

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
АМУРСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ УНИВЕРСИТЕТ
(ФБГОУ 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: Проектирование обогатительной фабрики на базе золотосодержащих руд Маломырского месторождения. Спецчасть: особенности сорбционной технологии

Исполнитель студент группы 415-ос	_____	О.А. Бодяк
Руководитель профессор, д.г.- м.н.	_____	В.Е. Стриха
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.	_____	В.Е. Стриха
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

УТВЕРЖДАЮ
Зав. кафедрой
_____ Д.В.Юсупов
« ___ » _____ 2020 г.

ЗАДАНИЕ

К выпускному квалификационному проекту студента Бодяк Ольги Александровны

1. Тема выпускного квалификационного проекта: Проектирование обогатительной фабрики на базе золотосодержащих руд Маломырского месторождения

2. Срок сдачи студентом законченного проекта: февраля 2020 года

3. Исходные данные к выпускному квалификационному проекту: $Q=4800$ т/сут, $\alpha = 1,5г/т$

4. Содержание выпускного квалификационного проекта: Общие сведения о предприятии, геологическая часть, технологическая часть, выбор и расчет основного и вспомогательного оборудования, вспомогательные службы, безопасность и экологичность проекта, экономика, специальная часть

5. Перечень материалов приложений:

6. Консультанты к выпускному квалификационному проекту:

Дата выдачи задания: сентября 2019 года

Руководитель выпускного квалификационного проекта:

Задание принял к исполнению (дата): сентября 2019 года

РЕФЕРАТ

Дипломный проект содержит 137 страниц, 3 рисунка, 39 таблиц, 99 формул, 42 источников.

СЫРЬЕВАЯ БАЗА, МАЛОМЫРСКОЕ МЕСТОРОЖДЕНИЕ, ЗОЛОТО, БАЛАНС МЕТАЛЛОВ, ОБОГАЩЕНИЕ, ИЗВЛЕЧЕНИЕ, ГРОХОЧЕНИЕ, КОНЦЕНТРАТ, БЕЗОПАСНОСТЬ, СЕБЕСТОИМОСТЬ, ПРИБЫЛЬ, ЭКОНОМИКА

Цель дипломного проекта является проектирование обогатительной фабрики на базе руд месторождения «Маломыр».

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

В специальной части дипломного проекта рассмотреть особенности сорбционной технологии при переработке руд Маломырского месторождения.

СОДЕРЖАНИЕ

Введение	7
1 Общая характеристика района	8
1.1 Основные сведения о районе работ	8
2 Геологическая часть	11
2.1 Геология месторождения	11
2.2 Вещественный состав	13
2.3 Характеристика золота	19
3 Технологическая часть	20
3.1 Выбор и обоснование технологической схемы и ее описание	20
3.2 Реагентный режим	26
3.3 Расчет качественно-количественной схемы	27
3.4 Расчет водно-шламовой схемы	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	37
4.3 Выбор и расчет оборудования для измельчения	40
4.3.1 Выбор и расчет и расчет мельницы для первой стадии измельчения	41
4.3.2 Выбор и расчет мельницы для второй стадии измельчения	44

4.4	Выбор и расчет оборудования для классификации	50
4.4.1	Выбор и расчет спирального классификатора	50
4.4.2	Выбор и расчет гидроциклонов	51
4.5	Выбор и расчет оборудования для сгущения	55
4.6	Выбор и расчет оборудования для цеха гидрометаллургии	56
4.6.1	Выбор и расчет оборудования для грохочения	56
4.6.2	Выбор и расчет оборудования для процесса цианирования и сорбции	58
4.6.3	Расчет потока смолы	63
4.6.4	Отделение десорбции и регенерации ионообменной смолы	64
4.6.5	Расчет и выбор оборудования для электролиза	66
4.6.6	Расчет и выбор отделение сушки и плавки катодных осадков	66
4.7	Выбор и расчет вспомогательного оборудования	68
4.7.1	Выбор и расчет пластинчатого питателя	68
4.7.2	Выбор и расчет ленточных конвейеров	70
4.7.3	Выбор и расчет песковых насосов	71
4.7.4	Выбор подъемно-транспортных устройств	72
5.	Вспомогательные службы	73
5.1	Электроснабжение	73
5.2	Теплоснабжение	74
5.3	Водоснабжение и канализация	75
5.4	Хвостовое хозяйство	76

5.5 Реагентное хозяйство	77
6 Безопасность и экологичность проекта	78
6.1 Электробезопасность	78
6.2 Пожарная безопасность	79
6.3 Охрана труда	80
6.4 Охрана окружающей среды	83
6.5 Охрана атмосферного воздуха от загрязнения	83
6.6 Охрана поверхностных и подземных вод	85
6.7 Охрана почв. Рекультивация нарушенных земель	86
7 Специальная часть	90
7.1 Основы процесса сорбционного ционирования золота	90
7.2 Технология сорбционного извлечения золота	92
7.3 Основные особенности и характеристики сорбентов	97
8 Экономическая часть	103
8.1 Режим работы, график сменности, баланс рабочего времени	104
8.2 Производственная мощность, производственная программа и товарная продукция фабрики	105
8.3 Численность трудящихся	108
8.4 Производительность труда	109
8.5 Заработная плата	109
8.6 Основные фонды	122
8.6.1 Стоимость зданий и сооружений	122

8.6.2 Стоимость оборудования	123
8.7 Амортизация	124
8.8 Эффективность использования основных фондов	125
8.9 Оборотные фонды	126
8.10 Себестоимость	127
8.11 Прибыль и рентабельность	127
8.12 Определение платы за загрязнение окружающей среды и размещение отходов	128
8.13 Показатели экономической эффективности	129
Заключение	133
Библиографический список	134
Спецификация	

ВВЕДЕНИЕ

Золото представляет собой мягкий благородный металл, желтого цвета. Плотностью золота – 19,32 г/см³, температура плавления составляет 1064,18 С, кипения – 2856 С, так же оно отличается низким сопротивлением, хорошими показателями теплопроводности и высокой пластичностью.

