Производительность классификаторов (т/час) по сливу:

$$Q_c = Q_{\text{баз}} \times m \times K_\beta \times K_p \times K_c \times K_\alpha \times D^{1,765}, \text{ т/час} \quad (4.17)$$

где K_p – коэффициент крупности слива, 1,1;

K_c – коэффициент, учитывающий плотность руды, 1,82;

K_α – коэффициент разжижения и угол наклона ванны классификатора, 0,97;

m – число спиралей, 1.

$$Q_c = 31,7 \times 1 \times 1,1 \times 0,97 \times 1,82 = 61,56 \text{ т/час}$$

Определяем производительность по пескам:

$$Q_{\pi} = 5,45 \times m \times K_p \times K_{\alpha} \times D^3 \times n, \text{ т/час} \quad (4.18)$$

где D – диаметр спирали, м;

n – частота вращения спирали, мин^{-1} .

$$Q_{\pi} = 5,45 \times 1 \times 1,1 \times 0,97 \times 2^3 \times 1,5 = 69,78 \text{ т/час}$$

При выборе и расчете классификатора учитывают сопряжение его с мельницей, которое определяют по таблице 5.3 [19]. Отсюда принимаем к установке четыре односпиральных классификатора типа 1КСН-20. Технические характеристики приведены в таблице 4.6.

Таблица 4.6 – Технические характеристики классификатора типа 1КСН-20

Параметры	Показатели
Длина спирали, мм	2000
Длина ванны, мм	8400
Угол наклона ванны	17
Число спиралей	1
Частота вращения спиралей, мин^{-1}	1,5
Мощность электродвигателя привода спирали, кВт	7
Габариты, мм:	
длина	11000
ширина	2800
высота	4750
Масса, т	17,8

4.4.2 Выбор и расчет гидроциклонов

На обогатительных фабриках используют, в основном, цилиндрикоконические 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) [21].

Установлены следующие буквенные обозначения материалов для футеровки гидроциклонов: К – каменное литье; М – металлокерамика; Ч – легиро-

ванный или отбелённый чугун; С – легированная сталь; Р – резина; П – полиуретан.

1. Объёмная производительность гидроциклона с углом конусности 20° определяется по формуле:

$$W = 0,93 \times 10^4 \times K_d \times d_3 \times d_c \times \sqrt{10 \times P}, \text{ м}^3/\text{час} \quad (4.19)$$

где W – объёмная производительность по питанию гидроциклона пульпой с учетом циркулирующих песков (при работе гидроциклона в замкнутом цикле), м³/час;

K_d – поправочный коэффициент и диаметр гидроциклона:

D_m	0,15	0,25	0,36	0,5	0,71	1,0	1,4	2,0
K_d	1,28	1,14	1,06	1,0	0,95	0,91	0,88	0,86

d_3 – размер эквивалентного питающего патрубка, м. Численные значения d_3 принимаются по данным технической характеристики гидроциклонов [18];

d_c – диаметр сливного патрубка гидроциклона, м.

P – давление на входе в гидроциклон, МПа.

а) Для гидроциклона ГЦ-360:

$$W = 0,93 \times 10^4 \times 1,06 \times 0,09 \times 0,115 \times \sqrt{10 \times 0,11} = 112,23 \text{ м}^3/\text{ч}$$

б) Для гидроциклона ГЦ-500:

$$W = 0,93 \times 10^4 \times 1 \times 0,13 \times 0,15 \times \sqrt{10 \times 0,11} = 199,49 \text{ м}^3/\text{ч}$$

в) Для гидроциклона ГЦ-710:

$$W = 0,93 \times 10^4 \times 0,95 \times 0,15 \times 0,2 \times \sqrt{10 \times 0,11} = 291,56 \text{ м}^3/\text{ч}$$

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

$$d_n = 15 \sqrt{(D \times d_c \times \beta) / (K_d \times d_n \times \sqrt{P} \times (\rho - 1))}, \text{ мкм} \quad (4.20)$$

где D – диаметр гидроциклона, м;

d_c – диаметр сливного патрубка гидроциклона, м;

d_n – диаметр пескового патрубка гидроциклона, м;

β – содержание твёрдого в питании гидроциклона, %;

ρ – объёмная плотность твёрдой фазы, т/м³;

а) Для гидроциклона ГЦ-360:

$$d_n = 15 \sqrt{(0,36 \times 0,115 \times 25) / (1,06 \times 0,075 \times \sqrt{0,11} \times (3 - 1))} = 66,29 \text{ мкм}$$

б) Для гидроциклона ГЦ-500:

$$d_n = 15 \sqrt{(0,5 \times 0,15 \times 25) / (1 \times 0,096 \times \sqrt{0,11} \times (3 - 1))} = 81,15 \text{ мкм}$$

в) Для гидроциклона ГЦ-710:

$$d_n = 15 \sqrt{(0,71 \times 0,2 \times 25) / (0,95 \times 0,15 \times \sqrt{0,11} \times (3 - 1))} = 91,65 \text{ мкм}$$

Количество гидроциклонов определяется по формуле [21]:

$$n = W_{\text{тр}} / W, \text{ шт} \quad (4.21)$$

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

W – производительность гидроциклона, м³/ч.

а) Для гидроциклона ГЦ-360:

$$n = 2203,3 / 112,23 = 19,63 \approx 20 \text{ шт}$$

б) Для гидроциклона ГЦ-500:

$$n = 2203,3 / 199,49 = 11,04 \approx 12 \text{ шт}$$

в) Для гидроциклона ГЦ-710:

$$n = 2203,3 / 291,56 = 7,56 \approx 8 \text{ шт}$$

Сравнение установки гидроциклонов по основным показателям приводится в таблицу 4.7.

Таблица 4.7 – Сравнение установки гидроциклонов по основным показателям

Тип гидроциклона	Число гидроциклонов	Масса, кг	Диаметр сливного патрубка d, мм	Диаметр песковой насадки, D, мм
ГЦР-360	20	300	115	34-96
ГЦР-500	12	450	150	48-150
ГЦР-710	8	1450	200	48-200

При сравнении по массе и диаметру сливного патрубка, а также числа гидроциклонов, к установке принимаем 16 гидроциклонов ГЦР-710 по 4 на каждый блок: 2 рабочих и 2 резервных.

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

$$q_{п} = W_{тр} / (n \times S), \text{ т}/(\text{ч}\times\text{см}^2) \quad (4.22)$$

где S – сечение пескового отверстия, см² ($S=176,63 \text{ см}^2$).

$$q_{п} = 2203,3 / (8 \times 176,63) = 1,56 \text{ т}/(\text{ч} \times \text{см}^2)$$

Данное значение удельной нагрузки по пескам находится в пределах нормы $q_{п}=0,5-2,5 \text{ т} / (\text{ч} \times \text{см}^2)$, следовательно, ГЦР-710 справится с удельной нагрузкой по пескам и обеспечит номинальную крупность слива. Технические характеристики представлены в таблице 4.8 [18].

Таблица 4.8 – Технические характеристики гидроциклона ГЦР-710

Параметры	ГЦР-710
Диаметр цилиндрической части, мм	710
Угол конуса, град	20
Размер питающего отверстия, мм	150
Диаметр сливного патрубка, мм	200
Набор песковых насадок диаметром, мм	48, 75, 150, 200
Масса гидроциклона, кг	1450

4.5 Выбор и расчет оборудования для грохочения

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 [2].

Производительность барабанного грохота, $\text{м}^3/\text{ч}$, определяют по формуле [2]:

$$Q_{\text{расч}} = 3600 \times B \times h \times v_0 \times \mu, \text{ м}^3/\text{ч} \quad (4.23)$$

где B – ширина грохота, м;

h – толщина слоя материала на грохоте, м;

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

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

$$Q_{\text{расч}} = 3600 \times 2,54 \times 0,3 \times 0,5 \times 0,6 = 822,96 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Определяем необходимое количество грохотов по формуле:

$$n = Q_{\text{исх}} / Q_{\text{расч}}, \text{ шт} \quad (4.24)$$

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

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

$$n = 1543,08 / 822,96 = 1,86 \approx 2 \text{ шт}$$

К установке принимаем 3 барабанных грохота ГБ-2000×2500: 2 – рабочих, 1 – запасной, для операции щепаудаления. Технические характеристики барабанного грохота приведены в таблице 4.9 [18].

Таблица 4.9 – Технические характеристики барабанного грохота ГБ-2000×2500

Параметры	ГБ-2000×2500
Диаметр барабана, мм	1935
Длина барабана, мм	2500
Размер ячейки сетки	От 6×6 до 80×80
Угол наклона оси барабана к горизонту, град	0-12
Рекомендуемая частота вращения барабана, обор/мин	8-12
Габариты, мм:	
длина	4660
ширина	2540
высота	3865
Масса, кг	2900

4.6 Выбор и расчет оборудования для сгущения

Сгущение применяют для обезвоживания продуктов при обогащении полезных ископаемых, в гидрометаллургическом, химическом и других производствах.

Процесс сгущения состоит в том, что часть жидкости отделяется от твердого материала вследствие осаждения твердых частиц в отстойниках или сгустителях 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. В условное обозначение входит слово «сгуститель», сокращённое наименование конструкции привода (Ц – центральный, П – периферический), диаметр чана в метрах [3].

Производительность сгустителей определяется по удельным производительностям.

Площадь сгущения определяем по формуле:

$$S = Q / q, \text{ м}^2 \quad (4.25)$$

где S – площадь сгущения, м^2 ;

Q – производительность по твёрдому в сгущённом продукте, т/сутки;

q – удельная производительность сгустителя, $\text{т}/\text{м}^2$ сутки, 1;

Определяем количество сгустителей:

$$n = S/S_c, \text{ шт} \quad (4.26)$$

где n – количество сгустителей;

S_c – номинальная площадь осаждения, м^2 .

$$S = 7998 / 1 = 7998 \text{ м}^2$$

$$n = 7998/3850 = 2 \text{ шт}$$

Исходя из расчетных данных принимаем к установке два одноярусных сгустителя Ц – 70. Технические характеристики представлены в таблице 4.10 [18].

Таблица 4.10 – Технические характеристики сгустителя Ц – 70

Параметры	Наименование
Диаметр чана, м	70
Глубина чана в центре, м	6,5
Номинальная площадь осаждения, м ²	3850
Мощность привода гребков, кВт	17
Габариты, м	
длина	72
высота	18

4.7 Выбор и расчет оборудования цеха гидрометаллургии

4.7.1 Выбор и расчет оборудования для грохочения

Количество барабанных грохотов для контрольного грохочения рассчитываем аналогично расчету грохотов для операции щепаудаления.

Производительность барабанного грохота для операции отмывки определяем по формуле 4.23 [2]:

$$Q_{\text{расч}} = 3600 \times 1,4 \times 0,3 \times 0,5 \times 0,6 = 453,6 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Получаем для операции контрольного грохочения 3 барабанных грохота ГБ-2000×2500: 2 – рабочих, 1 – запасной, для операции отмывки 2 барабанных грохота ГБ-900×2500: 1 – рабочий, 1 – запасной. Технические характеристики барабанного грохота приведены в таблице 4.11 [18].

Таблица 4.11 – Технические характеристики барабанного грохота ГБ-900×2500

Параметры	ГБ-900×2500
Диаметр, мм	820
Высота, мм	11600
Объем, м ³	5
Рабочий объем, м ³	4,5
Масса, кг	1400

4.7.2 Расчет операции предварительного цианирования

Операция цианирования – это выщелачивание Au из твердой фазы под действием растворителя (NaCN).

Целью операции является максимальный перевод Au из твёрдой фазы пульпы в растворенное соединение $\text{Na}[\text{Au}(\text{CN})_2]$ для обеспечения возможности сорбента сорбировать Au [4].

Расчет по пульпе.

Принимаем для расчета отношение Ж:Т=1,4:1, удельный вес – 3 т/м³, производительность (Q_1) 8000 м³/сут.

Производительность по жидкой фазе пульпы [4]:

$$Q_{\text{ж}} = Q_1 \times 1,4, \text{ м}^3/\text{сут} \quad (4.27)$$

$$Q_{\text{ж}} = 8000 \times 1,4 = 11200 \text{ м}^3/\text{сут}$$

Производительность по пульпе:

$$Q_{\text{п}} = Q_1 + Q_{\text{ж}}, \text{ м}^3 \quad (4.28)$$

$$Q_{\text{п}} = 8000 + 11200 = 19200 \text{ м}^3$$

Объем пульпы на операции:

$$V_{\text{п}} = V_{\text{ТВ}} / (\text{уд. вес} + V_{\text{ж}}), \text{ м}^3/\text{сут} \quad (4.29)$$

$$V_{\text{п}} = 8000 / (3 + 11200) = 13866,67 \text{ м}^3/\text{сут}$$

Найдем плотность пульпы:

$$\rho = Q_{\text{п}} / V_{\text{п}}, \text{ т}/\text{м}^3 \quad (4.30)$$

$$\rho = 19200 / 13866,67 = 1,38 \text{ т}/\text{м}^3$$

На операцию предварительного цианирования подаётся раствор NaCN 900 л/ч или 21,6 м³/сут.

$$V_{\text{п.ж.ф}} = V_{\text{ж}} + V_{\text{NaCN}}, \text{ м}^3/\text{сут} \quad (4.31)$$

$$V_{\text{п.ж.ф}} = 11200 + 21,6 = 11221,6 \text{ м}^3/\text{сут}$$

Общий объем пульпы составит:

$$V_{\text{п.об}} = V_{\text{п}} + V_{\text{NaCN}}, \text{ м}^3/\text{сут} \quad (4.32)$$

$$V_{\text{п.об}} = 13866,67 + 21,6 = 13888,27 \text{ м}^3/\text{сут}$$

$$V_{\text{п.об.час}} = V_{\text{п.об}}/24, \text{ м}^3/\text{ч} \quad (4.33)$$

$$V_{\text{п.об.час}} = 13888/24 = 578,68 \text{ м}^3/\text{ч}$$

4.7.3 Расчет количества емкостей предварительного цианирования

Принимаем пачук цианирования рабочим объемом 200 м³, диаметром 6 м и высотой 10,8 м. Время предварительного цианирования 1,5 часа [4].

Количество оборотов одного пачука предварительного цианирования составит:

$$n_{\text{обор.пач.циан}} = \tau_{\text{сут}}/\tau_{\text{выщ}}, \text{ раз} \quad (4.34)$$

$$n_{\text{обор.пач.циан}} = 24 / 1,5 = 16 \text{ раз}$$

Объем пульпы проходящей через пачук за одни сутки:

$$V_{п(1пач)} = V_{пач.раб} \times n_{обор.пач.циан}, \text{ м}^3/\text{сут} \quad (4.35)$$

$$V_{п(1пач)} = 200 \times 16 = 3200 \text{ м}^3/\text{сут}$$

Количество ступеней предварительного цианирования:

$$N_{пач} = V_{п.об} / V_{п(1пач)}, \text{ шт} \quad (4.36)$$

$$N_{пач} = 13888,27 / 3200 = 4,34 \text{ шт}$$

Принимаем две цепочки сорбционного цианирования по 3 пачука в каждой.

Заполняем водно-шламовую схему (табл. 4.12).

Таблица 4.12 – Водно-шламовая схема предварительного цианирования

№	Наименование операции		Тонн/сутки	М ³ /сутки	Ж : Т
II	Операция предварительного цианирования				
		Поступает:			1,4 : 1
		Пульпа:			
		Руда	8000	2666,67	
		Вода	11200	11200	
		NaCN	21,6	21,6	
		Итого	19221,6	13888,27	
		Выходит:			
		Пульпа:			
		Руда	8000	2666,67	
		Раствор	11221,6	11221,6	
		Итого	19221,6	13888,27	

4.7.4 Расчет материального баланса по золоту для операции предварительного цианирования

Принимаем содержание золота в исходной руде (q_1) 1,5 г/т.

Найдем количество золота (M_1), поступающего с исходным сгущенным продуктом:

$$M_1 = Q_1 \times q_1, \text{ г/сут} \quad (4.37)$$

$$M_1 = 8000 \times 1,5 = 12000 \text{ г/сут}$$

Принимаем остаточное количество золота в твердой фазе ($q_{1\text{ост.тв.ф}}$) 0,3 г/т.

$$M_{1\text{ост.тв.ф}} = Q_1 \times q_{1\text{ост.тв.ф}}, \text{ г/сут} \quad (4.38)$$

$$M_{1\text{ост.тв.ф}} = 8000 \times 0,3 = 2400 \text{ г/сут}$$

Количество золота, переходящего в жидкую фазу пульпы на операцию предварительного цианирования:

$$M_{1\text{ж.ф}} = M_1 - M_{1\text{ост.тв.ф}}, \text{ г/сут} \quad (4.39)$$

$$M_{1\text{ж.ф}} = 12000 - 2400 = 9600 \text{ г/сут}$$

Содержание золота в жидкой фазе пульпы предварительного цианирования составит:

$$\alpha_{\text{нач.ж.ф}} = M_{1\text{ж.ф}} / V_{\text{п.ж.ф}}, \text{ г/м}^3 \quad (4.40)$$

$$\alpha_{\text{нач.ж.ф}} = 9600 / 11221,6 = 0,855 \text{ г/м}^3$$

Извлечение золота в раствор цианированием:

$$E_{\text{Au}} = M_{1\text{ж.ф}} / M_1, \% \quad (4.41)$$

$$E_{\text{Au}} = 9600 / 12000 = 80 \% = 0,8 \text{ долей}$$

Содержание золота в растворе пульпы, извлекаемого на операции предварительного цианирования:

$$Q_{1ж.ф} = E_{Au} \times \beta_1, \text{ г/т} \quad (4.42)$$

$$Q_{1ж.ф} = 0,8 \times 1,5 = 1,2 \text{ г/т}$$

Баланс по золоту сводим в таблицу 4.13.