Официально началом добычи золота в России принято считать первые десятилетия 18 века, когда было открыто на Урале Берёзовское месторождение. Рудное золото добывали на Урале, россыпное – в Сибири. В 1830 году Россия по объему добычи золота занимала первое место в мире, в 1900 году выпускала 5 % золота от мирового производства этого металла.

За многие годы добычи золота, запасы его в недрах значительно уменьшились, поэтому на сегодняшний день в переработку все более и более вовлекаются бедные и труднообогатимые (или упорные) руды, которые раньше считались забалансовыми. Упорность руд зачастую заключается в тесной связи золота с сульфидными минералами и его тонкой вкрапленности. Переработка таких руд требует сложных комбинированных схем обогащения с применением сверхтонкого измельчения, автоклавного выщелачивания, бактериального окисления, и др [2].

Целью проекта является: решение наиболее экономичных способов обогащения полезного ископаемого, обеспечивающее получение высоких технологических показателей при наименьших эксплуатационных расходах и наибольшей эффективности капитальных вложений/

Основные задачи дипломного проектирования:

- в области геологии – описание минерального и вещественного состава Маломырского месторождения исследуемых руд, выявление форм нахождения золотосодержащего компонента и его связей с вмещающими породами и компонентами – примесями;

- в области технологии – разработка технологии для получения наиболее качественного золотосодержащего концентрата с возможно более высоким извлечением ценного компонента;

- в области экологии и безопасности жизнедеятельности – разработка проекта экологически безопасного предприятия с условиями труда, удовлетворяющими Единым правилам безопасности;

- в области экономики – разработка проекта рентабельного и конкурентоспособного предприятия.

1 ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА РАЙОНА

1.1 Основные сведения о районе работ

Маломырское золоторудное месторождение расположено в Селемджинском районе Амурской области, в бассейне ручьев Сухоныр и Маломыр (левые притоки р.Ниж.Стойба), в 40 км к северу от пос. Стойба, в 80 км к западу от районного центра пос. Экимчан и в 65 км к западу от Токурского золоторудного месторождения. Расстояние от месторождения до станции Февральск, Байкало-Амурской ж-д. магистрали, составляет 120 км [26].

Район занимает обширную территорию 46,7 тыс. кв. км (12,9% территории Амурской области). В районе 7 поселков городского типа и 8 сельских населенных пунктов. Районный центр - поселок Экимчан.

В структурном отношении месторождение Маломыр приурочено к Нижнестойбинскому золоторудному узлу Джагды-Селемджинской металлогенической зоны .

Площадь месторождения расположена в южных отрогах Селемджинского хребта, служащего водоразделом рек Селемджа и Шевли, и представляет собой, преимущественно, среднегорье с абсолютными отметками 750-1300 м. Относительные превышения колеблются от 400 до 600 м. Крутизна склонов обычно составляет 20-25°, иногда достигает 35-40° [21,26]

Район характеризуется среднегорным рельефом. Южные склоны крутые, в основном, безлесные, северные — более пологие и залесенные. Максимальные абсолютные отметки достигают 1000 метров. Склоны хребтов осложнены субмеридиальными и северо-западными падями V-образного профиля.

Климат района континентальный. Зима умеренно суровая, продолжительная; лето короткое и умеренно теплое. Наиболее холодным месяцем года является январь. Его средняя температура воздуха составляет $-29,7^{\circ}\text{C}$, средняя минимальная температура $-36,1^{\circ}\text{C}$. Наиболее теплым месяцем является июль. Его средняя температура воздуха составляет 18°C , средняя максимальная температура $25,5^{\circ}\text{C}$. Первые заморозки приходятся на конец августа.

Месторождение находится в районе прерывистого и массивно-островного распространения многолетней мерзлоты. Глубина залегания кровли мерзлоты в летние месяцы составляет 0,5-1 м на северных склонах и 2-4 м – на южных склонах. Мощность мерзлых пород достигает 35-60 м [23].

Экономика района определяется лесопромышленным хозяйством и эксплуатацией месторождений россыпного золота.

Растительность. По геоботаническому районированию площадь работ расположена в Селемджинско – Буреинском округе Восточно-Сибирской таежной подобласти светлохвойных лесов. Растительность представлена преимущественно таежными светлохвойными лесами с преобладанием лиственницы Гмелина.

Животный мир отличается большим разнообразием. Из копытных животных встречаются лось, изюбрь, косуля, кабан, кабарга, северный олень, из хищников – бурый медведь, рысь, лиса. Пушные звери представлены выдрой, норкой, соболем, колонком, белкой, горностаем. Из боровой дичи встречаются рябчик, тетерев, глухарь. Широким распространением пользуется заяц беляк [21].

2 ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

2.1 Геология месторождения

Месторождение сложено дислоцированными метаморфизованными углеродсодержащими сланцами палеозойского возраста, прорванными окварцованными гранитоидами палеозойского возраста и меловыми дайками среднего и кислого составов. Наиболее широким распространением в районе пользуются стратифицируемые образования каменноугольного, юрского и мелового возраста. Каменноугольные отложения представлены мынской, златоустовской и сагурской свитами.

Нижнекаменноугольные отложения мынской свиты представлены серицит-хлорит-кварцевыми, альбит-мусковит-кварцевыми, кварц-хлорит-серицитовыми сланцами, метаморфизованными туфами дацитов, слюдисто-кварцевыми сланцами, кварцитами, филлитизированными алевролитами и песчаниками, метаморфизованными базальтами и их туфами и мраморизованными известняками. Общая мощность свиты около 3100 м.

Основную часть площади в районе рудного поля составляют континентально-осадочные метаморфизованные отложения златоустовской свиты позднепалеозойского возраста [21,26].

Свита сложена серицит-альбит-кварцевыми, серицит-кварц-альбитовыми, часто углеродсодержащими сланцами, мусковит-кварц-альбитовыми, мусковит-альбит-кварцевыми сланцами, рассланцованными песчаниками, хлорит-серицит-альбит-кварцевыми сланцами, metabазальтами, филлитизированными глинистыми сланцами. Общая мощность свиты составляет 2015 м.

Отложения сагурской свиты распространены по периферии выхода пород златоустовской свиты, слагая полосу субширотно-северо-западного простирания шириной 2-3 км, ограниченную с юга Южно-Тукурингским разломом. Породы свиты представлены рассланцованными песчаниками,

филлитизированными глинистыми сланцами, серицит-альбит-кварцевыми, эпидот-актинолит-альбитовыми сланцами и метабазами. Общая мощность свиты около 660 м.

Юрские отложения пользуются незначительным распространением и представлены средним отделом. Представлены алевритами и филлитизированными глинистыми сланцами с редкими маломощными (до 20 м) прослоями тонкозернистых песчаников.

Раннемеловые вулканогенно-осадочные образования распространены лишь в южной части района и представлены отложениями бурундинской толщи (туфы андезитов, туфопесчаники, туфоконгломераты, туфогравелиты, туфоалевриты, андезиты, андезибазальты и их лавобрекчии). Общая мощность толщи составляет не менее 1150 м. Четвертичные отложения представлены аллювиальными образованиями надпойменных террас, русел и пойм, сложенными галечником, валунником, гравийником, супесью, песком, суглинком. Мощность отложений 2-4 м [26].

Техногенные образования мощностью до 10-15 м сформировались на участках старательских отработок (долины р. Нижняя Стойба, руч. Маломыр руч. Сухоныр). Сложены они преимущественно щебнем, дресвой, галечниками, валунниками. На территории месторождения выделяются три разновозрастных интрузивных комплекса: среднепалеозойский интрузивный комплекс (субсогласные магматические тела среднего и основного состава); позднепалеозойский интрузивный комплекс (пластовые и секущие интрузивно-субвулканические тела порфировых и порфировидных плагиогранитов и гранитоидов); позднемезозойский вулканоплутонический комплекс (раннемеловые покровные андезитовые образования ираннемеловой дайковый и интрузивно-субвулканический комплекс).

Контакты гранитоидов с вмещающими сланцами в большинстве случаев тектонические, реже наблюдаются и интрузивные [21, 26].

Падение тектонических контактов повсеместно крутое 70-90°.

В пределах месторождения широким развитием пользуются дайки андезитов, андезитовых и микродиоритовых порфиритов. Простираение даек северо-восточное, реже широтное и субмеридиональное, падение крутое на северо-запад. Мощность даек 3-5 м с протяженностью по простиранию до сотен метров [24].

Маломырское месторождение относится к прожилково-вкрапленной золото-сульфидной формации, развитой в терригенно-углеродистых (черносланцевых) толщах. Это пока первое и единственное месторождение данной формации, выявленное в Амурской области. Месторождение характеризуется крупными запасами, относительно низкими (3-9 г/т), но равномерно распределенными содержаниями золота. Как правило, наряду с основной золото-сульфидной минерализацией, на месторождении этой формации значительным распространением пользуются золотоносные кварцевые жилы и прожилки. Роль их в формировании не одинакова и определяется конкретными условиями, прежде всего глубиной эрозионного среза рудоносных структур, составом и фациальными условиями накопления углеродистых толщ.

Золотокварцевая минерализация оказалась менее изученной. В процессе дальнейших работ следует ориентироваться как на оценку золотосульфидного оруденения, так и жильно-прожилкового. В возрастном отношении золотоносная кварцевожильная и жильно прожилковая минерализация является более молодой по сравнению с золотосульфидной прожилково-вкрапленной. Преимущественно она развивается более интенсивно на верхних горизонтах (уровнях) по сравнению с золотосульфидной [26].

2.2 Вещественный состав руд

Основным ценным компонентом является золото, его содержание в руде составляет 1,44 г/т. Серебро, при содержании менее 1,0 г/т, относится к попутно извлекаемому компоненту [21].

На месторождении в разной степени развиты окварцованные и дробленные углеродисто – слюдисто – кварцевые, хлорит – эпидот – слюдисто – кварцевые, слюдисто – кварцевые и полевошпат – слюдисто – кварцевые сланцы, кварцевые метасоматиты и брекчии на кварцевом и кварцево – глинистом цементе.

Углеродисто – слюдисто – кварцевые, хлорит – эпидот – слюдисто – кварцевые, слюдисто – кварцевые и полевошпат – слюдисто – кварцевые сланцы - породы темно-серого, серого цвета. Текстура сланцеватая, участками плейчатая, пятнистая, неяснополосчатая, брекчиевидная; структура тонко-, мелкозернистая. При микроскопическом исследовании шлифов установлено, что микроструктура пород неравномерно зернистая, реликтовая, замещения, лепидогранобластовая.