Таблица 4.13 – Баланс по золоту для операции предварительного цианирования

№	Наименование операции	Содержание, г/т	Объем, м ³	Граммы	Извлечение, %
I	Предварительное цианирование				
	Поступает:				
	Пульпа (тв)		8000	12000	100
	Итого:			12000	100
	Выходит:				
	Пульпа				
	а) твердая фаза пульпы	0,3	8000	2400	20
	б) жидкая фаза пульпы	1,2	8000	9600	80
	Итого:			12000	100

4.7.5 Расчет операции сорбционного выщелачивания

Сорбция – физико-химический процесс поглощения твердыми сорбентами ценных компонентов из растворов или пульп при выщелачивании руд и концентратов.

Сорбционное цианирование – совмещенный процесс выщелачивания и сорбции золота.

По данным практики принимаем время контакта сорбента с пульпой 120 часов [3].

Ряд селективности – взаимная последовательность осаждения или вытеснения одних ионов другими.

В результате в процессе сорбции идет интенсивный ионный обмен – на сорбенте преимущественно накапливается золото и другие металлы, в зависи-

мости от сродства к радикалу сорбента. Процесс сорбционного цианирования является продолжением предварительного цианирования.

Расчет потока сорбента по аппаратам сорбционного цианирования.

Принимаем: $A_{\text{насыщ}} = 2,7$ г/кг, $A_{\text{рег}} = 0,05$ г/кг – остаточная емкость по золоту отрегенированного сорбента. $I = 0,01$ кг/т руды – потери сорбента с хвостами, $\alpha_{\text{кон.ж.ф}} = 0,05$ г/м³.

Поток смолы находим из уравнения материального баланса по металлу [4].

$$P = (W \times (\alpha_{\text{нач.ж.ф}} - \alpha_{\text{кон.ж.ф}}) - Q \times I \times A_{\text{пот}}) / (A_{\text{насыщ}} - A_{\text{рег}}), \text{ кг/ч} \quad (4.43)$$

где P – поток сорбента по аппаратам, кг/ч;

W – производительность установки по раствору;

$\alpha_{\text{нач.ж.ф}}$ – исходная суммарная концентрация золота в результате предварительного выщелачивания, г/м³;

$\alpha_{\text{кон.ж.ф}}$ – конечная концентрация в растворе хвостовой пульпы, г/м³;

Q – производительность по сухой руде, т/ч;

$A_{\text{пот}}$ – содержание золота на сорбенте теряемом с хвостами, г/кг;

$A_{\text{насыщ}}$ – емкость по золоту насыщенная, г/кг;

$A_{\text{рег}}$ – емкость по золоту от регенированного сорбента, г/кг.

Часовая производительность установки по раствору составит:

$$W = V_{\text{п.ж.ф}} / 24, \text{ м}^3/\text{ч} \quad (4.44)$$

$$W = 11221,6 / 24 = 467,6 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Часовая производительность установки по сухой руде:

$$Q = Q_1 / 24, \text{ т/ч} \quad (4.45)$$

$$Q = 8000 / 24 = 333,33 \text{ т/ч}$$

Содержание золота на сорбенте, теряемое с хвостами сорбции:

$$A_{\text{пот}} = 0,1 + A_{\text{насыщ}} \times (0,1 \times 2), \text{ г/кг} \quad (4.46)$$

$$A_{\text{пот}} = 0,1 + 2,7 \times (0,1 \times 2) = 0,64 \text{ г/кг}$$

Поток сорбента:

$$P = (467,6 \times (0,855 - 0,05) - 333,33 \times 0,01 \times 0,64) / (2,7 - 0,05) = 141,2 \text{ кг/ч}$$

Принимаем коэффициент набухаемости сорбента 2,8 л/кг, тогда часовой объем сорбента равен:

$$V_{\text{Рчас}} = P \times 2,8, \text{ л/ч} \quad (4.47)$$

$$V_{\text{Рчас}} = 141,2 \times 2,8 = 395,96 \text{ л/ч}$$

Суточная производительность передела составит:

$$Q_{\text{R}} = P \times 24, \text{ кг/сут} \quad (4.48)$$

$$Q_{\text{R}} = 141,2 \times 24 = 3388,8 \text{ кг/сут}$$

Расчет единовременной загрузки сорбента в процесс.

Единовременная загрузка сорбента в процесс равна $1,5 \div 3$ % для рудных пульп; менее 1,5 – не обеспечивает оптимально скорости ионного обмена; более

3 – повышенный износ и расход сорбента. Принимаем единовременную загрузку сорбента в процесс сорбционного цианирования $B_R=1$ % от объема пульпы [4].

Находим количество сорбента при $V_{\Pi} = 13888,27$ м³/сут.

$$B_{RQ} = (B_R \times V_{\Pi}) / 100, \text{ м}^3 \quad (4.49)$$

$$B_{RQ} = (1 \times 13888,27) / 100 = 138,88 \text{ м}^3 \text{ или } 13888 \text{ литра}$$

Принимаем две линии сорбции, единовременная загрузка в каждую линию:

$$B'_R = B_{RQ} / 2, \text{ литра} \quad (4.50)$$

$$B'_R = 13888 / 2 = 6944 \text{ литра}$$

Время продолжительности сорбции составит:

$$T_{\text{сорб}} = B'_R / V_{R\text{час}}, \text{ ч} \quad (4.51)$$

$$T_{\text{сорб}} = 6944 / 395,36 = 17,56 \text{ ч}$$

Расчет числа ступеней сорбции.

Выбираем пачук сорбционного цианирования рабочим объемом 200 м³, диаметром 6 м и высотой 10,8 м. Коэффициент заполнения 0,9.

Число пачуков определим по формуле:

$$n_{\text{пач}} = ((B'_R + B_R) \times T_{\text{сорб}} / (V_{\text{раб}} \times 24)) \times K, \text{ шт} \quad (4.52)$$

$$n_{\text{пач}} = ((6944 + 138,88) \times 17,56 / (200 \times 24)) \times 0,9 = 23,32 \text{ шт}$$

Принимаем 23 пачука, т.к 2 линии, то принимаем 24 пачука по 12 на каждую линию.

Общее количество пачуков в цехе сорбционного цианирования 32.

Составим водно-шламовую схему операции сорбционного выщелачивания (табл. 4.14).

Таблица 4.14 – Водно-шламовая схема операции сорбционного выщелачивания

№	Наименование операции		Тонн/сутки	М ³ /сутки	Ж : Т
III	Операция сорбционного выщелачивания				
		Поступает:			1,4 : 1
	а) пульпа				
	Руда		8000	2666,67	
	Раствор		11221,6	11221,6	
	б) регенерированная смола		3,39	9,49	
		Итого	19224,99	13897,76	
		Выходит:			
	а) пульпа		8000	2666,67	
	Руда		11221,6	11221,6	
	Потеря сорбента		0,05	0,14	
	б) насыщенный сорбент		3,34	9,35	
		Итого	1922,99	13897,76	

Расчет материального баланса по золоту для операции сорбционного выщелачивания.

Данные: $Q = 8000$ т/сут, $W = 11221,6$ м³/сут, $\alpha_{Au.исх} = 1,5$ г/т, $Q_{лж.ф} = 1,2$ г/т, $\alpha_{кон.ж.ф} = 0,05$ г/м³, $A_{рег} = 0,05$ г/кг, $\beta_{Au.хв} = 0,3$ г/т, $J_7 = 0,01$ кг/т $\times 2$.

В отделение сорбции поступает золото в растворе (m_1) 9600 г, количество золота (m_7), поступающего с регенерированной смолой определим по формулам:

$$m_7 = Q_R \times A_{рег}, \text{ Г} \quad (4.53)$$

$$m_7 = 3388,8 \times 0,05 = 169,44 \text{ г}$$

Так как объем сорбента, поступивший в отделение регенерации равен объему сорбента выходящего из отделения регенерации в отделение сорбции [4], то Q_R – насыщенная смола, поступившая в отделение регенерации. Q_{R7} – регенерированная смола, поступившая в отделение сорбции.

$$Q_3 = Q_7 = Q_{\text{сут}} = 3388,8 \text{ кг/сут}$$

$$m_3 = Q_{R3} \times A_{\text{нас3}}, \text{ Г} \quad (4.54)$$

$$m_3 = 3388,8 \times 2,7 = 9149,76 \text{ Г}$$

Количество золота, теряемого с отвальной пульпой (m_4):

$$m_4 = m_{4.\text{тв.ф}} + m_{4.\text{ж.ф}} + m_{4.\text{R}}, \text{ Г} \quad (4.55)$$

где $m_{4.\text{тв.ф}}$ – количество золота, теряемое с твердой фазой пульпы;

$m_{4.\text{ж.ф}}$ – количество золота, теряемое с жидкой фазой пульпы;

$m_{4.\text{R}}$ – количество золота, теряемого с механическими разрушителями сорбента.

а) количество золота, теряемое с твердой фазой пульпы:

$$m_{4.\text{тв.ф}} = Q_1 \times q_{1\text{ост.тв.ф}}, \text{ Г/сут} \quad (4.56)$$

$$m_{4.\text{тв.ф}} = 8000 \times 0,3 = 2400 \text{ Г/сут}$$

б) количество золота, теряемое с жидкой фазой пульпы:

$$m_{4.\text{ж.ф}} = W \times \alpha_{\text{кон.ж.ф}}, \text{ Г} \quad (4.57)$$

$$m_{4ж.ф} = 11221,6 \times 0,05 = 561,08 \text{ г}$$

в) количество золота, теряемого с механическими разрушителями сорбента:

$$m_{4.R} = I_7 \times Q_1 \times A_{4потерь} , \text{ г} \quad (4.58)$$

$$m_{4.R} = 0,02 \times 8000 \times 0,64 = 102,4 \text{ г}$$

$K_R=20 \%$

$$102,4 \times 1,2 = 122,88 \text{ г}$$

Количество золота, теряемого с отвальной пульпой:

$$m_4 = 2400 + 561,08 + 122,88 = 3083,96 \text{ г}$$

Уравнение баланса по золоту:

$$m_1 + m_7 = m_3 + m_4 \quad (4.59)$$

$$Q_1 \times \alpha_1 + Q_R \times A_{рег} = Q_{R3} \times A_{нас3} + Q_1 \times q_{1ост.тв.ф} + W \times \alpha_{кон.ж.ф} + I_7 \times Q_1 \times A_{4потерь} \times K_R$$

$$8000 \times 1,5 + 3388,8 \times 0,05 = 3388,8 \times 2,7 + 8000 \times 0,3 + 11221,6 \times 0,05 + 0,02 \times 8000 \times 0,64 \times 1,2$$

$$12169,44 = 12233,72$$

64,28 невязка (0,3 %).

Баланс по Au для операции сорбционного цианирования сводим в таблицу 4.15.

Таблица 4.15 – Баланс по Au для операции сорбционного цианирования

№	Наименование операции	Содержание, г/т	Объем, м ³	Граммы	Извлечение, %
I	Сорбционное цианирование				
	Поступает:				
	1 Пульпа				
	Твердая фаза	0,3	8000	2400	20
	Жидкая фаза	0,855	11221,6	9594,5	79,95
	Регенерированный сорбент	0,05	3388,8	169,44	1,4
	Итого:			12163,94	101,35
	Выходит:				
	3 Насыщенная смола	2,7	3388,8	9149,76	76,2
	Отвальная пульпа:				
	твердая фаза пульпы	0,3	8000	2400	20
	жидкая фаза пульпы	0,05	11221,6	561,08	4,67
	Механически разрушенный сорбент	0,64	192	122,88	1
	Итого:			12292,1	101,87

4.7.6 Отделение регенерации ионообменной смолы

Назначение регенерации сорбента (смолы) – восстановление её сорбционных свойств, в том числе десорбция драгоценных металлов и примесей. Обработка насыщенной золотом смолы осуществляется в отделении регенерации.

От эффективной работы отделения регенерации зависит полнота десорбции золота со смолы, восстановление её сорбционных свойств и, следовательно, главный показатель работы золотоизвлекательной фабрики – извлечение золота из руды.

Процесс регенерации смолы весьма длителен и продолжается несколько сотен часов. Принцип регенерации смолы заключается в последовательной обработке смолы различными реагентами, при различных условиях и различное время. На регенерации смола передвигается по цепочке аппаратов периодически в автоматическом режиме, задаваемым оператором [4].

В результате регенерации получают золотосодержащий товарный регенерат и смолу, очищенную от соединений золота и примесей, с восстановленными сорбционными свойствами.

Перечень операций при регенерации смолы:

1. Отмывка смолы от илов и щепы;
2. Отмывка смолы;
3. Кислотная обработка смолы раствором серной кислоты;
4. Сорбция тиомочевины с извлечением товарного серебросодержащего раствора;
5. Десорбция золота со смолы;
6. Отмывка смолы от тиомочевины;
7. Щелочная обработка;
8. Отмывка смолы от щелочи.

Расчет материальных потоков передела регенерации ионита осуществляется исходя из расхода элюирующих и промывочных растворов при регенерации на единицу объема смолы. Расход растворов при регенерации задаются на основе исследовательских данных либо практики работы аналогичных предприятий [3].

Принимаем следующие данные (табл. 4.16).

Таблица 4.16 – Отношение объема раствора к объему смолы на операции

№	Операции	Отношение V раствора к V смолы
1	Отмывка от илов	1:1
2	Отмывка смолы	1:1
3	Кислотная обработка смолы раствором серной кислоты	2:1
4	Сорбция тиомочевины с извлечением товарного серебросодержащего раствора	1,8:1
5	Десорбция золота со смолы	1,8:1
6	Отмывка смолы от тиомочевины	2,5:1
7	Щелочная обработка	2,5:1
8	Отмывка смолы от щелочи	1,5:1

Отмывка сорбента от илов и щепы

Насыщенный сорбент после вывода с отделения сорбции содержит тонкую шламистую примазку называемую – илом, кроме того сорбент содержит мелкую щепу (природный сорбент) – его промывают в колонне в восходящем потоке свежей воды.

Отмывку смолы ведут в течении 3-4 часов при расходе от 1 до 4 частей или объемов смолы. Промываемые воды после операции направляют обратно в процесс, качество отмывки определяют визуально по взвесям, выходящим из колонны в промывочной воде.

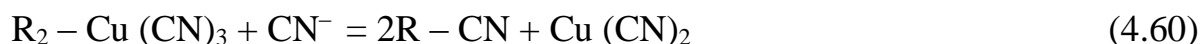
Составим водно-шламовую схему (табл. 4.17).

Таблица 4.17 – Водно-шламовая схема отмывки от илов

№	Наименование операции		Тонн/сутки	М ³ /сутки	Ж : Т
III	Операция регенерации смолы				
1	Отмывка от илов				
		Поступает:			1 : 1
	Смола		3,39	9,49	
	Вода		9,49	9,49	
		Итого	12,88	18,98	
		Выходит:			
	Смола		3,39	9,49	
	Раствор на сброс		9,49	9,49	
	Итого	12,88	18,98		

Цианидная обработка

Цианидная обработка предназначена для очистки смолы от цианистых комплексов железа и меди. Ее проводят 4-5 % раствором цианида натрия. Механизм очистки сорбента сводится к простому ионному обмену – замещению комплексов меди и железа на цианид – ионы по реакциям [4]:



При этом снимается не более 80 % Cu и 50-60 % Fe. Продолжительность операции 30-36 часов, отношение объема цианида к объему сорбента – 5:1.

Недостаток вымывание из смолы драгметаллов – 15 % Au, 40-50 % Ag.

Вместо этой операции проводят отмывку смолы.

Составим водно-шламовую схему (табл.4. 18).

Таблица 4.18 – Водно-шламовая схема отмывки смолы

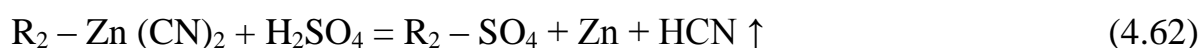
№	Наименование операции		Тонн/сутки	М ³ /сутки	Ж : Т
2	Отмывка смолы				
		Поступает:			1 : 1
	Смола		3,39	9,49	
	Вода		9,49	9,49	
		Итого	12,88	18,98	
		Выходит:			
	Смола		3,39	9,49	
	Раствор на сброс		9,49	9,49	
		Итого	12,88	18,98	

Кислотная обработка смолы раствором серной кислоты

Кислотную обработку проводят с целью очистки сорбента от комплексных цианистых ионов цинка.

$[Zn (CN)_4]^{2-}$ – в процессе цианидные комплексы указанных металлов разрушаются и образуется CN и катионы металлов. В качестве элюента 3 % раствор HCl.

Элюент – раствор, пропускаемый через сорбент.



Продолжительность операции 30-36 часов, расход 2-6 объемов кислоты на 1 объем сорбента. Содержание кислоты в элюате не более 0,5 %.

Составим водно-шламовую схему (табл. 4.19).

Таблица 4.19 – Водно-шламовая схема кислотной обработки

№	Наименование операции		Тонн/сутки	М ³ /сутки	Ж : Т
1	2	3	4	5	6

Продолжение таблицы 4.19

1	2	3	4	5	6
3	Кислотная обработка				
		Поступает:			2 : 1
	Смола		3,39	9,49	
	Раствор H ₂ SO ₄		18,98	18,98	
		Итого	22,37	28,47	
		Выходит:			
	Смола		3,39	9,49	
	Раствор на сброс		18,98	18,98	
	Итого	22,37	28,47		

Сорбция тиомочевины

Сорбция тиомочевины – это процесс десорбции благородных металлов с сорбента [4].