Основными минералами, входящими в их состав, являются полевые шпаты, кварц, гидрослюды, карбонаты. Полевые шпаты представлены таблитчатыми индивидами кислого плагиоклаза (альбит, олигоклаз) размер которых изменяется от 0,1 до 0,5 мм, а также тонкозернистыми выделениями калиевого полевого шпата (ортоклаза), с преобладанием зерен размером в сотые доли миллиметра. Разнозернистые агрегаты кварца развиваются по плагиоклазам, образуют в основной массе породы гнезда, прожилки, скопления неправильной формы. Размер отдельных зерен кварца колеблется от 0,02 до 0,5мм [21, 26].

Для гидрослюды характерны субпараллельно ориентированные тонкочешуйчатые агрегаты, придающие породе сланцеватость. Кроме того, гидрослюда замещает плагиоклаз, наблюдается в основной массе породы в тесном срастании с кварцем, ортоклазом, карбонатами. Размер чешуек от тысячных до десятых долей миллиметра. Карбонаты наблюдаются в виде неправильной формы вкрапленников, гнезд, тонких прожилков. Размер выделений от 0,02 до 0,1 мм. Для углистого вещества характерны черные

тонкие «пылевидные» частицы, линзовидные, ленточные обособления различной плотности.

Кварцевые метасоматиты и брекчии на кварцевом и кварцево – глинистом цементе. Породы, в основном, светло-серого цвета. Макротекстура массивная, пятнистая, брекчиевидная; структура тонко-, мелкозернистая. Микроструктура гранобластовая, участками реликтовая.

Порода состоит преимущественно из разнозернистого агрегата полевого шпата и кварца с примесью железистого карбоната. Размер выделений колеблется от 0,01 до 1,00 мм, преобладают зерна в интервале 0,05-0,2мм. Отмечается редкая вкрапленная и прожилково-вкрапленная сульфидная минерализация [21,26].

Минеральный состав руды представлен в таблице 1, из которой следует, что основными породообразующими минералами является кварц, полевые шпаты и слюдисто – гидрослюдистые образования.

Таблица 1- Минеральный состав руды

Минералы, группы минералов	Массовая доля, %
Кварц	38,9
Слюда-гидрослюда	21,4
Полевые шпаты (плагиоклаз, ортоклаз)	24,0
Карбонаты (кальцит, доломит, анкерит)	9,6
Углистое вещество	1,3
Магнетит	Единичные знаки
Гидроксиды железа (гетит, лимонит)	0,3
Сульфиды:	
пирит	3,3
арсенопирит	1,3
халькопирит	Единичные знаки
Итого:	100,0

Жильный кварц – кварцевая жильная составляющая проявлена в виде маломощных прожилков и разноориентированных жилок, мощностью первые сантиметры.

Минеральный состав руды. Качественно минеральный состав был определен по данным рентгеноструктурного фазового (дифрактометрического) анализа. Диагностированы следующие минералы, в порядке убывания - полевые шпаты, кварц, гидрослюда, пирит.

Количественный минеральный состав изучен на дробленном материале исходной руды крупностью минус 2,0 мм с использованием данных микроскопических исследований прозрачных и полированных шлифов. Результаты минералогического анализа скорректированы с данными химического и рентгеноструктурного анализов. Породообразующие минералы составляют основную массу (97,2 %) пробы руды, при этом значительно преобладают полевые шпаты и кварц [21, 26].

Полевые шпаты, массовая доля которых составляет 41%, по данным рентгеноструктурного анализа представлены плагиоклазом (альбит, олигоклаз) и калиевым полевым шпатом (КПШ) - ортоклазом. На долю плагиоклазов приходится 24 %, а КПШ – 17 %. Выделения минералов, размером 0,5-1,0 мм, наблюдаются в виде таблитчатых полупрозрачных зерен, со спайностью, сероватого и белого цвета. При микроскопическом исследовании установлено, что основная масса зерен полевых шпатов находится в интервале крупности 0,02-0,2 мм, часто в сростании с кварцем, гидрослюдой, карбонатами [26].

Гидрослюда (гидросерицит, иллит). Ее массовая доля составляет 21,4 %. Для гидрослюды характерны мелкие чешуйки, их агрегаты, часто отмечается взаимное прорастание их с кварцем, полевыми шпатами, карбонатами. Цвет варьирует от бесцветного, зеленоватого до темно-серого, почти черного. Темная окраска обусловлена вкрапленностью углистого

вещества. Размеры чешуек не превышают 0,5мм, а основная их масса имеет крупность 0,05-0,1мм.

Карбонаты (анкерит, кальцит, доломит), суммарная массовая доля которых 9,6%, наблюдаются в виде тонкозернистых, скрытокристаллических агрегатов кремоватого, желтовато-розового до коричневого цвета. Установлено, что карбонаты представлены доломитом, его железистой разновидностью – анкеритом, при прокрашивании минерала раствором красной кровяной соли была получена положительная реакция на железо, и сидеритом. По массе преобладает анкерит [26].

Таким образом:

- руда месторождения относится к золото - кварцевому малосульфидному типу руд.

- основными породообразующими минералами являются кварц, слюдисто гидрослюдистые образования и полевые шпаты;

- рудные элементы представлены железом, серой и мышьяком. По массе преобладает железо. Доля мышьяка составляет 0,63 %, а серы - 2,15 %. Мышьяк и сера присутствуют, главным образом, в сульфидной форме;

- по степени окисления железа (9%) руда относится к типу первичных руд;

Из вторичных образований железа преобладает лимонит;

- основная масса золота в руде представлено тонкими и тонкодисперстными частицами.