Элюент – кислый раствор тиомочевины с образованием прочного катионного комплекса $[Au CS(NH_2)_2]_2^{2+}$.

Процесс десорбции золота делят на 2 операции: сорбция тиомочевины и собственно сорбция. Сорбция тиомочевины – подготовка сорбента к десорбции золота и обеспечение регенерата с высоко концентрацией драгметалла. Продолжительность операции 30-36 часов. Состав элюента 9 % тиомочевины и 3 % серной кислоты. Расход 1-2 объема на 1 объем сорбента.

Составим водно-шламовую схему (табл. 4.20).

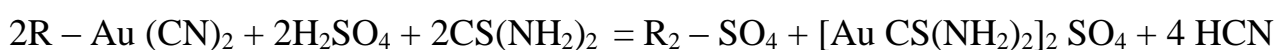
Таблица 4.20 – Водно-шламовая схема сорбции тиомочевины

№	Наименование операции		Тонн/сутки	М ³ /сутки	Ж : Т
4	Сорбция тиомочевины				
		Поступает:			1.8 : 1
	Смола		3,39	9,49	
	Маточник электролиза золота		17,08	17,08	
		Итого	20,47	26,57	
		Выходит:			
	Смола		3,39	9,49	
	Элюат на электролиз серебра		17,08	17,08	
	Итого	20,47	26,57		

Десорбция золота

Основная операция в технической схеме регенерации сорбента – извлечение золота из фазы смолы и получение концентрированного товарного регенерата (элюата).

Продолжительность операции 75-90 часов. Обмен протекает через ион серной кислоты SO_4^{2-} .



Оптимальный состав элюата: 8-9 % тиомочевины, 2-4 % серной кислоты.

Процесс сопровождается выделением паров летучей синильной кислоты.

Составим водно-шламовую схему (табл. 4.21).

Таблица 4.21 – Водно-шламовая схема десорбции золота

№	Наименование операции		Тонн/сутки	М ³ /сутки	Ж : Т
5	Десорбция золота				
		Поступает:			1.8 : 1
	Смола		3,39	9,49	
	Десорбирующий раствор		17,08	17,08	
		Итого	20,47	26,57	
		Выходит:			
	Смола		3,39	9,49	
	Товарный элюат на электролиз золота		17,08	17,08	
	Итого	20,47	26,57		

Отмывка от тиомочевины

После десорбции в фазе на поверхности сорбента остается тиомочевина, которую необходимо вернуть в процесс – отмывка водой от тиомочевины. Приготовление свежего раствора тиомочевины. Расход 2-3 объема воды на 1 объем смолы.

Не отмытая тиомочевина попадая в процесс сорбции уменьшает скорость ионно-обмена, образуя на сорбенте труднорастворимые сернистые соединения.

Составим водно-шламовую схему (табл. 4.22).

Таблица 4.22 – Водно-шламовая схема отмывки от тиомочевины

№	Наименование операции		Тонн/сутки	М ³ /сутки	Ж : Т
1	2	3	4	5	6

Продолжение таблицы 4.22

1	2	3	4	5	6
6	Отмывка от тиомочевины				
		Поступает:			2,5 : 1
	Смола		3,39	9,49	
	Вода		23,73	23,73	
		Итого	27,12	33,22	
		Выходит:			
	Смола		3,39	9,49	
	Раствор на доукрепление тиомочевинной		23,73	23,73	
		Итого	27,12	33,22	

Щелочная обработка

Щелочная обработка – удаление из фазы сорбента нерастворимых соединений, солей кремниевой кислоты, а также перевода сорбента в гидротивную группу в OH^- – форму.

Элюент – 3-4 % раствор гидроксида натрия. Расход – 2-5 объемов на 1 объем сорбента.

Составим водно-шламовую схему (табл. 4.23).

Таблица 4.23 – Водно-шламовая схема щелочной обработки

№	Наименование операции		Тонн/сутки	М ³ /сутки	Ж : Т
7	Обработка NaOH				
		Поступает:			2,5 : 1
	Смола		3,39	9,49	
	Раствор Na OH		23,73	23,73	
		Итого	27,12	33,22	
		Выходит:			
	Смола		3,39	9,49	
	Раствор на сброс		23,73	23,73	
		Итого	27,12	33,22	

Отмывка смолы от щелочи

Отмывка смолы от щелочи заключается в вытеснении из колонны раствора щелочи и смывании ее избытка с сорбента. Ведут свежей водой, промывные воды направляют на приготовление раствора щелочи.

Расход 1-2 объема воды на 1 объем сорбента.

Составим водно-шламовую схему (табл. 4.24).

Таблица 4.24 – Водно-шламовая схема отмывки смолы от щелочи

№	Наименование операции		Тонн/сутки	М ³ /сутки	Ж : Т
8	Отмывка от Na OH				
		Поступает:			1,5 : 1
	Смола		3,39	9,49	
	Вода		14,24	14,24	
		Итого	17,63	23,73	
		Выходит:			
	Смола		3,39	9,49	
	Раствор на доукрепление Na		14,24	14,24	
	ОН				
		Итого	17,63	23,73	

Для расчета отделения регенерации используем укрупненную схему с объединением всех элюирующих и промывочных растворов в один продукт – объединённые элюирующие и промывочные растворы.

Для расчета используем данные величины:

$E_{Au}=80\%$ или 0,8 долей – извлечение золота в золотосодержащий элюат;

Суточные объемы золотосодержащего (W_5) и объединённого (W_6) элюатов известны из расчета водно-шламовой схемы и составляют:

$$W_5 = 40000 \text{ л/сутки}$$

$$W_6 = 273000 \text{ л/сутки}$$

Составим уравнение баланса золота на регенерацию.

$$m_9 + m_3 = m_5 + m_6 + m_7 \quad (4.63)$$

где m_9 – количество золота в отработанном электролите;

m_3 – количество золота в насыщенной смоле;

m_5 – количество золота в золотосодержащем элюате;

m_6 – количество золота в объединённых промывочных и элюирующих растворах;

m_7 – количество золота, поступающего с регенерированной смолой.

Найдем количество золота в отработанном электролите по формуле:

$$m_9 = \alpha_9 \times W_9, \text{ г} \quad (4.64)$$

где α_9 – содержание золота в маточнике электролиза, 0,01 г/л;

W_9 – суточный объем отработанного электролита.

Суточный объем отработанного электролита (W_9) равен суточному объему золотосодержащего элюата, поступающего на электролиз (W_5).

$$W_9 = W_5 = 40000 \text{ л/сутки}$$

Отсюда:

$$m_9 = 0,01 \times 40000 = 400 \text{ г}$$

Количество золота в золотосодержащем элюате (m_5), выведем из формулы:

$$m_5 = (m_3 + m_9) \times E_R, \text{ г} \quad (4.65)$$

где $E_R=98\%$ или 0,98 долей – операционное извлечение золота в золотосодержащий элюат.

$$m_5 = (9149,76 + 400) \times 0,98 = 9358,76 \text{ г}$$

Количество золота в объединённых промывочных и элюирующих растворах находим по формуле:

$$m_6 = m_9 + m_3 - m_5 - m_7, \text{ г} \quad (4.66)$$

Подставив числовые значения в формулу, получим:

$$m_6 = 400 + 9149,76 - 9358,76 - 169,44 = 21,56 \text{ г}$$

Концентрацию золота в объединённых промывочных и элюирующих растворах находим по формуле:

$$\alpha_6 = m_6/W_6, \text{ г/м}^3 \quad (4.67)$$

где W_6 – суточный объем промывочных и элюирующих растворов.

$$\alpha_6 = 21,56 / 273000 = 0,0001 \text{ г/м}^3$$

Полученные данные заносим в таблицу 4.25.

Таблица 4.25 – Материальный баланс по золоту отделения регенерации

№	Наименование операции	Содержание, г/г	Объем, м ³	Граммы	Извлечение, %
III	Отделение регенерации				
	Поступает:				
m ₃	Насыщенная смола	2,70	3388,8	9149,76	75,57
m ₉	Отработанный электролит	0,01	40000	400	3,33
	Итого:			9549,76	78,9
	Выходит:				
m ₅	Золотосодержащий элюат	0,23	40000	9358,76	77,3
m ₆	Объединённые промышленные и элюирующие растворы	0,0001	273000	21,56	0,18
m ₇	Регенерированная смола	0,05	3388,8	169,44	1,4
	Итого:			9549,76	78,9

Продвижение смолы в отделении регенерации осуществляется в две цепочки однотипных колонн объемом 7,5 м³ 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 [16]:

$$n = V_{об} \times \tau / V_k, \text{ шт} \quad (4.68)$$

где $V_{об}$ – количество смолы, загружаемой в колонну, м³;

V_k – объем колонны, м³.

$$n = 9,49 \times 18 / 10,5 = 16,27 \approx 17 \text{ шт}$$

Принимаем 17 колонн регенерации, устанавливаемых в одну линию. Технические характеристики колонн приведены в таблице 4.26.

Таблица 4.26 – Техническая характеристика колонны регенерации 1,0×10,5

Параметры	Значения
Диаметр, мм	1000
Высота, мм	10500
Рабочий объем, м ³	7,5
Масса, кг	1400

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

4.7.7 Расчет и выбор оборудования для электролиза

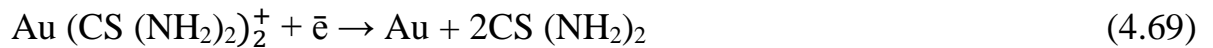
Назначение электролиза – выделить золото, находящееся в растворенном состоянии в товарном регенерате в золотосодержащий твердый осадок, пригодный для плавки, а также отделить раствор, содержащий тиомочевину, серную кислоту для вторичного использования при регенерации смолы.

Процесс электролиза – электрохимическая реакция, которая протекает между двумя электродами (катодом и анодом) в золотосодержащем серно-кислотном растворе (товарном регенерате) при пропускании постоянного электрического тока [4].

В результате электролиза золото осаждается на катодах в виде черного рыхлого порошка, а на анодах происходит выделение сернистого газа. На катодах происходит накопление осадка, который периодически удаляют.

Реакции, протекающие на катодах и анодах электролизеров:

- на катоде:



- на аноде:



Отработанные товарные регенераты выводятся из электролизеров и являются маточниками, возвращаемыми на операцию сорбции тиомочевины в отделение регенерации.

Рассчитаем баланс по золоту для операции электролиза:

$$m_5 = m_8 + m_9, \text{ г} \quad (4.71)$$

где m_5 – количество золота в золотосодержащем элюате;

m_8 – количество товарного золота;

m_9 – количество золота в отработанном электролите.

Из данной формулы выведем:

$$m_8 = m_5 - m_9, \text{ г}$$

$$m_8 = 9358,76 - 400 = 8958,76 \text{ г}$$

Таким образом прямое частное извлечение золота в отделении электролиза составит:

$$E_{\text{Au пр}} = m_8 / m_1, \% \quad (4.72)$$

где m_1 - количество золота, поступающего с исходным сгущенным продуктом.

$$E_{\text{Au пр}} = 8958,76 / 12000 = 75 \%$$

Полученные данные заносим в таблицу 4.27.

Таблица 4.27 – Материальный баланс по золоту операции электролиза

№	Наименование операции	Содержание, г/т	Объем, м ³	Граммы	Извлечение, %
IV	Электролиз				
	Поступает:				
m ₅	Золотосодержащий элюат	0,23	40000	9358,76	77,3
	Итого:			9358,76	77,3
	Выходит:				
m ₈	Золото товарное			8958,76	74
m ₉	Отработанный электролит	0.01	40000	400	3,3
	Итого:			9358,76	77,3

Для наглядности составим общую схему материального баланса по золоту (табл. 4.28).

Таблица 4.28 – Материальный баланс по металлу

№	Наименование операции	Содержание, г/т	Объем, м ³	Граммы	Извлечение, %
1	2	3	4	5	6
I	Предварительное цианирование				
	Поступает:				
1	Пульпа:	1,50	8000	12000	100
	Итого:			12000	100
	Выходит:				
1	Пульпа				
	а) Твердая фаза пульпы	0,30	8000	2400	20
	б) Жидкая фаза пульпы	1,20	8000	9600	80
	Итого:			12000	100
II	Сорбционное цианирование				
	Поступает:				
1	Пульпа				
	а) Твердая фаза пульпы	0,30	8000	2400	20
	б) Жидкая фаза пульпы	0,855	11221,60	9594,50	79,95
7	Регенерированная смола	0,05	3388,80	169,44	1,40
	Итого:			12163,94	101,35
	Выходит:				
3	Насыщенная смола:	2,70	3388,80	9149,76	76,20
4	Отвальная пульпа:				
	а) Твердая фаза пульпы	0,30	8000	2400	20
	б) Жидкая фаза пульпы	0,05	11221,60	561,08	4,67

Продолжение таблицы 4.28

1	2	3	4	5	6
	в) Механически разрушенная смола	0,64	192	122,88	1
	Итого:			12292,1	101,87
III	Отделение регенерации				
	Поступает:				
3	Насыщенная смола	2,70	3388,8	9149,76	75,57
9	Отработанный электролит	0,01	40000	400	3,33
	Итого:			9549,76	78,9
	Выходит:				
5	Золотосодержащий элюат	0,23	40000	9358,76	77,3
6	Объединённые промышленные и элюирующие растворы	0,0001	273000	21,56	0,18
7	Регенерированная смола	0,05	3388,8	169,44	1,4
	Итого:			9549,76	78,9
IV	Электролиз				
5	Золотосодержащий элюат	0,23	40000	9358,76	77,3
	Итого:			9358,76	77,3
	Выходит:				
8	Золото товарное	0,23	40000	8958,76	74
9	Отработанный электролит	0,01	40000	400	3,3
	Итого:			9358,76	77,3

Выбор конструкции электролизера

Корпус и аноды электролизера выполнены из сплава титана, так как Ti является устойчивым материалом к данной агрессивной среде, при этом обладает сравнительно низкой плотностью (4,505 т/м³), что облегчает монтаж и транспортировку.

Основной анодный процесс – окисление молекул воды с выделением кислорода [14]:



Окисление тиомочевины на аноде явление нежелательное, т.к это ведет к излишнему расходу этого реагента, загрязняет катодный осадок, образующейся

элементарной серой, и способствует обратному химическому растворению химического золота.

Во избежание анодного растворения тиомочевины катодное и анодное пространство разделено ионитовой мембраной. Это предотвращает попадание тиомочевины в анодное пространство.

В анодное пространство при помощи силиконовых трубок подается анолит (слабый раствор серной кислоты – 20 г/л). Его выход устанавливается ручным вентилем.

Анолит из электролизера по сливным патрубкам поступает в приёмный бак, откуда закачивается в напорный бак (периодически).

Концентрация серной кислоты в анолите в процессе работы возрастает, поэтому его периодически разбавляют водой.

Катоды – это титановые рамы, со свободно извлекающейся стальной сеткой.

В катодное пространство подают золотосодержащий тиомочевинный раствор (католит).

Использование стальной нержавеющей сетки в качестве катода экономически целесообразно по сравнению с углеграфитовыми и титановыми катодами.

Выбираем:

- сплав титана ВТ-1-0 – состав по основным компонентам: Al – 2-3,5 %, Cr – 0,2-0,5 %, Si – 0,2-0,4 %, Fe – 0,2-0,5 %, остальное Ti.

- сетка нержавеющая стальная 12/18 Н-10, 0,63×0,63×0,32 мм ГОСТ-3826-82 [32].

Товарный регенерат с участка регенерации поступает в приёмный бак и насосом периодически закачивается в приёмный бак, где происходит отстаивание от механических взвесей. Из напорного бака поступает в нижние патрубки электролизеров, подача католита в электролизерах устанавливается ручным вентилем. Затем маточник электролиза самотеком из верхних патрубков

электролизеров поступает в приемный бак, далее закачивается насосом в напорный бак, а затем поступает насосом в отделение регенерации.

Электролиз

Товарный регенерат после предварительного отстаивания самотеком поступает в нижние патрубки электролизеров. Подача в электролизеры устанавливается ручным вентилем. Золото выделяется на катоде в виде черного шлама и частично падает с катода на дно электролизера. Периодически два раза в месяц проводится съём золота из электролизера с зачисткой катодов.

Для повышения качества готовой продукции в отработанном товарном регенерате поддерживают достаточно высокое содержание золота. Это золото при сорбции тиомочевины осаждается на сорбент. Отработанный товарный регенерат собирается в приемном баке [14].

Съём катодного осадка

Периодически 2-3 раза в месяц проводится съём катодного осадка из электролизера. Катодные блоки отсоединяются, вынимаются и очищаются в нутч-фильтре.

Осадок из электролизера после перемешивания выпускается в нутч-фильтр.

Отфильтрованный осадок из нутч-фильтра загружается в противни, ставится в подовую печь для сушки и обжига.

Обжиг и плавка

При обжиге выгорают серосодержащие продукты, катодный осадок подается на плавку в индукционную печь. Расплавленное золото из индукционной печи разливается в изложницы, слитки черного золота обрабатываются 6 % раствором серной кислоты и согласно действующим техническим условиям опробуется сверлением на стружку, взвешивается и упаковывается. Слитки черного золота являются готовой продукцией (сплав Доре) и отправляются на аффинажный завод.

Расчет электролизера

Электролиз осуществляется при плотности тока от 20 до 60 А/м². Плотность тока меньше 20 А/м² – осаждение золота идет не на предельном диффузионном токе, при плотности от 20 до 60 А/м² скорость осаждения драгметалла растет прямо пропорционально. Если плотность свыше 60 А/м², то скорость осаждения не увеличивается, снижается выход металла по току из-за выделения водорода, увеличивается расход электроэнергии и изнашиваются катоды и аноды [14].

Перемешивание электролита способствует выделению на катоде водорода (газа). С увеличением силы тока, протекающего через электролизер, количество водорода увеличивается и растет интенсивность перемешивания.

Рост скорости потока растворов через катодные камеры вызывает повышение скорости процесса электролиза (при условии изменения технологических параметров: повышения температуры и т.д.).

Устройство электролизера: бак прямоугольной формы, сваренный из титановых листов, на боковых стенках – приспособления для закрепления электродов. Катодное и анодное пространство разделены мембранами (препятствуя попаданию тиомочевины в анодное пространство) [14].

Исходные данные к расчету: начальная концентрация золота в католите $C_{\text{нач}}^{\text{Au}} = 0,23$ г/л; конечная $C_{\text{к}}^{\text{Au}} = 0,01$ г/л, концентрация анолита $C_{\text{ан}} = 20$ г/л; циркуляция анолита $V_{\text{Au}} = 120$ л/ч (0,12 м³/ч); сила тока $I = 1000$ А; выход по току золота $B_{\text{T}} = 10$ %; плотность тока на операции $i_{\text{к}} = 8,3$ А/м².

Развитие поверхности катода достигается благодаря использованию стальной нержавеющей сетки сжатой в виде гармошки и расположенной перпендикулярно аноду. Катодный блок держится на электролизере с помощью штанги, которую устанавливают на боковой стенке электролизера.

Расчет поверхности катода

Расчет поверхности катода основывается на расчете числа проволок и площади одной проволоки, расплужённой по высоте и ширине катода.

Принимаем: $L=3000$ мм – ширина катодного блока; $H=700$ мм – высота катодного блока; стальная нержавеющая сетка размерами $0,63 \times 0,63 \times 0,32$ мм.

Рассчитаем площадь осаждения золота на одной проволоке:

$$S_1 = \pi \times D \times H, \text{ мм}^2 \quad (4.74)$$

где D – диаметр проволоки, $0,32$ мм;

H – высота катодного блока, 700 мм.

$$S_1 = 3,14 \times 0,32 \times 700 = 703,36 \text{ мм}^2$$

Число проволок по ширине сетчатого катода составит:

$$n_1 = L / C_1, \text{ шт} \quad (4.75)$$

где C_1 – расстояние между проволоками, $0,63$.

$$n_1 = 300 / 0,63 = 4761,9 \text{ шт}$$

Общая площадь проволок, расположенных вертикально:

$$S_{\text{общ}}^I = n_1 \times S_1, \text{ мм}^2 \quad (4.76)$$

$$S_{\text{общ}}^I = 4761,9 \times 703,36 = 3349329,9 \text{ мм}^2 \approx 3,35 \text{ м}^2$$

Площадь осаждения на одной проволоке, расположенной горизонтально:

$$S_2 = \pi \times D \times L, \text{ мм}^2 \quad (4.77)$$

$$S_2 = 3,14 \times 0,32 \times 3000 = 3014,4 \text{ мм}^2$$

Число проволок по ширине сетчатого катода составит:

$$n_2 = H / C_2, \text{ шт} \quad (4.78)$$

где C_2 – расстояние между проволоками, 0,63.

$$n_2 = 700 / 0,63 = 1111 \text{ шт}$$

$$S_{\text{общ}}^{\text{II}} = n_2 \times S_2, \text{ мм}^2 \quad (4.79)$$

$$S_{\text{общ}}^{\text{II}} = 1111 \times 3014,4 = 3348998,4 \text{ мм}^2 \approx 3,34 \text{ м}^2$$

Общая площадь одного катода:

$$S_{\text{общ}} = S_{\text{общ}}^{\text{I}} + S_{\text{общ}}^{\text{II}}, \text{ м}^2 \quad (4.80)$$

$$S_{\text{общ}} = 3,35 + 3,34 = 6,69, \text{ м}^2$$

В процессе электролиза за счет наращивания катодного осадка на каждой проволоке сетки происходит смыкание катодных осадков с образованием сплошной волнистой поверхности. Катодная поверхность увеличивается в 1,4-1,6 раз.

Принимаем к расчету увеличение в 1,5 раза.

Площадь катода равна:

$$S_{\text{к}} = S_{\text{общ}} \times 1,5, \text{ м}^2 \quad (4.81)$$

$$S_{\text{к}} = 6,69 \times 1,5 = 10,03, \text{ м}^2$$

Общая катодная поверхность составит:

$$S_{\text{общ}}^{\text{к}} = I / i_{\text{к}}, \text{ м}^2 \quad (4.82)$$

$$S_{\text{общ}}^{\text{к}} = 1000 / 8,3 = 120 \text{ м}^2$$

Число катодов для одного электролизера:

$$N = S_{\text{общ}}^{\text{к}} / S_{\text{к}}, \text{ шт} \quad (4.83)$$

$$N = 120 / 10,03 = 11,9, \text{ шт}$$

Принимаем количество катодов равное 12.

Количество анодов в электролизере всегда на один больше чем катодов (так как катоды между анодами), поэтому принимаем 13 анодов.

$$S_{\text{общ}}^{\text{к}} = S_{\text{к}} \times N, \text{ шт} \quad (4.84)$$

$$S_{\text{общ}}^{\text{к}} = 10,03 \times 12 = 120,4 \text{ шт}$$

Проведем уточненный расчет общего тока на электролизере.

$$N = I / (i_{\text{к}} \times S_{\text{к}}) \quad (4.85)$$

$$I = N \times i_{\text{к}} \times S_{\text{к}}, \text{ А}$$

$$I = 12 \times 8,3 \times 10,03 = 998,9 \text{ А} \approx 1000 \text{ А}$$

Найдем длину электролизера:

$$A = a_1 + \delta_{ан} \times N_{ан} + N_{к} \times a_2 + \delta_{к} \times N_{к}, \text{ м} \quad (4.86)$$

$$A = 115 + 74 \times 13 + 12 \times 85 + 80 \times 12 = 3057 \text{ мм} \approx 3 \text{ м}$$

Ширина электролизера:

$$B = d + 2 \times b_1, \text{ мм} \quad (4.87)$$

где b_1 – ширина от катодной коробки до корпуса электролизера, 85 мм;
 d – ширина катодной коробки, 730 мм.

$$B = 730 + 2 \times 85 = 900 \text{ мм} \approx 0,9 \text{ м}$$

Исходя из полученных данных принимаем электролизер ЭМ-90 [21].
 Основные характеристики приведены в таблице 4.29.

Таблица 4.29 – Основные характеристики электролизера ЭМ-90

Наименование	Значение
Общая катодная площадь, м ²	120
Количество катодных камер, шт	12
Габариты, мм:	
длина	2250
ширина	1050
высота	1400
Материал	сплав ВП-1-0
Масса, кг	950

Расчет числа электролизеров

Расчет производительности электролизера:

$$\Pi_{год}^{эл} = q_{Au} \times I \times T_{раб}^{год} \times B_T, \text{ т} \quad (4.88)$$

где q_{Au} – электрохимический эквивалент золота, 7,357 г/А×ч;

$T_{\text{раб}}^{\text{год}}$ – время работы одного электролизера за год.

$$T_{\text{раб}}^{\text{год}} = T_{\text{эф}}^{\text{год}} - T_{\text{прост}}^{\text{год}}, \text{ ч} \quad (4.89)$$

где $T_{\text{эф}}^{\text{год}}$ – время работы аффинажной фабрики за год, 8760 ч;

$T_{\text{прост}}^{\text{год}}$ – время простоя одного электролизера за год (50-58 % от $T_{\text{эф}}^{\text{год}}$), 4950

ч.

$$T_{\text{раб}}^{\text{год}} = 8760 - 4950 = 3810 \text{ ч}$$

$$P_{\text{год}}^{\text{эл}} = 7357 \times 1000 \times 3810 \times 0,1 = 2,8 \text{ т}$$

Количество электролизеров определим по формуле:

$$N = P_{\text{год}}^{\text{исх}} / P_{\text{год}}^{\text{эл}}, \text{ шт} \quad (4.90)$$

$$N = 3,37 / 2,8 = 1,2 \text{ шт}$$

Принимаем количество электролизеров равное двум для обеспечения непрерывности процесса.

Рассчитаем объемную скорость товарного регенерата:

$$V_{\text{реген}}^{\text{год}} = (P_{\text{год}}^{\text{исх}} / 2) \times \Delta C_{\text{Au}} \quad (4.91)$$

где ΔC_{Au} – изменение концентрации золота в катодите.

$$\Delta C_{\text{Au}} = C_{\text{нач}} - C_{\text{кон}}, \text{ г/л} \quad (4.92)$$

$$\Delta C_{\text{Au}} = 0,23 - 0,01 = 0,22 \text{ г/л или } 230 \text{ г/м}^3 \text{ (230 г/т)}$$

Так как $\Pi_{\text{год}}^{\text{исх}}$ из расчета на 2 электролизера, то:

$$\Pi_{\text{год}}^{\text{эл}} = (3369153,6 / 2) \times 230 = 387452664 \text{ литров} = 387,45 \text{ м}^3$$

Товарная скорость в часах:

$$V_{\text{реген}}^{\text{час}} = (V_{\text{реген}}^{\text{год}} / T_{\text{раб}}^{\text{год}}) / 3600, \text{ м}^3 \quad (4.93)$$

$$V_{\text{реген}}^{\text{час}} = (387,45 / 3810) / 3600 = 0,000028 \text{ м}^3 \approx 0,00003 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Рассчитаем площадь сечения патрубка $d = 30$ мм.

$$S_{\text{пат}} = (\pi \times d^2) / 4, \text{ м}^2 \quad (4.94)$$

$$S_{\text{пат}} = (3,14 \times 0,03^2) / 4 = 0,0007 \text{ м}^2 \approx 7,06 \times 10^{-4} \text{ м}^2$$

Рассчитаем скорость потока:

$$V = V_{\text{реген}}^{\text{час}} / S_{\text{пат}}, \text{ м/с} \quad (4.95)$$

$$V = 0,00003 / (7,06 \times 10^{-4}) = 0,042 \text{ м/с}$$

Так как скорость потока может достигать 2-х м/с, то выбранный патрубок $d=30$ мм удовлетворяет требованиям циркуляции. Поскольку циркуляция анолита в 7 раз меньше циркуляции католита, то для циркуляции анолита принимаем патрубок с $d = 20$ мм.

4.7.8 Оборудование отделения сушки и плавки катодных осадков

Назначение плавки – получение металлических слитков черного золота. Плавка – пирометаллургический процесс получения металлического слитка

чернового 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 кальцинированная, бура техническая и кварцевый песок, необходимые для образования шлаков.

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

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 [21].

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 королек 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 4.30.

Таблица 4.30 – 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 являются готовой продукцией и отправляются на аффинажный завод.

4.8 Выбор и расчет вспомогательного оборудования

4.8.1 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 [21].

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

$$Q = 3600 \times B \times h \times v \times \gamma_n \times \varphi \quad (4.96)$$

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, (0,75-0,8).

Принимаем ширину ленты исходя из стандартных, равную 1000 мм.

$$Q = 3600 \times 1,5 \times 0,39 \times 0,018 \times 3 \times 0,8 = 90,98 \text{ т/ч}$$

Исходя из полученных данных выбираем 4 пластинчатых питателя 2-15-90 для стадии измельчения. По аналогии рассчитываем пластинчатый питатель для стадии дробления. Принимаем питатель 2-15-90. Технические характеристики заносим в таблицу 4.31 [21].

Таблица 4.31 – Технические характеристики пластинчатого питателя

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

4.8.2 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 – одно- и многоприводные; по конструктивному исполнению – стационарные, передвижные [21].

Рассчитаем производительность ленточных конвейеров по формуле:

$$Q = 3600 \times F_0 \times V \times \rho \times k, \text{ т/ч} \quad (4.97)$$

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, $k = 0,7-0,85$.

$$Q = 3600 \times 0,02 \times 0,61 \times 3 \times 0,7 = 92,23 \text{ т/ч}$$

Исходя из полученных данных принимаем к установке 4 ленточных конвейера с шириной ленты 400 мм для транспортирования руды до цеха измельчения. Аналогично рассчитываем ленточный конвейер с шириной ленты 1000 мм для транспортирования руды на рудный двор. Технические характеристики ленточного конвейера представлены в таблице 4.32.

Таблица 4.32 – Технические характеристики ленточного конвейера

Параметры	Для дробления	Для измельчения
Ширина ленты, мм	1000	400
Длина конвейера, м	120	10
Скорость ленты, м/сек	0,8	0,5-2,0
Мощность двигателя, кВт	45	до 45
Момент крутящий, Н/м	-	3600-5200

4.8.3 Выбор и расчет песковых насосов

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 по абсолютному напору и подаче не может полностью охарактеризовать насос: один и тот же насос может развивать различную подачу и напор в зависимости от частоты вращения вала. По коэффициенту быстроходности центробежные насосы классифицируют на тихоходные ($n = 40 \text{ мин}^{-1}$); нормальные ($n = 80-150 \text{ мин}^{-1}$); быстроходные ($n = 150-300 \text{ мин}^{-1}$) [21].

Необходимая производительность насоса рассчитывается по формуле:

$$Q_n = Q_{п} / (1 + \alpha), \text{ м}^3/\text{ч} \quad (4.98)$$

где $Q_{п}$ – необходимая производительность по пульпе;

α – содержание твердого в пульпе, доли единиц.

$$Q_n = 2203,3 / (1 + 1,2) = 1001,5 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Исходя из полученных данных к установке для классификации материалов на гидроциклоны, для подачи пульпы на них, принимаем 8 центробежных песковых насосов 6Пс-9б: 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 6Пс-9а: 1 – рабочий, 1 – запасной.

Технические характеристики насосов приведены в таблице 4.33 и в таблице 4.34 [18].

Таблица 4.33 – Технические характеристики центробежного насоса 6Пс-9б

Параметры	Показатели
Производительность, м ³ /ч	260
Напор, кН/м ³	200
Допустимая высота всасывания, м	0,5
Число об/мин	1450
Мощность электродвигателя, кВт	40
Диаметр рабочего колеса, мм	330
Масса насоса, кг	1200

Таблица 4.34 – Технические характеристики центробежного насоса 6Пс-9а

Параметры	Показатели
Производительность, м ³ /ч	300
Напор, кН/м ³	260
Допустимая высота всасывания, м	0,5
Частота вращения, об/мин	1450
Мощность электродвигателя, кВт	55
Диаметр рабочего колеса, мм	365
Масса насоса, кг	1265

4.8.4 Подъемно-транспортное устройство

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, а это значит, что снизятся капитальные и текущие затраты.

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

В пролете цеха сорбции, регенерации, в реагентном и насосном отделениях рекомендуемая грузоподъемность кранов 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 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. 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.

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 электросварные 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 [35]. В соответствии с требованиями вокруг скважин оборудуют зоны санитарной охраны первого пояса. Очистка воды предусматривается автоматизированной установкой фильтрации. От водозаборных скважин по внутривозрастным 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 (барботаж). 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 одному агрегатированному и исправному насосу каждого типа для быстрой замены любого насоса, вышедшего из строя [21].

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 м³, 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 5.1.

Таблица 5.1 – Удельные нормы расходов реагентов на фабрике

Наименование реагентов, материалов и энергоресурсов	Единицы измерения	Удельный расход, нормы
1	2	3
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

Продолжение таблицы 5.1

1	2	3
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 фабрик. Для выполнения 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 реагентного хозяйства, специальные склады жидких реагентов, склады измель-

чащих тел. 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 [21].

Кроме работ по капитальному ремонту транспортных узлов и агрегатов, которые осуществляются в отделениях ремонтно-механических мастерских 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 также подает обратную воду круглосуточно.

В состав рассматриваемых гидротехнических сооружений хвостового хозяйства входят:

- хвостохранилище с дамбой;
- система гидротранспорта хвостов;
- система обратного 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 отправ-

ляются в хвостохранилища для отстоя и складирования хвостов. Осветленные воды направляются на фабрику по системе оборотного водоснабжения [16].

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

Система гидротранспорта хвостов: 2 магистральных пульповода: диаметр – 325 мм., длина – 5,0 км. Распределительные пульповоды и система выпусков с запорно-регулируемой арматурой.

Система оборотного водоснабжения: водоводы диаметром – 325 и 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

Федеральный закон № 116 «О промышленной безопасности опасных производственных объектов» определяет правовые, экономические и социальные основы обеспечения безопасной эксплуатации опасных производственных объектов и направлен на предупреждение аварий на опасных производственных объектах и обеспечение готовности эксплуатирующих опасные производственные объекты юридических лиц и индивидуальных предпринимателей (далее также организации, эксплуатирующие опасные производственные объекты), к локализации и ликвидации последствий указанных аварий [22].

Опасными производственными объектами являются предприятия или их цеха, участки, площадки, а также иные производственные объекты, указанные в приложении 1 к настоящему Федеральному закону [22].

Золотоизвлекательная фабрика месторождения «Покровское», как опасный производственный объект подлежит регистрации в государственном реестре в порядке, устанавливаемом Правительством Российской Федерации.

Проектируемый объект относится ко второму классу опасности.

Лицензирование деятельности в области промышленной безопасности осуществляется Федеральной службой по экологическому, технологическому и атомному надзору, а также ее территориальными подразделениями, согласно Постановления Правительства РФ от 10.06.2013 № 492 [34].

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 [10].