Общая массовая доля сульфидов составляет 4,6 %, основным из которых является пирит – 3,3%, массовая доля арсенопирита – 1,3%. Таким образом, по количеству сульфидов руда относится к малосульфидному типу руд. Сульфид железа, который присутствует в виде обособленных выделений, а так же образует сростки с другими сульфидами, имеет, в основной массе, крупность менее 0,1 мм. Отдельные редкие зерна пирита достигают величины 0,15-0,25 мм. Они имеют четкую кубическую форму со

свойственной пириту штриховкой на гранях кристаллов. Арсенопирит представлен мелкими и, в основном, тонкими зернами дипирамидальной формы и их срастаниями [21, 26].

Характер сульфидной минерализации – вкрапленный, прожилково – вкрапленный, гнездовый. Основным сульфидным минералом является пирит, редкие выделения которых достигают величины 0,15x0,25 м. Подавляющая масса сульфидов присутствует в виде мелких и тонких зерен. Химический состав руды представлен в таблице 2.

Таблица 2- Химический состав руды

Компоненты	Массовая доля, %	Содержание, г/т
SiO ₂	56,7	–
Al ₂ O ₃	15,5	–
TiO ₂	1,44	–
CaO	9,76	–
MnO	0,24	–
K ₂ O	3,5	–
P ₂ O ₅	1,5	–
Fe	3,8	–
S	2,15	–
As	0,63	–
Sb	0,007	–
Zn	0,014	–
Cu	0,019	–
CO ₂	4,58	–
C _{орг}	0,15	–
Au	–	1,5
Ag	–	1
Итого:	100	2,44

Степень окисления руды, рассчитанная по железу, составляет 9 %. Таким образом, руда относится к первичному типу руд. Подавляющая масса железа входит в состав породообразующих минералов. Доля железа в сульфидной форме составляет 51 % от общей массы железа в пробе, а сера практически вся – сульфидная [26].

2.3 Характеристика золота

Основным ценным компонентом является золото, его содержание в руде составляет 1,5 г/т. Серебро, при содержании менее 1,0 г/т, относится к попутно извлекаемому компоненту [21].

Золото в руде находится в самородном виде, других минеральных форм не обнаружено. Золото, в основном, тонкое и тонкодисперсное. Практически все золото имеет крупность менее 0,071, а на долю золота крупностью 3 – 25 мкм приходится 69 %, от общей массы золота (при содержании 1,5 г/т). 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 (таблица 3) 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 % [21].

Основной причиной упорности к цианированию является тесная ассоциация благородного металла с сульфидами (51,8 %). Часть сульфидов тонко вкраплена в породообразующие минералы. С ними и с углистым веществом связано 12,5 % золота. Также на упорность оказывает влияние

ассоциация металла с комплексом минералов, растворимых в соляной кислоте - гидроксидами железа, карбонатами и др. (16,5 %) и, в меньшей степени, с аморфным кремнезёмом (2,9 %) и породообразующими минералами (2,5 %).

3 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

3.1 Выбор и обоснование технологической схемы и ее описание

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



где Me – Au.

Цианирование перемешиванием обеспечивает извлечение золота до 95 %, а длительность процесса составляет от 5 до 30 часов.

Процесс цианирования руд перемешиванием ведут при концентрации NaCN, составляющей 0,06-0,2 %, и концентрации CaO, равной 0,02-0,04 % (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 :



Для обеспечения наилучших условий извлечения золота из кварц малосульфидных руд и руд с высоким содержанием окислов железа или глины требуется разжижение пульпы. Для таких руд принимают $\text{Ж:Т}=2-2,5:1$, для некоторых руд требуется еще больше разжижение.

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

Специфической особенностью золотосодержащих руд Маломырского месторождения является низкое содержание в них ценного компонента. На основании этого и выше изложенного для переработки существенно кварцевых малосульфидных золотосодержащих руд месторождения «Маломир» выбрана гидрометаллургическая схема, включающая крупное дробление, двух стадийное измельчение (полусамозмельчение на первой стадии и шаровое на второй), сорбционное цианирование с последующей отмывкой и регенерацией смолы. Товарный регенерат после регенерации поступает отделение электролиза на электролизеры. Конечным продуктом является катодный осадок, который отправляют на АО «Покровский рудник» для плавки в сплав Доре и отправляют на аффинажный завод.

Доставка исходной руды из карьера осуществляется автосамосвалами, из которых руда после взвешивания на автомобильных весах разгружается

непосредственно в приемный бункер. На приемном бункере установлена колосниковая решетка с размером отверстий 700×800 мм. Откуда исходная руда попадает пластинчатый питатель.

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

Крупное дробление исходной руды осуществляется в двух щековых дробилках со сложным качанием щеки. Дробление руды в дробилке осуществляется до крупности 200 мм. Руда после крупного дробления с помощью ленточного конвейера подается в каскад.

Дробленая руда попадает в пластинчатый питатель. Регулирование количества подаваемой руды осуществляется частотным преобразователем электроток двигателя привода питателя. Далее руда поступает на ленточный конвейер, на котором подвергается взвешиванию конвейерными весами.

Руда с ленты конвейера через загрузочную тележку поступает в мельницу, где 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, затем поступает в короб с донными затворами, откуда по трубе идет в зумпф, а пески классификатора возвращаются в мельницу [25].

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.

Пульпа из зумпфа песковым насосом подается на батарею гидроциклонов. Пески гидроциклонов поступают на доизмельчение в шаровые мельницы куда добавляется NaCN и слив сгустителя. Разгрузка шаровой мельницы (измельченный продукт) осуществляется в зумпф

насосом. Таким образом, цикл доизмельчения замыкается, пески гидроциклонов циркулируют по схеме: мельница → зумпф → гидроциклон → мельница, пока не доизмельчатся до требуемой крупности.