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 [26].

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.

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 безопасности при проведении огнеопасных работ, неправильное использование сырья и др. [27]. На случай возникновения пожара проектом предусмотрен выход из здания и его помещений через эвакуационные выходы. В цехах и 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. Щиты устанавливаются в цехах с большим количеством электрооборудования [22, 27].

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 [27].

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 взвихрение пыли и образование взрывоопасных пылевоздушных смесей.

6.3 Охрана труда

Идентификация опасностей проводится с целью выявления опасных и вредных факторов на каждом участке производственного подразделения в соответствии с установленным порядком. Повторная идентификация опасностей проводится в случае изменения технологического процесса, замене производственного оборудования, реконструкции и модернизации производственного участка.

Оценка риска проводится с целью выявления опасных и вредных факторов производственной среды, а также выработки и выполнения защитных действий для обеспечения безопасности работников при выполнении производственных заданий. Результаты оценки рисков используются для планирования деятельности по ОТ и ПБ на производстве, обоснования мероприятий по снижению рисков до технически приемлемого и экономически обоснованного уровня.

На проектируемом предприятии будут учтены все Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых» [23], направленные на обеспечение промышленной безопасности, предупреждение аварий, случаев производственного травматизма.

6.3.1 Освещение

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

Нормы предусматривают следующую искусственную освещенность по рабочим местам (не менее): лестницы и коридоры – 10 лк; грохоты и конвейеры – 20 лк; оборудование – 30 лк.

Места производства работ фабрики освещены в соответствии с действующими санитарными нормами. Светильники расположены таким образом: с возможностью безопасного обслуживания, без снятия напряжения с электрооборудования.

Для осветительных сетей применяется электрическая система с изолированной нейтралью при линейном напряжении не выше 220 В.

Светильники, расположенные в цехах на большой высоте, обслуживаются с помощью кранов, при этом работа выполняется в диэлектрических перчатках в присутствии второго лица. 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 [22, 40], в помещениях с повышенной опасностью и особо опасных – не выше 42 В.

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).

Металлическая арматура светильников напряжением выше 42 В надежно заземлена.

Светильники с люминесцентными лампами на напряжение 127-220 В допускается применять для местного освещения при условии недоступности их токоведущих частей для случайных прикосновений. В помещениях сырых, особо сырых, жарких применение люминесцентных ламп для местного освещения допускается только в арматуре специальной конструкции. Питание светильников на напряжение 42 В и ниже осуществляется от трансформаторов с электрически отдельными обмотками первичного и вторичного напряжения.

Применение в производственных помещениях открытых (незащищенных) люминесцентных ламп не допускается, за исключением помещений, не предназначенных для длительного пребывания людей [40].

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

По видам освещение делят на рабочее и аварийное (аварийное освещение для продолжения работ и аварийное освещение для эвакуации людей). Такое освещение устраивается в дробильных, обогатительных, обжиговых цехах путем выделения 30-50 светильников с лампами накаливания для создания минимальной освещенности путем подключения ко второму источнику питания при отключении основного источника. Аварийное освещение путей эвакуации должно обеспечивать отличную видимость путей.

6.3.2 Промышленная санитария

Служба главного инженера проводит лечебно-профилактическую работу и оказывает первую помощь при внезапных заболеваниях, травмах, острых отравлениях. Кроме того, осуществляется учет заболеваний рабочих, проводится диспансеризация, организуются периодические цеховые осмотры, контролируется соблюдение правил безопасности и санитарных правил по

содержанию производственных и пищевых объектов и проводится санитарно-просветительская работа на предприятии.

Предусматривается регулярная стирка и необходимая санитарно-гигиеническая обработка спецодежды. Стирка спецодежды производится в прачечной, обслуживающей предприятие. Химическая чистка одежды, при необходимости, производится подрядной специализированной организацией.

Во всех производственных и административно-бытовых помещениях поддерживается температура внутреннего воздуха в холодный и теплый периоды года согласно требованиям соответствующих нормативных документов [38]. Скорости воздуха на рабочих местах производственных и административно-бытовых помещений при работе приточно-вытяжной вентиляции выбираются на основании существующих норм и правил.

Во всех помещениях предусматривается приточно-вытяжная вентиляция с механическим и естественным побуждением. Для локализации вредностей, в местах их наибольшего выделения, предусматривается местная вытяжная вентиляция. Воздух, удаляемый местными отсосами и содержащий пыль, и другие вредные вещества, перед выбросом в атмосферу подвергается очистке.

Оптимальные климатические условия установлены по критериям оптимального теплового и функционального состояния человека. Они обеспечивают общее и локальное ощущение теплового комфорта в течение восьми часовой рабочей смены при минимальном напряжении механизмов терморегуляции, не вызывают отклонений в состоянии здоровья, создают предпосылки для высокого уровня работоспособности и являются предпочтительными на рабочих местах.

Перечень рабочих мест и видов работ, при которых должны обеспечиваться оптимальные величины микроклимата определяются «Санитарными правилами по отдельным отраслям экономики» [38] и согласованы с органами Государственного санитарно-эпидемиологического надзора в установленном порядке.

6.3.3 Шум и вибрация

Шум – это сочетание звуков различной частоты и интенсивности. Шум оказывает влияние на центральную нервную систему рабочих. При наличии шума снижается производительность труда, появляется тугоухость, учащается дыхание и может возникать расстройство сердечно-сосудистой и нервной систем, пищеварительного тракта, гипертоническая болезнь [24, 36].

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 [28].

При работе дробилок, мельниц, грохотов и другого оборудования фабрики возникают вибрации, воздействующие на организм человека, а при длительном воздействии вызывающие профессиональные заболевания [36].

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 [10, 36].

Во всех этих случаях для защиты человека необходимо применять средства индивидуальной защиты. Для этого работающим предприятие выдается спецодежда, спецобувь, каски, очки, беруши, перчатки и другие средства индивидуальной защиты [10, 26]. Их использование должно обеспечить достаточную безопасность, а связанные с их применением неудобства должны быть минимизированы.

Уровень шума на рабочих местах в отделении измельчения и др. в соответствии с ГОСТ 12.1.003-86 [24] не будет превышать 80 дБА, что будет достигнуто за счет звукоизоляции (отдельный фундамент, виброкожухи).

Для предотвращения вибрации устройства – источники вибрации будут установлены на вибропоглощающих подошвах.

6.3.4 Загазованность и запыленность

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 более – 2 % (10 мг/м^3) [25].

Вместе с пылью в воздухе рабочей зоны содержатся пары вредных веществ, выделяемых в процессе обогащения полезных ископаемых. Их предельно допустимые концентрации в воздухе рабочей зоны приведены в таблице 6.1.

Таблица 6.1 – ПДК веществ в воздухе рабочей зоны

Вещество	Содержание, мг/м^3
Цианид натрия	0,3
Кислота серная	1,0
Сода кальцинированная	2,0
Диоксид кремния	2,0
Гидроксид натрия	0,5
Тиомочевина	0,3
Хлорид водорода	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 [39].

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 [33].

Для защиты от пыли в технологических процессах предусмотрены следующие мероприятия: предупреждение пылеобразования; установка орошителей для гидрообеспечения и орошения перерабатываемого сырья; устройства герметизированных укрытий оборудования, выделяющего во время работы пыль; обеспечение производственных помещений системами местной и общеобменной вентиляции [21].

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 [25].

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 [33].

В местах, где невозможно снизить загрязненность воздуха пылью и парами вредных веществ до санитарных норм, рабочие используют респираторы.

Для оказания неотложной помощи в цехе предусмотрены профилактические пункты, представляющие собой небольшие огороженные места, которые снабжены медицинскими аптечками первой помощи, набором противоядий, медикаментами и перевязочными средствами, а также необходимой посудой и инструкциями по применению противоядий и оказанию первой медицинской помощи при отравлениях и травмах. К профилактическому пункту подводятся холодная и теплая вода, подаваемая через смеситель в расходный кран, установленный в двух метрах от пола.

6.3.5 Подъемно – транспортные работы

Подъемно-транспортные работы относятся к особо опасным работам, связаны с подъемом, перемещением грузов различной массы по цеху

обогащительной фабрики. На проектируемом объекте для ремонта и обслуживания машин и механизмов, а также для перемещения тяжелого оборудования, узлов и деталей предусмотрены необходимые грузоподъемные средства и приспособления (автокраны, кран-балки, тельферы, тали и др.) различной грузоподъемности.

Рабочие, выполняющие строповку грузов, проходят специальное обучение и имеют удостоверение на право работы стропальщиком [26].

Грузоподъемными машинами разрешается поднимать груз, масса которого вместе с тарой не превышает допустимую их грузоподъемность.

При перемещении груза грузоподъемными машинами, нахождение работающих на них (кроме машиниста), на грузе и в зоне возможного его падения не допускается.

При проведении работ по подъему и перемещению грузов автокраном лицо, производящее работы, должно иметь допуск к проведению работ.

6.3.6 Опасные и вредные производственные факторы на обогащительной фабрике Покровского месторождения

Для обеспечения своевременной ликвидации нарушений по ОТ и ПБ на предприятии организована ежесменная оценка рисков и плановое обучение персонала ОТ и ПБ для исключения воздействия указанных факторов на рабочих местах на персонал [8].

Класс опасности и активность применяемых реагентов представлены в таблице 6.2.

Таблица 6.2 – Реагенты, используемые в технологическом процессе

Реагент	ГОСТ (ТУ)	Активность реагентов, %	Характеристика материала	Класс опасности
1	2	3	4	5
Сода кальцинированная	10689-75 (5100-73)	80-98	сухие гранулы	3
Цианид натрия	Импортная поставка	88	белые гранулы	2
Известь негашеная	ГОСТ 9179-77	80	белый порошок	2
Едкий натр	ГОСТ 2263-79	94	белые гранулы	2

1	2	3	4	5
Бура марки Б	-	94	белый или бесцветный мелкокристаллический порошок	3
Тиомочевина	ГОСТ 6344-73	76	кристаллы ромбовидной формы белого цвета	6
Кислота серная	ГОСТ 2184-77	-	Маслянистая жидкость без цвета и запаха	2

6.4 Охрана окружающей среды

6.4.1 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 [26].

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 [7, 39].

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

Все емкости, в которых используется цианистый раствор, будут оборудоваться верхней крышкой и местным отсосом. Улавливание цианистого водорода из технологических газов рекомендуется проводить в скруббере с

использованием раствора щелочи. Очищенные технологические газы с концентрацией HCN $0,3 \text{ мг/м}^3$ (ПДК рабочей зоны) должны разбавляться до $0,01 \text{ мг/м}^3$ (ПДК в атмосферном воздухе) и выбрасываться в атмосферу [13].

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.

6.4.2 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 оборотное водоснабжение [20, 37].

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

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 [16, 37].

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 [13].

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

6.4.3 Охрана почв

Охрана почв будет осуществляться в соответствии с требованиями ГОСТ 17.4.3.02-85 и ГОСТ 17.5.3.04-83 [29, 31].

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 складирование тары на промплощадке. По мере накопления барабанов и бочек из-под реагентов и других веществ их периодически вывозят на переработку [13].

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

Рекультивация – это восстановление земельного участка, приведение его в состояние, пригодное для дальнейшего использования.

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.

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 в дальнейшем будет произведена биологическая рекультивация.

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

1. Внесение удобрений в поверхностный слой почвы;
2. Применение специальной агротехники, обеспечивающей полное восстановление биологического потенциала и эстетической ценности рекультивируемых земель.
3. Посадка растений.

Земли или отдельные участки земли, на которых будет выполнен весь комплекс восстановительных работ, предусмотренных проектом, подлежат передаче землепользователю по акту приемки-сдачи, подписанному комиссией [30].

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

6.5 Рекомендации по детоксикации отходов, образующихся при автоклавном окислении руд

По технологической схеме автоклавного окисления руд Покровского месторождения происходит образование двух типов хвостов. Это:

1. Сбросные растворы автоклавного выщелачивания концентратов.
2. Хвосты цианирования концентратов, вскрытых методом автоклавного выщелачивания.

Сбросные растворы автоклавного выщелачивания концентратов содержат большое количество растворенных токсичных веществ, главным образом тяжелых металлов. Рекомендуется проводить их очистку методом известкования и размещать на хранение на отдельном полигоне с повторным использованием на операции автоклавного выщелачивания [14].

Хвосты цианирования содержат в основном цианиды. Рекомендуется организовать их складирование в виде кеков фильтрации («сухое» складирование) на отдельном полигоне с использованием фильтрата в системе локального внутрифабричного водооборота. При хранении этих отходов возможно образование вод, которые не могут быть возвращены в оборот.

Детоксикацию этого типа отходов наиболее рационально проводить с хлорированием и известково-купоросной обработкой [14].

7 СПЕЦИАЛЬНАЯ ЧАСТЬ «АВТОКЛАВНОЕ ОКИСЛЕНИЕ ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ РУД ПОКРОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ»

Описанный во втором разделе вещественный состав, характер сульфидной и золотой минерализации руды месторождения «Покровское», близок и относится к категории трудноцианируемых, существенно кварцевых убого-сульфидных золотосеребряных руд.

Сделав литературный обзор и проанализировав научно-исследовательские работы ведущих научных институтов можно рекомендовать для переработки золотосодержащих руд месторождения «Покровское» технологию, включающую в себя: шаровое измельчение, флотационное обогащение, автоклавное окисление полученных флотоконцентратов с последующим сорбционным цианированием продукта окисления. Товарной продукцией является золото лигатурное [12, 14].

В последнее время все большее значение в химической технологии и гидрометаллургии цветных металлов приобретают процессы, протекающие в условиях повышенных давлений и температур.

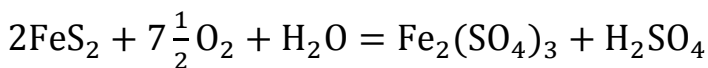
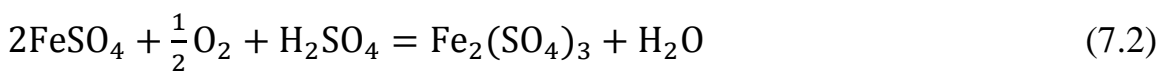
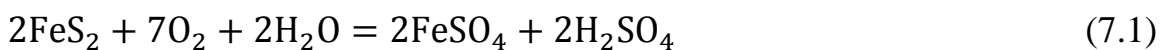
В применении к золотосодержащему сырью возможны два варианта такого рода технологии:

1. Автоклавное вскрытие (окисление) сульфидов с сохранением золота и серебра в нерастворимом остатке, из которого их можно извлечь цианированием или другими гидрометаллургическими методами.

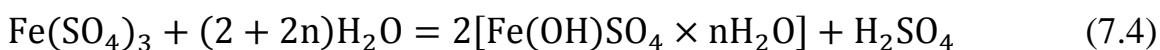
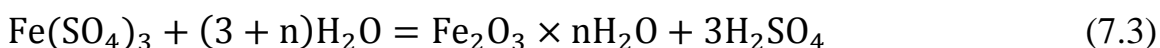
2. Автоклавное (например, кислородно-аммиачное) выщелачивание, в котором процесс вскрытия золотосодержащих сульфидов совмещен во времени и аппаратуре с процессом растворения золота.

Сущность автоклавного способа заключается в том, водная пульпа, содержащая сульфиды, в частности пирит, нагревается в автоклаве о температуры 120-200 °С в атмосфере воздуха или кислорода при давлении,

превосходящем упругость пара раствора. Пирит при этом окисляется по реакциям [12]:



Образующийся сульфат трехвалентного железа подвергается гидролизу:



При повышении температуры пульпы (до 130 °С и выше) гидроксид железа и основной сульфат разлагаются с образованием гематита. Очень часто железистые осадки представляют собой смесь основного сульфата и оксида железа.

Главными факторами, определяющими степень окисления пирита в автоклаве, являются температура и парциальное давление кислорода.

Ведение процесса при температурах, превышающих 120 °С, неизбежно связано с расплавлением элементарной серы, некоторое количество которой выделяется при разложении пирита. Расплавленная сера покрывает поверхность окисляющихся зерен сульфида, препятствуя их дальнейшему взаимодействию с кислородом. В результате этого несколько снижается общая степень окисления пирита, а, следовательно, и степень вскрытия золота, связанного с сульфидами. Кроме того, наличие серы в твердом остатке вызывает при последующей гидromеталлургической обработке повышенный расход цианида на образование соответствующих роданистых соединений. Поэтому продукты, поступающие на цианирование, рекомендуется подвергать предварительной обработке щелочами с целью перевода элементарной серы в форму водорастворимых сульфидов натрия или кальция. Наиболее удобна в этом отношении известь, являющаяся более дешёвым реагентом по сравнению с другими щелочами.

Возможно создание условий автоклавного окисления пирита, при которых вероятность образования элементарной серы может быть сведена до минимума.

Это достигается, в основном, за счет использования повышенных температур (более 180-200 °С), что считается более экономичным, чем проведение щелочной обработки остатков автоклавного окисления перед цианированием.

По данным научно-исследовательского института Иргиредмет было установлено, что золото в руде Покровского месторождения находится в самородном виде, других минеральных форм не обнаружено. Рудные минералы в среднем составляют около 1 %, при колебаниях от 0,5-3,05 % в отдельных сечениях. Среди них доминирует пирит, на долю которого приходится до 90-95 % от минералов тяжелой фракции. Для некоторых золотин характерно появление рубашки из гидроокислов железа. Золото, в основном, мелковкрапленное от 0,5 до 10 мкм. При дроблении и измельчении руды оно практически не вскрывается и находится в ассоциации с сульфидами и, в меньшей степени, с породообразующими минералами. По данным атомно-абсорбционного анализа содержание благородного металла в сульфидах (по отдельным выборкам) колеблется от 33,8 до 45,9 г/т.