Слив гидроциклонов поступает в сливной короб, из которого направляется в барабанные грохота, где происходит очистка пульпы от щепы. Выделенная щепа направляется в отвал.

Пульпа после очистки подается на сгуститель, 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 [3,25].

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 насоса подается на дальнейшую переработку в отделение цианирования и сорбции, где объединяется в смесителе. Пульпа выходящая из смесителя поступает в две цепочки (линии) пачуков цианирования в которые добавляется NaCN, каждая из которых состоит из двух последовательно соединенных аппаратов. Движение пульпы в процессе цианирования от пачука к пачуку происходит самотеком.

Из хвостовых пачуков цианирования пульпа поступает в головные сорбционные пачуки двух сорбционных цепочек. Пульпа последовательно

проходит через все сорбционные пачуки отдельной цепочки.

В «предхвостовые» пачуки сорбции подается свежая или регенерированная ионообменная смола, которая передвигается от одного пачука к другому в направлении, противоположном потоку пульпы (противотоком). Насыщенная золотом смола выводится из головных пачуков сорбции. Таким образом, в рабочем объеме каждого сорбционного пачука, кроме хвостовых, содержится ионообменная смола, на активную поверхность которой сорбируется золото и другие металлы. Поскольку в хвостовых пачуках не содержится смола, они являются своеобразными контрольными пачуками. После них пульпа поступает на контрольное грохочение, (где происходит отделение смолы и возврата ее обратно в процесс) откуда пульпа попадает в зумпф а затем насосом перекачивается на хвостохранилище расположенное рядом с фабрикой.

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 подается на барабанный грохот, в котором смола отмывается от илов. Из грохота смола самотеком поступает на концентрационный стол, где от неё отделяются пески, направляемые в отделение измельчения. Очищенная смола с помощью эрлифта подается в отмывочную колонну, в которой в псевдооживленном слое происходит более полная отмывка смолы от илов. Смола из отмывочной колонны подается в отделение регенерации.

Назначение регенерации сорбента (смолы) – восстановление ее сорбционных свойств, в том числе десорбция драгоценных металлов и примесей. Все операции в отделении регенерации выполняются регенерационных колоннах, соединенных 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 [2,25].

Насыщенная смола из отделения цианирования и сорбции поступает в первую колонну регенерации, где производится её контрольная (финишная) отмывка от илов технической водой при температуре 18 °С, так же отмывается и в следующей колонне при температуре 20-35 °С. Далее смола подвергается кислотной обработке. Назначение данной операции – удаление со смолы меди и оставшихся примесей. Затем в шести колоннах происходит десорбция золота при помощи.

Затем в двух регенерационных колоннах происходит щелочная обработка смолы щелочью и перевод сорбента (смолы) в OH^- форму для восстановления (регенерации) сорбционных свойств смолы [2].

Отмывка сорбента от щелочи осуществляется в последней колонне отделения регенерации холодной водой. Отмытая от щелочи смола с восстановленными сорбционными свойствами эрлифтом подается в «предхвостовые» пачуки сорбционного отделения фабрики, а промывочный раствор возвращается на приготовление свежего раствора щелочи.

Из первой десорбирующей колонны выходит товарный регенерат поступающий самотеком в напорный бак и из которого подается 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 затем катодный высушенный осадок отправляется на АО «Покровский рудник» для плавки и получения сплава Доре [2,21].

3.2 Реагентный режим

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

В качестве собирателя для сорбции золотосодержащих руд месторождения используется ионообменная смола (Purogold).

Таблица 3 - Основные реагенты и материалы, используемые в процессе

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

3.3 Расчет качественно-количественной схемы

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

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

где Q_n – производительность цеха обогащения, т/сут;

γ_n – выход продуктов, %;

Q_1 – производительность фабрики, т/сут.

Расчет извлечения

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

где ε_n – извлечение металла в продукт, %;

β_n – содержание металла в продукте, %;

α – содержание металла в исходной руде, %.

Содержание золота в исходной руде $\alpha = 1,5$ г/т Производительность по сухому исходному сырью $Q = 4800$ т/сут.

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

- уравнения равенства суммы выходов поступивших и вышедших продуктов обогащения для данной операции [25].

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

Неизвестные значения части продуктов определяются по разности или сумме выходящих и поступающих в операцию составлением уравнений. Исходные данные «баланс металла» для расчета количественно-качественной схемы приведены в таблице 4.

Таблица 4 – Общий баланс металла

Номер продуктов	Продукты	Выход γ , %	Содержание металла β , г/т	Извлечение металла ε , %
1	Исходная руда	100	1,5	100
9	Хвосты	0,02	0	0
13	Сплав	0,0000001	6240000	86,67
14	Хвосты	99,98	0,2	13,33



Рисунок 2 – Схема операции обогащения

Составляем систему уравнений из рисунка 2

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

Из данной системы уравнений найдем γ_3 и γ_5

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

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

По аналогии находим все остальные показатели. Результаты расчетов качественно-количественной схемы сводим в таблицу 5 [25].

Таблица 5 – Результаты расчетов качественно–количественной схемы

№ поз.	Наименование операции и продуктов	Выход $\gamma, \%$	Производительность $Q, \text{т/сут}$	Содержание $\beta, \%$	Извлечение $\varepsilon, \%$
1	2	3	4	5	6
I	<i>Дробление</i>				
	Поступает:				
1	Исходная руда	100	4800	1,5	100
	Итого	100	4800	1,5	100
	Выходит:				

Продолжение таблицы 5

2	Дробленый продукт	100	4800	1,5	100
	Итого	100	4800	1,5	100
II	<i>Измельчение</i>				
	Поступает:				
2	Дробленый продукт	100	4800	1,5	100
5	Пески	150	7200	1,5	150
	Итого	250	12000	1,5	250
	Выходит:				
3	Измельченный продукт	250	12000	1,5	250
	Итого	250	12000	1,5	250
III	<i>Классификация</i>				
	Поступает:				
3	Измельченный продукт	250	12000	1,5	250
	Итого	250	12000	1,5	250
	Выходит:				
4	Слив классификатора	100	4800	1,5	100
5	Пески классификатора	150	7200	1,5	150
	Итого	250	12000	1,5	250
IV	<i>Доизмельчение</i>				
	Поступает:				
7	Пески гидроциклона	300	14400	2,25	504
	Итого	300	14400	2,25	504
	Выходит:				
10	Доизмельченный продукт	300	14400	2,25	504
	Итого	300	14400	2,25	504
V	<i>Классификация ГЦ</i>				
4	Слив классификатора	100	4800	1,5	100
10	Доизмельченный продукт	300	14400	2,25	450
	Итого	400	19200	2,06	550
	Выходит:				

Продолжение таблицы 5

6	Слив гидроциклона	100	4800	0,81	54
7	Пески гидроциклона	300	14400	2,25	450
	Итого	400	19200	1,89	504
VI	<i>Щепоудаление</i>				
	Поступает:				
6	Слив ГЦ	100	4800	0,81	54
	Итого	100	4800	0,81	54
	Выходит:				
8	Слив	99,98	4799	0,77	51,3
9	Хвосты	0,02	1		
	Итого	100	4800	0,77	51,3
VII	<i>Сгущение</i>				
	Поступает:				
8	Слив	99,98	4799	0,77	51,3
	Итого	99,98	4799	0,77	51,3
	Выходит:				
11	Сгущенный продукт	99,98	4799	0,77	51,3
	Итого	99,98	4799	0,77	51,3
VIII	<i>Цианирование + сорбция</i>				
	Поступает:				
11	Слив	99,98	4799	0,77	51,3
	Итого	99,98	4799	0,77	51,3
	Выходит:				
13	Сплав	0,0000 001	0,00000624	6240000	86,67
14	Хвосты	99,98	5349	0,2	13,33
	Итого	99,98	5349	0,2	13,33

3.4 Расчет водно-шламовой схемы

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

На основании данных практики устанавливаются значения R (Ж:Т) и нормы расхода воды для отдельных продуктов и операций [25].

С помощью формулы:

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

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

где n – номер продукта в схеме;

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

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

По уравнению баланса определяется количество воды, добавляемой в отдельные операции и в отдельные продукты [25].

По формуле находим объем пульпы, $\text{м}^3/\text{сут}$:

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

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

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

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

где T_n – содержание твердого, %.

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

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

Результаты расчетов каждой операции водно-шламовой схемы заносим в таблицу 6.

Таблица 6 – Результаты расчета водно – шламовой схемы

№ поз	Наименование операций и продуктов	Количество твердого Q, т/сут	Содержание твердого Т, %	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	4800	93	0,075	360	1944
	Итого	4800	93	0,075	360	1944
	Выходит:					
2	Дроблен. продукт	4800	93	0,075	360	1944
	Итого	4800	93	0,075	360	1944
II	<i>Измельчение</i>					
	Поступает:					
2	Дроблен. продукт	4800	93	0,075	360	1944
5	Пески	7200	80	0,25	1800	4176
	Вода				3000	3000
	Итого	12000	70	0,43	5160	9120
	Выходит:					
3	Измельч. продукт	12000	70	0,43	5160	9120
	Итого	12000	70	0,43	5160	9120
III	<i>Классификация</i>					
	Поступает:					
3	Измельч. продукт	12000	70	0,43	5160	9120
	Вода	-	-	-	7680	7680

Продолжение таблицы 6

	Итого	12000	48,31	1,07	12840	16800
	Выходит:					
4	Слив классиф.	4800	30	2,3	11040	12624
5	Пески классиф.	7200	80	0,25	1800	4176
	Итого	12000	48,31	1,07	12840	16800
IV	<i>Классификац. ГЦ</i>					
	Поступает:					
4	Слив классиф.	4800	30	2,3	11040	12624
10	Доизмельченный продукт	14400	65	0,53	7632	12384
	Вода	-	-	-	4512	4512
	Итого	19200	45,45	1,2	23184	29520
	Выходит:					
6	Слив ГЦ	4800	22	3,54	16992	18576
7	Пески ГЦ	14400	70	0,43	6192	10944
	Итого	19200	45,45	1,2	23184	29520
V	<i>Доизмельчение</i>					
	Поступает:					
7	Пески ГЦ	14400	70	0,43	6192	10944
	Вода	-	-	-	1440	1440
	Итого	14400	65	0,53	7632	12384
	Выходит:					
10	Доизмельченный продукт	14400	65	0,53	7632	12384
	Итого	14400	65	0,53	7632	12384
VI	<i>Щепоудаление</i>					
	Поступает:					
6	Слив ГЦ	4800	22	3,54	16992	18576
	Вода	-	-	-	1053,74	1053,74
	Итого	4800	21,08	3,75	18045,74	19629,74