Результаты рационального анализа показывают высокую степень технологической упорности исследуемой руды к цианистому процессу: в цианируемой форме в ней присутствует 13,8 % золота, которое в основном находится в виде сростков с рудными и породообразующими компонентами. Массовая доля свободного (амальгамируемого) золота незначительна и составляет 0,6 %.

Основной причиной упорности к цианированию является тесная ассоциация благородного металла с сульфидами (51,8 %). Часть сульфидов тонко вкраплена в породообразующие минералы.

Решая проблему обогащения тонковкрапленных упорных руд Покровского месторождения в качестве подготовительной операции перед цианированием предлагается применять флотационные методы обогащения с автоклавным окислением флотационных концентратов. Рекомендуется первый способ автоклавного окисления сульфидов в кислой среде под давлением кислорода.

Исходным материалом для автоклавного окисления является флотоконцентрат после его доизмельчения (крупность материала 95 % класса менее минус 0,074 мм) и сгущения до соотношения Т:Ж=1:1.

Учитывая, что в процессе обогащения руд получится концентрат с повышенным содержанием сульфидов (до 65 %), рекомендуется операция разбавления исходного концентрата окисленным продуктом автоклавного вскрытия для поддержания оптимального теплового баланса. Для того чтобы содержание серы в питании автоклава составляло на уровне 25-30 %, исходный концентрат в виде пульпы (плотностью 50 %) с обогатительного передела направляется в расходный чан, где происходит смешивание окисленной пульпы из автоклава со свежей пульпой в соотношении 1:1, что будет обеспечивать автогенность процесса и предотвратит резкое выделение тепла в процессе автоклавного окисления.

7.1 Описание процесса автоклавного окисления

По рекомендуемой технологии отмывка окисленной пульпы проводится в две стадии. Первая стадия отмывки проводится в сгустителе и вторая на пресс-фильтре. Введение фильтрации на второй стадии отмывки в отличие от классической схемы автоклавного окисления, где на второй стадии используют сгуститель, обеспечивает возможность рециркуляции цианистых растворов на стадии сорбционного цианирования, сухое складирование хвостов цианистого передела и существенное сокращение цеха обезвреживания.

Перед сгущением окисленная пульпа проходит две стадии охлаждения. Первая стадия охлаждения (до 100 °С) происходит в сепараторах, где посредством резкого снижения давления происходит парообразование и охлаждение пульпы. Вторая стадия охлаждения (до 40-50 °С) происходит в водоохлаждаемом чане.

Пар из сепараторов поступает в скруббер, где за счет орошения холодной водой происходит его интенсивная конденсация и улавливание кислотных аэрозолей. Слив скруббера используется для декантационной отмывки окисленной пульпы и промывки кека на фильтре.

Абгазы из автоклава (массовый состав, %: кислород – 50, пары воды – 26, углекислый газ – 6, азот – 18), направляют в скруббер. Наличие в абгазе углекислого газа обусловлено кислотным разложением карбонатов, кислорода – неполным его поглощением (85 %), азота – балластной составляющей КВС (95 % кислорода) и паров воды – плотностью водяного пара при 200 °С (7,84 кг/м³). Всего при общем давлении 3 МПа выделяется (сбрасывается) 6,6 м³ абгаза на одну тонну концентрата [14].

Отмытый продукт окисления поступает на сорбционное цианирование.

Технологическая схема процесса автоклавного окисления приведена на рисунке 7.1. Схема цепи аппаратов передела автоклавного окисления показана на рисунке 7.2, спецификация – в таблице 7.1.



Рисунок 7.1 – Схема процесса автоклавного окисления

Исходный концентрат в виде пульпы с обогатительного передела поступает в расходный чан (рис. 7.2, поз.1). Пульпа поршневыми насосами высокого давления (поз.2) закачивается в автоклавы (поз.3). В пусковые

момента в автоклав подается острый пар для нагрева пульпы до температуры начала реакции (130-140 °С). Подача исходной пульпы осуществляется в первый отсек.

В автоклав под давлением подается кислород для окисления сульфидов (80 % кислорода подают в первый отсек автоклава) и вода для поглощения избытка тепла. Подача кислорода и воды осуществляется сверху по трубам под каждую мешалку.

Автоклав оснащен датчиком уровня для поддержания заполнения на 80 %, и предохранительным клапаном контроля давления. В каждой секции автоклава установлен датчик температуры пульпы.

Окисленная пульпа сбрасывается в сепараторы (испарительные колонны) (рисунок 7.2, поз.4).

Поток пульпы из Г-образного патрубка внутри колонны низвергается на поверхность пульпы, находящейся в сепараторе (уровень 1,5-2 метра). Это предотвращает износ днища. За счет резкого снижения давления (до атмосферного) часть жидкости испаряется, и температура пульпы падает до 100 °С.

Пар из испарительных колонн и абгазы автоклавов поступает в скруббер (рисунок 7.2 поз.5). В скруббере находятся два яруса наклонных пластин, расположенных по типу импеллера. Сверху пластины орошаются холодной водой. За счет орошения холодной водой происходит интенсивная конденсация пара и улавливание кислотных аэрозолей. Избыток пара сбрасывается в атмосферу. Растворы скруббера собираются в водоохлаждаемую емкость (поз. 6).

Пульпа из сепаратора поступает в кислотостойкий контактный чан (поз. 7) и далее в сгуститель (поз. 8) где происходит отмывка твердого продукта окисления от кислых растворов.

Сгущенный продукт направляют на фильтрацию и промывку на пресс-фильтре. Кислые растворы направляются на нейтрализацию. Отмытый от кислоты продукт конвейером направляется на распульповку [12].

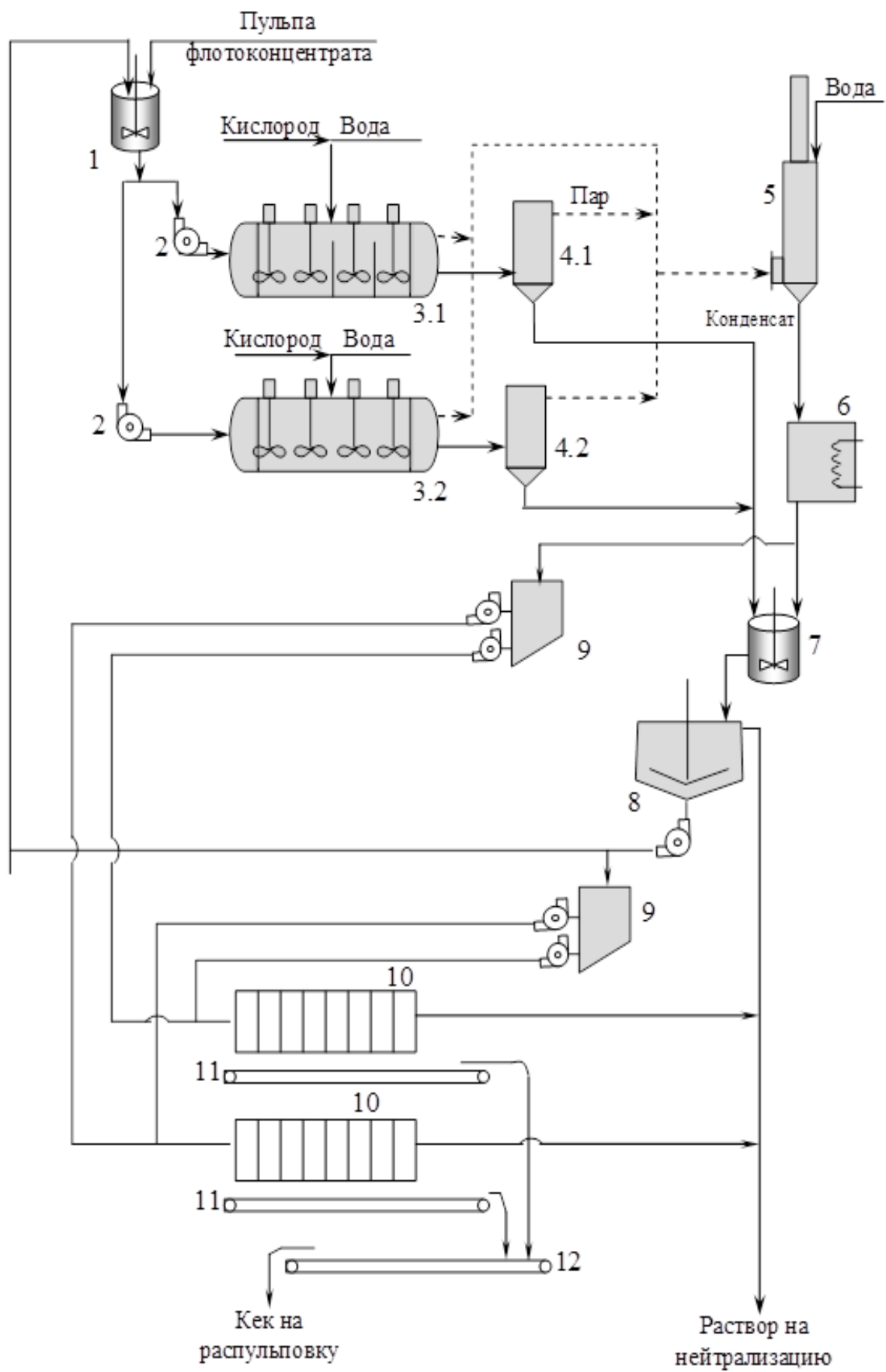


Рисунок 7.2 – Схема цепи аппаратов передла автоклавного окисления

Таблица 7.1 – Спецификация оборудования схемы цепи аппаратов к рисунку 7.2.

№ поз.	Наименование	Количество	Характеристика
1	Расходный чан	1	V - 100 м ³
2	Насосы высокого давления	2 раб, 1 резерв.	P - 4 МПа, Q - 50 м ³ /ч
3.1, 3.2	Автоклав	2	V _{раб} - 175 м ³ , P _{раб} - 3 МПа, T _{раб} - 180-220 °С
4.1, 4.2	Сепаратор	2	V - 40 м ³
5	Скруббер	1	V - 40 м ³
6	Емкость для конденсата	1	V - 150 м ³
7	Чан для окисленной пульпы	1	V = 30 м ³
8	Сгуститель	1	S - 330 м ²
9	Зумпф насосов	2	-
10	Пресс-фильтр	2	S - 300 м ²
11	Подборочный конвейер	2	-
12	Транспортный конвейер	1	-

Высокая температура и давление в автоклавах обеспечивает увлечение скорости химических реакций, что позволяет осуществлять процессы, которые в обычных условиях протекают крайне медленно и не полно. Кроме того, герметичность аппаратуры уменьшает потерю реагентов и исключает загрязнение окружающей среды.

Повышение скорости растворения золота снижет время сорбции и количество применяемых аппаратов, тем самым уменьшая площадь цеха гидрометаллургии.

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:

$$T_{\text{раб}} = T_{\text{кал}} - T_{\text{рем}}, \quad (8.1)$$

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 8.1.

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.

$$M_c = 1 \times (365 - 25) \times 8000 = 2720000 \text{ т/год}$$

Производственная мощность по Au определяется как:

$$M_k = M_c \times \alpha \times \varepsilon, \text{ г/год} \quad (8.3)$$

где M_k – производственная мощность по Au, г/год;
 ε – извлечение металла в концентрат, %;
 α – содержание металла в исходной руде, г/т.

$$M_k = 2720000 \times 1,5 \times 0,80 = 3264000 \text{ г/год}$$

Показателями использования производственной мощности являются:

$$K_э = T_{\text{раб}} / T_{\text{кал}} \quad (8.4)$$

где $K_э$ – коэффициент экстенсивности

$$K_э = 340 / 365 = 0,93$$

Коэффициент интенсивности нагрузки:

$$K_{и} = N_{пр} / N_{Т} \quad (8.5)$$

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

$$K_{и} = 229 / 250 = 0,91$$

Интегральный коэффициент нагрузки на оборудование:

$$K_{ин} = K_{э} \times K_{и} \quad (8.6)$$

$$K_{ин} = 0,93 \times 0,91 = 0,84$$

Производственная программа (по сырью $ПП_{с}$ и по концентрату $ПП_{к}$) или план производства обогатительной фабрики – это задание на получение продуктов обогащения соответствующего качества.

$$ПП_{с} = M_{с} \times K_{ин} \quad (8.7)$$

$$ПП_{с} = 2720000 \times 0,84 = 2284800$$

$$ПП_{к} = M_{к} \times K_{ин} \quad (8.8)$$

$$ПП_{к} = 3264000 \times 0,84 = 2741760$$

Товарная продукция рассчитывается по ценам предприятия на продукцию:

$$ТП = \sum_{n=1}^n ПП_{к} \times Ц \quad (8.9)$$

где ВП – выпуск продукции (количество золота), г;
Ц – цена 1 грамма золота, руб;
n – количество видов концентратов.

$$ТП = 1 \times 2741760 \times 2762 = 7572741120 \text{ руб}$$

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:

$$Ч_{\text{яв}} = Н_{\text{чис}} \times А \times С, \text{ чел} \quad (8.10)$$

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

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

А – количество обслуживаемых агрегатов, шт;

С – количество рабочих смен (для непрерывного режима работы – 4).

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

Списочный состав рабочих определяется по формуле:

$$Ч_{\text{сп}} = Ч_{\text{яв}} \times Т_{\text{кал}} / Т_{\text{эф}}, \text{ чел} \quad (8.11)$$

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

Результаты расчета списочного состава рабочих заносятся в таблицу 8.3.

Таблица 8.3 – Расчет списочного состава рабочих фабрики

Профессия	Норматив численности, чел	Количество агрегатов, шт	Количество смен, шт	Явочная численность, чел	Списочная численность, чел
Бункеровщик	0,3	1	4	1,2	4
Дробильщик	0,3	1	4	1,2	4
Машинист питателя ДКД	0,3	1	4	1,2	4
Машинист конвейера ДКД	0,09	4	4	1,44	4
Машинист крана	0,22	1	2	0,44	2
Машинист питателя	0,09	4	4	1,44	4
Машинист мельницы	0,19	8	4	6,08	16
Машинист насосных установок	0,11	5	4	2,2	6
Аппаратчик сгустителя	0,11	2	4	0,88	3
Аппаратчик сорбции	0,07	32	4	8,96	24
Аппаратчик регенерации	0,11	17	4	7,48	20
Растворщик реагентов	0,16	8	4	5,12	14
Плавильщик	0,32	2	1	0,64	2
Машинист компрессорной	0,12	5	4	2,4	7
Пульт управл. фабрикой	1,00	1	4	4	11
Всего по профессии				39,88	111
Вспомогательных рабочих 40 %				15,95	44,4
ИТОГО:				55,83	155,4

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:

$$P_T = ВП / Ч_{сп} / T_{кал} , \text{ г/чел} \times \text{см} \quad (8.12)$$

$$P_T = 3264000 / 155,4 / 365 = 57,54 \text{ г/чел} \times \text{см}$$

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

$$P_T = TP / Ч_{сп} / T_{кал}, \text{ руб/чел.см} \quad (8.13)$$

$$P_T = 7572741120 / 155,4 / 365 = 133508,6 \text{ руб/чел} \times \text{см}$$

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 8.4 [17].

Порядок расчета следующий:

1. По тарифу за месяц:

$$З_{\text{тм}} = З_{\text{тд}} \times T \times T_{\text{дн}}, \text{ руб} \quad (8.14)$$

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

T – количество часов в смену, ч;

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

$$З_{\text{тм}} = 47,6 \times 11 \times 15 = 7854,0 \text{ руб}$$

2. Доплата за работу в ночное время:

$$Д_1 = З_{\text{тд}} \times d_{\text{п}} \times T \times T_{\text{дн}}, \text{ руб} \quad (8.15)$$

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

$$Д_1 = 47,6 \times 0,4 \times 7 \times 15 = 1999,2 \text{ руб}$$

3. Доплата за вредные условия труда:

$$Д_2 = З_{\text{тд}} \times d_{\text{в}} \times T \times T_{\text{дн}}, \text{ руб} \quad (8.16)$$

где $d_{\text{в}}$ – размер доплаты, %.

$$Д_2 = 47,6 \times 0,08 \times 11 \times 15 = 628,3 \text{ руб}$$

4. Премии по положению о премировании на предприятии:

$$\Pi = (З_{\text{тм}} + Д_1 + Д_2) \times d_{\Pi}, \text{ руб} \quad (8.17)$$

$$\Pi = (7854 + 1999,2 + 628,3) \times 0,4 = 4192,6 \text{ руб}$$

5. Районный коэффициент:

$$З_p = (З_{\text{тм}} + Д_1 + Д_2 + \Pi) \times K_p, \text{ руб} \quad (8.18)$$

где K_p – районный коэффициент, %.

$$З_p = (7854 + 1999,2 + 628,3 + 4192,6) \times 0,2 = 2934,8 \text{ руб}$$

6. Дальневосточная надбавка:

$$ДВ = (З_{\text{тм}} + Д_1 + Д_2 + \Pi) \times K_{\text{дн}}, \text{ руб} \quad (8.19)$$

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

$$ДВ = (7854 + 1999,2 + 628,3 + 4192,6) \times 0,3 = 4402,2 \text{ руб}$$

7. Оплата вахтовых:

$$Д_э = 350 \times T_{\text{дн}}, \text{ руб} \quad (8.20)$$

$$Д_э = 350 \times 15 = 5250 \text{ руб}$$

8. Месячный фонд оплаты труда на одного рабочего:

$$З_{\text{общ}} = З_{\text{тм}} + Д_1 + Д_2 + \Pi + З_p + ДВ + Д_э, \text{ руб} \quad (8.21)$$

$$Z_{\text{общ}} = 7854 + 1999,2 + 628,3 + 4192,6 + 4402,2 + 2934,8 + \\ + 5250 = 27261,2 \text{ руб}$$

9. Отпуск:

$$D_o = Z_{\text{общ}} / 29,4 \times T_{\text{дн}}, \text{ руб} \quad (8.22)$$

$$D_o = 27261,2 / 29,4 \times 4 = 3709,0 \text{ руб}$$

10. Доплата за работу в праздничные дни:

$$D_4 = Z_{\text{тд}} \times T \times T_{\text{дн}} \times 2, \text{ руб} \quad (8.23)$$

$$D_4 = 47,6 \times 11 \times 1 \times 2 = 1047,2 \text{ руб}$$

11. Общий фонд заработной платы:

$$Z = (Z_{\text{общ}} + D_o + D_4) \times n, \text{ руб} \quad (8.24)$$

где n – количество рабочих, чел.

$$Z = (27261,2 + 3709,0 + 1047,2) \times 2 = 64034,8 \text{ руб}$$

Таблица 8.4 – Расчет фонда основной и дополнительной оплаты рабочих

Профессия	Часовая ставка, руб	Оклад, руб	Ночные, руб	Доплата за вредные условия	Премия на 1 рабочего, руб	Районный коэффициент	Дальневосточный коэффициент	Оплата вахтовых, руб.	Зарплата 1 рабочего, руб.	Отпуск за месяц, руб	Кол-во рабочих, чел.	Работа в праздные дни, руб.	Всего фонд зар-ты, руб	Ср.месячная зар-та 1 рабочего, руб
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
Бункеровщик 3 разряда	47,6	7854,0		628,3	3994,4	2495,3	3743,0	5250,0	23965,0	3260,5	2	1047,2	56545,6	28272,8
Бункеровщик 3 разряда	47,6	7854,0	1999,2	628,3	4192,6	2934,8	4402,2	5250,0	27261,2	3709,0	2	1047,2	64034,8	32017,4
Дробильщик бр	62,7	10345,5		827,6	4469,3	3128,5	4692,7	5250,0	28713,6	3906,6	2	1379,4	67999,2	33999,6
Дробильщик бр	62,7	10345,5	2633,4	827,6	5522,6	3865,8	5798,7	5250,0	34243,7	4659,0	2	1379,4	80564,3	40282,1
Машинист питателя ДКД 4р	47,6	7854,0		628,3	3392,9	2375,0	3562,6	5250,0	23062,9	3137,8	2	1047,2	54495,8	27247,9
Машинист питателя ДКД 4р	47,6	7854,0	1999,2	628,3	4192,6	2934,8	4402,2	5250,0	27261,2	3709,0	2	1047,2	64034,8	32017,4
Машинист конвейера ДКД 3 р	47,6	7854,0		628,3	3994,4	2495,3	3743,0	5250,0	23965,0	3260,5	2	1047,2	56545,6	28272,8
Машинист конвейера ДКД 3 р	47,6	7854,0	1999,2	628,3	4192,6	2934,8	4402,2	5250,0	27261,2	3709,0	2	1047,2	64034,8	32017,4
Машинист мельницы бр	62,7	10345,5		827,6	4469,3	3128,5	4692,7	5250,0	28713,6	3906,6	4	1379,4	135998,4	33999,6
Машинист мельницы бр	62,7	10345,5	2633,4	827,6	5522,6	3865,8	5798,7	5250,0	34243,7	4659,0	4	1379,4	161128,6	40282,1
Машинист мельницы 5р	57,9	9553,5		764,3	4127,1	2889,0	4333,5	5250,0	26917,3	3662,2	4	1273,8	127413,4	31853,4
Машинист мельницы 5р	57,9	9553,5	2431,8	764,3	5099,8	3569,9	5354,8	5250,0	32024,1	4357,0	4	1273,8	150619,8	37654,9
Машинист питателя 4 р	47,6	7854,0		628,3	3392,9	2375,0	3562,6	5250,0	23062,9	3137,8	2	1047,2	54495,8	27247,9

Продолжение таблицы 8.4

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
Машинист питателя 4 р	47,6	7854,0	1999,2	628,3	4192,6	2934,8	4402,2	5250,0	27261,2	3709,0	2	1047,2	64034,8	32017,4
Машинист насосных установок 4 р	47,6	7854,0		628,3	3994,4	2495,3	3743,0	5250,0	29965,0	3260,5	3	1047,2	84818,3	28272,8
Машинист насосных установок 4 р	47,6	7854,0	1999,2	628,3	4192,6	2934,8	4402,2	5250,0	27261,2	3709,0	3	1047,2	96052,2	32017,4
Аппаратчик г/м 6 р	62,7	10345,5	2633,4	827,6	5522,6	3865,8	5798,7	5250,0	34243,7	4659,0	3	1379,4	120846,4	40282,1
Аппаратчик г/м 6 р	62,7	10345,5	2633,4	827,6	5522,6	3865,8	5798,7	5250,0	34243,7	4659,0	3	1379,4	120846,4	40282,1
Аппаратчик г/м 5 р	57,9	9553,5		764,3	4728,6	3009,3	4513,9	5250,0	27819,5	3784,9	3	1273,8	98634,8	32878,3
Аппаратчик г/м 5 р	57,9	9553,5	2431,8	764,3	5099,8	3569,9	5354,8	5250,0	32024,1	4357,0	3	1273,8	112964,8	37654,9
Аппаратчик г/м 4 р	47,6	7854,0		628,3	3994,4	2495,3	3743,0	5250,0	29965,0	3260,5	3	1047,2	84818,3	28272,8
Аппаратчик г/м 4 р	47,6	7854,0	1999,2	628,3	4192,6	2934,8	4402,2	5250,0	27261,2	3709,0	3	1047,2	96052,2	32017,4
Аппаратчик г/м 3 р	42,5	7012,5		561,0	3630,8	2440,9	3361,3	5250,0	22056,5	3000,9	3	935,0	77977,2	25992,4
Аппаратчик г/м 3 р	42,5	7012,5	1785,0	561,0	3743,4	2620,4	3930,6	5250,0	24902,9	3388,1	3	935,0	87767,7	29255,9
Аппаратчик регенерации 6 р	65,3	10774,5		861,9	5256,0	3378,5	5067,7	5250,0	30588,7	4161,7	5	1436,6	180935,3	36187,0
Аппаратчик регенерации 6 р	65,3	10774,5	2742,6	861,9	5751,6	4026,1	6039,2	5250,0	35446,0	4822,6	5	1436,6	208526,1	41705,2
Аппаратчик регенерации 5 р	61,7	10180,5		814,4	4999,4	3198,9	4798,3	5250,0	29241,5	3978,4	5	1357,4	172886,9	34577,4

Продолжение таблицы 8.4

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
Аппаратчик регенерации 5р	61,7	10180,5	2591,4	814,4	5434,5	3804,2	5706,3	5250,0	33781,3	4596,1	5	1357,4	198674,1	39734,8
Аппаратчик сгустителя	50,3	8299,5		663,9	4186,8	2630,1	3945,1	5250,0	24975,4	3398,0	2	1106,6	58960,1	29480,0
Аппаратчик сгустителя	50,3	8299,5	2112,6	663,9	4430,4	3101,3	4651,9	5250,0	28509,7	3878,9	1	1106,6	33495,2	33495,2
Растворщик реагентов	43,4	7161,0		572,9	3694,9	2285,8	3428,7	5250,0	22393,3	3046,7	7	954,8	184763,7	26394,8
Растворщик реагентов	43,4	7161,0	1822,8	572,9	3822,7	2675,9	4013,8	5250,0	25319,0	3444,8	7	954,8	208030,2	29718,6
Плавильщик бр	62,7	10345,5		827,6	5070,7	3248,8	4873,2	5250,0	29615,8	4029,3	2	1379,4	70049,0	35024,5
Машинист компрессорной	47,6	7854,0		628,3	3994,4	2495,3	3743,0	5250,0	23965,0	3260,5	4	1047,2	113091,1	28272,8
Машинист компрессорной	47,6	7854,0	1999,2	628,3	4192,6	2934,8	4402,2	5250,0	27261,2	3709,0	3	1047,2	96052,2	32017,4
Машинист крана 5р	57,9	9553,5		764,3	4728,6	3009,3	4513,9	5250,0	27819,5	3784,9	2	1273,8	65756,5	32878,3
Грузчики	42,5	7012,5		561,0	3630,8	2240,9	3361,3	5250,0	22056,5	3000,9	4	935,0	103969,6	25992,4
Водитель вилочного погрузчика	42,5	7012,5		561,0	3630,8	2240,9	3361,3	5250,0	22056,5	3000,9	2	935,0	51984,8	25992,4
Уборщица служебных помещений	28,3	4669,5		373,6	2618,7	1532,3	2298,5	5250,0	16742,6	2277,9	2	622,6	39286,2	19643,1
Повар	34,5	5692,5		455,4	3060,6	1841,7	2762,6	5250,0	19062,8	2593,6	6	759,0	134491,9	22415,3
Работник охраны	32,5	5362,5		429,0	2918,0	1741,9	2612,9	5250,0	18314,3	2491,7	4	715,0	86084,2	21521,1
Работник охраны	32,5	5362,5	1365,0	429,0	2862,6	2003,8	3005,7	5250,0	20278,7	2759,0	4	715,0	95010,6	23752,7
Контролер	47,6	7854,0		628,3	3994,4	2495,3	3743,0	5250,0	29965,0	3260,5	2	1047,2	56545,6	28272,8

Продолжение таблицы 8.4

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
Контролер	47,6	7854,0	1999,2	628,3	4192,6	2934,8	4402,2	5250,0	27261,2	3709,0	2	1047,2	64034,8	32017,4
Сварщик 6 р	68,4	11286,0		902,9	5476,9	3533,2	5299,8	5250,0	31748,8	4319,6	4	1504,8	150292,7	37573,2
Сварщик 6 р	68,4	11286,0	2872,8	902,9	6024,7	4217,3	6325,9	5250,0	36879,5	5017,6	1	1504,8	43401,9	43401,9
Слесарь 6 р	62,7	10345,5		827,6	5070,7	3248,8	4873,2	5250,0	29615,8	4029,3	3	1379,4	105073,5	35024,5
Слесарь 5 р	57,9	9553,5		764,3	4728,6	3009,3	4513,9	5250,0	27819,5	3784,9	2	1273,8	65756,5	32778,3
Энергетик	57,9	9553,5		764,3	4728,6	3009,3	4513,9	5250,0	27819,5	3784,9	2	1273,8	65756,5	32778,3
Энергетик	57,9	9553,5	2431,8	764,3	5099,8	3569,9	5354,8	5250,0	32024,1	4357,0	2	1273,8	75309,9	37654,9
Лаборант	35,8	5907,0		472,6	3153,2	1906,6	2859,8	5250,0	19549,2	2659,8	2	787,6	45993,2	22996,6
Лаборант	35,8	5907,0	1503,6	472,6	3153,2	2207,3	3310,9	5250,0	21804,6	2966,6	2	787,6	51117,7	25558,9
Итого:		441210	50618,4	35296,2	225284,3	150681,9	225722,5	273000	1419614	190695	158	58828	5008054	1650969

Должностные оклады руководящих и инженерно-технических работников обогатительных фабрик приведены в таблице 8.5.

Таблица 8.5 – Оклады руководящих и инженерно-технических работников

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,	Работа в праздные дни, руб.	Всего фонд зар-ты, руб	Ср.месячная зар-та 1 рабочего, руб
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15

Продолжение таблицы 8.5

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
Директор	250,0	41250,0			16500,0	11550,0	17325,0	5250,0	91875,0	12500,0	1		104375,0	104375,0
Главный инженер	227,0	37455,0			14982,0	10487,4	15731,1	5250,0	83905,5	11415,7	1	4994,0	100315,2	100315,2
Начальник производства	204,0	33660,0			13364,0	9424,8	14137,2	5250,0	75936,0	10331,4	1	4488,0	90755,4	90755,4
Начальник хвостового хозяйства	184,0	30360,0			12144,0	8500,8	12751,2	5250,0	69006,0	9388,6	1	4048,0	82442,6	82442,6
Главный энергетик	132,8	21912,0			8764,8	6135,4	9203,0	5250,0	51265,2	6974,9	2	2921,6	122323,3	61161,7
Главный механик	200,0	33000,0			13200,0	9240,0	13860,0	5250,0	74550,0	10142,9	1	4400,0	89092,9	89092,9
Зав. главного механика	170,0	28050,0			11220,0	7854,0	11781,0	5250,0	64155,0	8728,6	1	3740,0	76623,6	76623,6
Начальник ОТК	154,3	25459,5			10183,8	7128,7	10693,0	5250,0	58715,0	7988,4	1	3394,6	70098,0	70098,0
Зав. складского хозяйства	98,82	16305,3			6522,1	4565,5	6848,2	5250,0	39491,1	5372,9	2	2174,0	94076,2	47038,1
Мастер ОТК	85,66	14133,9		1130,7	6707,3	4394,4	6591,6	5250,0	38207,8	5198,3	2	1884,5	90581,4	45290,7
Мастер тех. производства	117,3	19354,5		1548,4	8962,6	5973,1	8959,6	5250,0	50048,2	6809,3	4	2580,6	237752,2	59438,0
Мастер тех. производства	117,3	19354,5	4926,6	1548,4	10331,8	7232,2	10848,4	5250,0	59491,9	8094,1	2	2580,6	140333,2	70166,6
Мастер - механик	110,2	18183,0		1454,6	8456,5	5618,8	8428,2	5250,0	47391,2	6447,8	2	2424,4	112526,8	56263,4
Мастер хвостового хозяйства	85,66	14133,9			5653,6	3957,5	5936,2	5250,0	34931,2	4752,5	2	1884,5	83136,5	41568,3
Итого:	2137,0	352611,6	4926,6	5682,1	146992,5	102062,6	153093,7	73500,0	838969,1	114145,4	23	41514,8	1494432,0	994629,5

По полученным расчетам составим общую таблицу 8.6 заработной платы.

Таблица 8.6 – Годовой фонд заработной платы

Категория работающих	Численность работающих, чел.	Месячная заработная плата, руб	Годовая заработная плата, руб
Рабочие	120	3929899,0	47158788
Инженерно – технические работники	23	1494432,0	17933184,0
Служащие	22	723282,3	8679387,6
Младший обслуживающий персонал	16	354872,9	4258474,8
ИТОГО:	181	6502486,0	78029834,4

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 таблицу 8.7.

Таблица 8.7 – Стоимость зданий и сооружений

Наименование	Сметная стоимость
Здания	
Главный корпус фабрики	234592742,94
Мех. цех с боксами	7138433,56
Вахтовый поселок	53918548,32
Компрессорная	42020292,51
Административно-бытовой корпус	37616377,85
Котельная	33304960,12
Насосная станция	21791332,48
КПП с караульными помещениями	5385675,51
Итого:	479977030,81
Сооружения	
Автомобильные внутриплощадочные	2611331,55
Конвейерные галереи	32654195,34
Склад реагентов	4100732,87
Площадка для кислоты	2140547,88
Неучтенные здания и сооружения 20% от предыдущих	130018611,5
Итого:	195027919,14
Всего:	67 004949,95

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 8.8 [17].

Таблица 8.8 – Стоимость оборудования

Наименование	Кол-во	Цена за единицу оборудования	Монтаж, 15 %	Транспортировка, 20 %	Общая стоимость
1	2	3	4	5	6
Автомобильные весы	1	2022053,14	303307,97	404410,63	2729771,73
Пластинчатый питатель 2-15-90	5	1280711,0	960533,25	1280711,0	8644499,25
Дробилка Щековая ДСJ	1	15890849,1	2383627,36	3178169,82	21452646,3
Ленточный конвейер	5	1556493,87	1167370,4	1556493,87	10506333,6
Классификатор 1 КСН-20	4	3749548,84	2249729,31	2999639,08	20247563,8
Гидроциклон ГЦР-710	16	420000,0	1008000,0	1344000,0	9072000,0
Мельница ММС 5000-2300	4	28451752,5	17071051,5	22761402,0	153639464,0
Мельница шаровая МШР 3600×4000	4	22269388,7	13361633,2	17815511,0	120254699,0
Грохот барабанный ГБ-2000×2500	6	275152,13	380979,89	507973,17	2539865,85
Грохот барабанный ГБ-900×2500	2	160099,6	48029,89	384239,14	432269,03
Сгуститель Ц-70	2	38817398,0	11645219,4	15526959,2	104806975
Колонна стальная	32	1958880,0	9402624	12536832	84623616,0
Колонна титановая	17	1958274,9	4993601	6658134,66	44942408,9
Бак титановый	8	988977,37	1186772,84	1582363,79	10680955,6
Бак нержавеющей вертикальный	6	800383,02	720344,72	960459,62	6483102,48
Электролизер ЭМ-90	2	3965369,1	1189610,73	1586147,64	10706496,6
Насос 6Пс-9б	8	115198,8	138238,56	184318,08	1244147,04
Насос 6Пс-9а	2	115274,5	34582,35	46109,8	311241,15
Стол концентрационный	1	5489929,6	823489,44	1097985,92	7411404,96
Кран мостовой 50 т	1	662374,0	99356,1	132474,8	894204,9
Кран мостовой 5 т	4	493290,0	73993,5	98658,0	665941,5
Компрессор	5	1601662,5	1201559,38	1601662,5	10811221,9
Электрооборудование ЗИФ(Щиты)	1	2694692,7	404203,91	538938,54	3637835,15

Продолжение таблицы 8.8

1	2	3	4	5	6
Оборудование распр. устройства 6 кВт	2	4591169,12	1377350,74	1836467,65	12396156,6
Неучтенное оборудование 7%					45439437,4
Итого:					694574258,0

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:

$$A_{\text{год}} = (\sum N_a \times \Phi_{\text{п}}) / 100, \% \quad (8.25)$$

где N_a – норма амортизации, %;

$\Phi_{\text{п}}$ – первоначальная стоимость объекта или оборудования с учетом индексации цен на расчетный период.

Суммарно годовые амортизационные отчисления сведены в таблицу 8.9.

Таблица 8.9 – Амортизационные отчисления

Основные фонды	%	Удельный вес, рублей	%	Амортизация, рублей
Здания	28,5	479 977 030,81	3	14399310,9
Сооружения	8	195 027 919,14	5	9751395,96
Оборудование	28,8	694574258,0	18	125023366,0
Неучтенное оборудование	2	45439437,4	18	8179098,73
Инструмент	1,7	36856709,5	50	18428354,8
Транспортные средства	25,9	538171793,4	25	134542948
Электрооборудование	2,8	58101975,67	15	8715296,35
Производственный и хозяйственный инвентарь	1,3	31485367,6	15	4722805,14
Прочие	1	26114025,7	18	4700524,63
Итого:	100	2105748517,22		328463100,5

8.8 Эффективность использования основных фондов

Фондоотдача:

$$\Phi_{\text{отд}} = \text{ТП} / O_{\text{осн}}, \quad (8.26)$$

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

$$\Phi_{\text{отд}} = 7572741120 / 2105748517,22 = 3,6$$

Фондоемкость:

$$\Phi_{\text{отд}} = 1 / \Phi_{\text{отд}} \quad (8.27)$$

$$\Phi_{\text{отд}} = 1 / 3,6 = 0,28$$

Фондовооруженность:

$$\Phi = O_{\text{осн}} / Ч_{\text{сп}}, \quad (8.28)$$

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

$$\Phi = 2105748517,22 / 181 = 11633969,71$$

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 8.10.

Расчет затрат на материалы (табл. 8.10) 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 8.10 – Расчет затрат на материалы

Наименование	Единицы изм.	Расход на 1 т руды	Расход в год	Цена единицы материала, руб	Стоимость, руб
Цианид натрия	кг/т	0,62	1131500	252,34	285522710
Гидроксид натрия	кг/т	0,35	638750	41,98	26814725
Известь негашеная	кг/т	1,3	2372500	8,16	19359500
Сода кальцинированная	кг/т	0,001	1825	32,98	60188,5
Бура марки Б	кг/т	0,003	5475	137,64	753579
Кислота серная	кг/т	0,55	1003750	116,73	117167738
Тиомочевина	кг/т	0,15	273750	158,46	43378425
Анионит АМ-2Б (смола)	кг/т	0,020	36500	1059,18	38660070
Шары стальные 60 мм	кг/т	1,0	1825000	49,21	89808250
Шары стальные 100 мм	кг/т	0,85	1551250	54,73	84899912,5
Футеровка мельниц стальная					
Футеровка мельниц резиновая	кг/т	0,0009	1642,5	5463,97	8974570,73
Сетка н/ст 0.63 мм	м ² /т	0,002	3650	759	2770350
Сетка н/ст 1.2 мм	м ² /т	0,0005	912,5	1303	1188987,5
Фильтроткань «хлорин»	м ² /т	0,0001	182,5	1410	257325
Железный купорос	кг/т	0,0007	1277,5	32,4	41391
Электрическая энергия	кВт ч/т	30,0	54750000	2,87	157132500
Теплоэнергия	Гкал/т	0,002	3650	160	584000
Вода техническая	м ³ /т	0,5	912500	119	108587500
Прочие 3 % от всего					30527340,7
Итого:					1048105363,0

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 [17] и заполнить таблицу 8.11.

Таблица 8.11 – Калькуляция себестоимости переработки руды

Статьи затрат	В год, тыс.руб	Удельный вес, %
Материалы	1048105363	22,1
Топливо технологическое	347437500,4	8,4
Электрэнергия	155497500	4,4
Заработная плата	72326618,4	2,0
Единый соц. налог (26 %)	28567541	0,5
Амортизация	328463100,5	7,3
ИТОГО:	1980397623,0	44,7
Прочие расходы (20 % от итога)	396079525,0	4,5
Цеховая себестоимость	2105748517,22	49,3
Общезаводские расходы (6 % от цеховой себестоимости)	126344911,0	1,5
Полная себестоимость	4608570576,0	100

8.11 Прибыль и рентабельность

Прибыль валовая:

$$P_v = TP - C, \text{ руб} \quad (8.29)$$

где C – полная себестоимость реализованной продукции, руб.

$$P_v = 7572741120 - 4608570576,0 = 2964170544 \text{ руб}$$

Чистая прибыль:

$$P_q = P_v - (P_v \times H_n) / 100, \text{ руб} \quad (8.30)$$

где H_n – ставка налога на прибыль (24 %).

$$P_q = 2964170544 - (2964170544 \times 24) / 100 = 2252769593,44 \text{ руб}$$

Рентабельность к себестоимости:

$$R = \Pi_q / C \times 100, \% \quad (8.31)$$

$$R = 2252769593,44 / 4608570576,0 \times 100 = 48,9 \%$$

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:

$$\Pi_{от} = K \times C_{пл} \times M_{фс}, \text{ руб} \quad (8.32)$$

где K – поправочный коэффициент экологической ситуации;

$C_{пл}$ – ставка платы за размещение отходов, 95 руб/т;

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

$$\Pi_{от} = 0,8 \times 95 \times 2720000 = 206720000 \text{ руб}$$

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:

$$D_{\Gamma} = \text{ТП} - O_{\text{об}}, \text{ руб} \quad (8.33)$$

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

$$D_{\Gamma} = 7572741120 - 1048105363 = 6524635757 \text{ руб}$$

Среднегодовые капитальные затраты:

$$K_{\Gamma} = K_{\text{в}} / t_{\text{с}}, \text{ руб} \quad (8.34)$$

где $K_{\text{в}}$ – общие, суммарные капитальные вложения;
 $t_{\text{с}}$ – время строительства предприятия.

$$K_{\Gamma} = 2105748517,22 / 2 = 1052874258,61 \text{ руб}$$

Рассчитываются коэффициенты дисконтирования для величин годового дохода ($A_{\text{д}}$) и капитальных затрат ($A_{\text{к}}$):

$$A_{\text{д}} = [(1 + E)^t - 1] / (1 + E)^T \times E, \quad (8.35)$$

где t – время эксплуатации;

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

T – общее время движения денежных потоков, $T = t + t_{\text{с}}$.

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

$$A_k = [(1 + E)^t - 1] / (1 + E)^{tc} \times E, \quad (8.36)$$

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

Рассчитывается чистый дисконтированный доход:

$$D_d = D_r \times A_d - K_r \times A_k, \text{ руб} \quad (8.37)$$

$$D_d = 6524635757 \times 4,74 - 1052874258,61 \times 7,7 = 22819641696,88 \text{ руб}$$

Индекс доходности или уровень доходности проекта на вложенную денежную единицу:

$$I_d = D_r \times A_d / K_r \times A_k, \quad (8.38)$$

При $I_d < 1$ проект не эффективен.

$$I_d = 8907094637 \times 4,74 / 950509110,81 \times 7,7 = 3,81$$

Технико-экономические показатели сведены в таблицу 8.12.

Таблица 8.12 – Технико-экономические показатели

Показатели	Ед.измер.	Проект
1	2	3
Производственная мощность:		
по сырью	т/год	2720000
по концентрату	г/год	3264000
Численность ППП	человек	181
Производительность ППП	г/чел.	57,54
Годовой фонд заработной платы	рублей	78029834,4

Продолжение таблицы 8.12

1	2	3
Основные фонды	рублей	2105748517,22
Оборотные фонды	рублей	1048105363
Амортизация	рублей	328463100,5
Полная себестоимость	рублей	4608570576,0
Цена 1 г продукта	рублей	2762,0
Себестоимость 1 продукта	рублей	1411,9
Реализуемая продукция	рублей	7572741120,0
Прибыль чистая	рублей	4063438362,24
Рентабельность	%	48,9
Плата за сбросы и размещение отходов	рублей	206720000,0
Налог с прибыли	рублей	711400950,56
ЧДД	рублей	22819641696,88
ИД		3,81
Срок окупаемости	лет	2,1

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В результате проделанной работы выполнен проект обогатительной фабрики на базе золотосодержащих руд Покровского месторождения с содержанием золота в исходной руде 1,5 г/т и производительностью по сухому сырью 2920000 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 80 %;

- водно-шламовая схема с общим расходом воды 35397,29 м³/сут.

Выбрано основное технологическое оборудование:

- для операции дробления – одна дробилка DCJ 1028;
- в цехе измельчения – четыре мельницы ММС 5000×2300, четыре мельницы МШР 3600×4000, четыре спиральных классификатора 1КСН-20, шестнадцать гидроциклонов ГЦР-710, три барабанных грохота ГБ-2000×2500, два сгустителя Ц-70;

- для цеха гидрометаллургии – шесть пачуков преварительного цианирования, двадцать шесть пачуков сорбционного выщелачивания, три барабанных грохота ГБ-2000×2500 для контрольного грохочения, два барабанных грохота ГБ-900×2500 для операции отмывки и один концентрационный стол;

- для цеха регенерации и электролиза: семнадцать регенерационных колонн и два электролизера ЭМ-90.

- для плавильного отделения: индукционная плавильная печь ПИ1-50/10, генератор напряжения СЧ-ГЗ 100/10, подовая электропечь СИЗ-6.12.4/М1, печь для нагрева тиглей ПШ-5.5.5.111, конусная инерционная дробилка КИД-100.

Выбрано вспомогательное оборудование: пять пластинчатых питателей 2-15-90, ленточные конвейеры, восемь песковых насосов 6Пс-9б и два 6Пс-9а, один кран грузоподъемностью 50 тонн, четыре крана грузоподъемностью 5 тонн.

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.

Также в проекте 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 «Автоклавного окисления» при переработке золотосодержащих руд Покровского месторождения. Из нее следует, что на проектируемой обогатительной фабрике возможно обогащение упорных руд сорбционным выщелачиванием с предварительным окислением их в автоклаве.

Рассчитаны основные технико-экономические показатели:

- годовой фонд заработной платы 78029834,4 рублей;
- основные фонды 2105748517,22 рублей;
- оборотные фонды 1048105363 рублей;
- чистая прибыль составила 4063438362,24 рублей;
- рентабельность – 48,9 %;
- срок окупаемости фабрики составил 2,1 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. Баранов, В.Ф. Справочник по проектированию рудных обогатительных фабрик / В.Ф. Баранов, П.С. Вольфсон, П.И. Круппа. – М.: Недра, 1998. – 374 с.
3. Барченков, В.В. Основные технологические процессы переработки золотосодержащих руд: учеб. для вузов / В.В. Барченков. – СПб.: ИЦ Интермедия, 2013. – 476 с.
4. Барченков, В.В. Основы сорбционной технологии извлечения золота и серебра из руд / В.В. Барченков. – М.: «Металлургия», 1982. – 128 с.
5. Богданов, О.С. Справочник по обогащению руд. Подготовительные процессы: учеб. для вузов / О.С. Богданов. – М.: Недра, 1982. – 366 с.
6. Богданов, О.С. Справочник по обогащению руд. Основные процессы: учеб. для вузов / О.С. Богданов. – М.: Недра, 1983. – 381 с.
7. Добрынина, Н.А. Основы прикладной экологии: учеб. пособие / Н.А. Добрынина, В.В. Перминов. – Чита: Изд-во ЧитГУ, 2001. – 176 с.
8. Единые правила безопасности при дроблении, сортировке, обогащении полезных ископаемых и окусковании руд и концентратов. – М.: Изд-во Академии горных наук, 2000. – 120 с.
9. Климентов, П.П. Общая геология Амурской области / П.П. Климентов, Г.Я. Богданов. – М.: Недра, 2003. – 356 с.
10. Лебедева, К.В. Охрана труда на предприятиях цветной металлургии / К.В. Лебедева. – М.: Металлургия, 1981. – 216 с.
11. Лобов, А.И. Комплексные прогнозно-минерагенические исследования территории Амурской области м-ба 1:500000 в 1991-1996 гг. – Хабаровск, 1996.

12. Лодейщиков, В.В. Технология извлечения золота и серебра из упорных руд: 1 том. / В.В. Лодейщиков. – Иркутск: ОАО «Иргиредмет», 1999. – 342 с.
13. 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.
14. Набойченко, С.С. Расчеты гидрометаллургических процессов: учеб. пособие для вузов / С.С. Набойченко, А.А. Юнь. – М.: «МИСИС», 1995. – 428 с.
15. Павлюк, Н.Г. География Амурской области: учеб. пособие / Н.Г. Павлюк. – Благовещенск: Изд-во БГПУ, 2005.
16. Разумов, К.А. Проектирование обогатительных фабрик: учеб. для вузов / К.А. Разумов. – М.: Недра, 1982. – 518 с.
17. Сапожников, С.Ю. Экономика и менеджмент: метод. указание / С.Ю. Сапожников. – Чита: Изд-во ЧитГУ, 2005. - 31 с.
18. Фалилеева, С.К. Справочное пособие для курсового и дипломного проектирования студентов специальности «Обогащение полезных ископаемых» / С.К. Фалилеева. – Чита: Изд-во ЗабГК, 2006.
19. Фатьянов, А.В. Проектирование обогатительных фабрик: учеб. пособие / А.В. Фатьянов. – Чита: Изд-во ЧитГУ, 2003.
20. Фатьянов, А.В. Проектирование обогатительных фабрик: справ. пособие / А.В. Фатьянов, Л.Г. Никитина, А.А. Рябова. – Чита: Изд-во ЧитГУ, 2004. – 111 с.
21. Федотов, К.В. Проектирование обогатительных фабрик: учеб. / К.В. Федотов, Н.И. Никольская. – М.: Изд-во Мир и «Горная книга», 2012. – 536 с.
22. Федеральный закон от 21 июля 1997 г. № 116-ФЗ «О промышленной безопасности опасных производственных объектов» // Собр. законодательства Российской Федерации. – 1997.
23. Федеральный закон РФ от 11.12.2013 г. № 599 об утверждении Федеральных норм и правил в области промышленной безопасности «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных

ископаемых» с изменениями 21.11.2018 г. // Собр. законодательства Российской Федерации. – 2013.

24. ГОСТ 12.1.003-86. ССБТ. Шум. Общие требования безопасности // Постановлением Государственного комитета СССР по стандартам, 1984. – 16 с.

25. ГОСТ 12.1.005-88. Общие санитарно-гигиенические требования к воздуху рабочей зоны // Постановлением Государственного комитета СССР по стандартам, 1988. – 56 с.

26. ГОСТ 12.0.004-2015. Система стандартов безопасности труда (ССБТ). Организация обучения безопасности труда. Общие положения. – М.: Росстандарт, 2015. – 42 с.

27. ГОСТ 12.1.004-91. Пожарная безопасность. – М.: Госстандарт СССР, 1991. – 15 с.

28. ГОСТ 12.1.029-80. Средства и методы защиты от шума. – М.: Госстандарт СССР, 1980. – 5 с.

29. ГОСТ 17.4.3.02-85. Охрана природы. Почвы. Требования к охране плодородного слоя почвы при производстве земляных работ. – М.: Госстандарт, 1985. – 8 с.

30. ГОСТ 17.5.1.01-83. Охрана природы. Рекультивация земель. – М.: Росстандарт СССР, 1983. – 43 с.

31. ГОСТ 17.5.3.04-83. Охрана природы (ССОП). Земли. Общие требования к рекультивации земель. – М. Росстандарт, 1983. – 8 с.

32. ГОСТ 3826-82. Сетки проволочные тканые с квадратными ячейками. Технические условия. – М.: ИПК Издательство стандартов, 2003.

33. ГОСТ Р 55175-2012. Атмосфера рудничная. Методы контроля запыленности. // Собр. законодательства Российской Федерации. – 2012.

34. Постановление Правительства РФ от 10.06.2013 № 492 «О лицензировании эксплуатации взрывопожароопасных и химически опасных производственных объектов I, II и III классов опасности», с изменениями от 16.02.2019 // Собр. законодательства Российской Федерации. – 2013.

35. СанПиН 2.1.4.027-95 «Зоны санитарной охраны источников водоснабжения и водопроводов хозяйственно-питьевого назначения» // Постановлением Государственного комитета СССР по стандартам, 1995. – 12 с.
36. СанПиН 2.2.4.3359-01 «Шум. Вибрация. Инфразвук. Ультразвук». – М.: Приор, 2001.
37. СанПиН 2.1.5.980-00 «Гигиенические требования к охране поверхностных вод». – М.: Минздрав России, 2000. – 8 с.
38. СанПиН 2.2.4.548-96. 2.2.4. Физические факторы производственной среды. Гигиенические требования к микроклимату производственных помещений. // Постановлением Госкомэпиднадзора России, 1991. – 6 с.
39. ССБТ. ГОСТ 12.1.016-79. Воздух рабочей зоны. Требования к методам измерения концентраций вредных веществ. – М.: Госстандарт, 1982. – 16 с.
40. СНиП П.А.9.71 Искусственное освещение. Нормы проектирования. – М.: Госстрой СССР, 1971. – 28 с.