Продолжение таблицы 6

	Выходит					
8	Слив	4799	21	3,76	18044,24	19627,91
9	Хвосты	1	40	1,5	1,5	1,83
	Итого	4799	21	3,76	18045,74	19629,74
VII	<i>Сгущение</i>					
	Поступает:					
8	Слив	4799	21	3,76	18044,24	19627,91
	Вода	-	-	-	3000	3000
	Итого	4799	18,6	4,38	21044,24	22627,91
	Выходит:					
11	Сгущен. продукт	4799	40	1,5	7198,5	8782,17
12	Внутр. оборот	-	-	-	13845,74	13845,74
	Итого	4799	18,6	4,38	21044,24	22627,91
VII	<i>Цианирование + сорбция</i>					
	Поступает:					
11	Слив	4799	40	1,5	7198,5	8782,17
	Итого	4799	40	1,5	7198,5	8782,17
	Выходит:					
13	Сплав	0,00000624	99	0,01	0,0000000624	0,00000021216
14	Хвосты	4799	40	1,5	7198,5	8782,17
	Итого	4799	40	1,5	7198,5	8782,17

Баланс водопотребления и водоотведения по цеху обогащения представляет собой равенство, поступившего в процесс суммарного количества воды, суммарному количеству воды, уходящему из процесса с конечными продуктами обогащения, т.е. [25].

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

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

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

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

Баланс водопотребления и водоотведения по цеху обогащения представлен в таблице 7.

Таблица 7 – Баланс водопотребления

Поступает воды в процесс	м ³ /сут	Уходит воды из процесса	м ³ /сут
С исходной рудой	360	Внутренний водооборот	13845,74
В измельчение	3000	Хвосты из щепоудаления	1,5
В классификацию	7680	Хвосты	7198,5
В классификацию ГЦ	4512		
Доизмельчение	1440		
Сгущение	3000		
Щепоудаление	1053,74		
Всего поступает $W_1 + \sum L$	21045,74	Всего выходит $\sum W_K$	21045,74

4 ВЫБОР И РАСЧЕТ ОСНОВНОГО И ВСПОМОГАТЕЛЬНОГО ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ

4.1 Общие положения при выборе основного оборудования

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

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

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

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

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

4. Насосы для перекачивания пульпы или дублируются, или на два работающих насоса устанавливают один запасной [3].

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 [3,21].

Определяем часовую производительность цеха дробления по формуле:

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

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

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

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

$$Q_r = \frac{1,1 \cdot 4800}{24} = 220 \text{ т/ч.}$$

Определяем общую степень дробления по формуле:

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

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

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

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

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

Определяем условную максимальную крупность дробления продуктов после отдельных стадий дробления:

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

где D_1 – крупность поступающей руды, мм;

S – степень дробления для данной стадии дробления, мм;

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

Определяем ширину у разгрузочной щели:

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

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

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

Подсчитываем ширину загрузочной щели дробилки:

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

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

Подсчитываем коэффициенты загрузки дробилки по формуле:

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

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

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

$$K = \frac{220}{250} = 0,88.$$

Выбираем 2 дробилки ЩДС 9*12 со сложным движением щеки так как она больше всего подходит под характеристику руд перерабатываемых на фабрике и экономическим показателям, а также по простоте конструкции она

является наиболее эффективной и выгодной. Техническая характеристика щековой дробилки со сложным движением щеки ЩДС 9*12 приведена в таблице 8 [3].

Таблица 8 – Технические характеристики дробилки ЩДС 9*12

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

4.3 Выбор и расчет оборудования для измельчения

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

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

Мельницы с разгрузкой через решетку применяют при одностадиальном измельчении мелкодробленной руды. Эти мельницы более производительны: удельная производительность у них на 10-15% выше, чем у мельниц с центральной разгрузкой [3].

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

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

4.3.1 Выбор и расчет мельницы для первой стадии измельчения

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

Эталонная мельница принимается ММС-55×18, производительностью 120 т/ч и объемом барабана 40 м³ [3,21].

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

Расчет производительности проектируемой мельницы ведется по формуле:

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

где Q_n – производительность запроектированной мельницы, т/ч;

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

V_n – объем запроектированной мельницы, м³;

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

D_n – диаметр проектируемой мельницы, м;

$D_{эм}$ – диаметр испытываемой мельницы, м.

а) Для мельницы ММС 5500*1800

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

б) Для мельницы ММС 7000*2300А

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

в) Для мельницы ММС 5000*2300Р

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

Определяем число мельниц по формуле [25]:

$$n = \frac{Q_{исх}}{Q_n}, \tag{20}$$

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

Q_n – производительность запроектированной мельницы, т/ч.

а) Для мельницы ММС 5500*1800

$$n = \frac{226,5}{120} = 1,88 \approx 2.$$

б) Для мельницы ММС 7000*2300А

$$n = \frac{226,5}{258} = 0,87 \approx 1.$$

в) Для мельницы ММС 5000*2300Р

$$n = \frac{226,5}{106,4} = 2,15 \approx 3.$$

Таблица 9 – Сравнение установки мельниц по основным показателям

Размеры барабанов мельниц, мм	Число мельниц	Масса мельниц, т	Установочная мощность, кВт	Производительность т/ч
5500*1800	2	210	800	85-120
7000*2300	1	450	1600	180-320
5000*2300	3	200	630	80-100

При сравнении по массе, мощности и габаритным размерам, а также производительности вариант установки двух мельниц ММС - 5500*1800 является наиболее выгодным. Технические характеристики выбранной мельницы представлены в таблице 10 [3].

Таблица 10 – Технологические характеристики мельницы ММС - 5500*1800

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

1	2
Напряжение, В	6000
Масса мельницы без двигателя, т	210

4.3.2 Выбор и расчет оборудования для второй стадии измельчения

Вторая стадия измельчения проектируется в мельницах измельчения с 45 % загрузкой шаров от объема. Массовая доля готового класса минус 0,074 мм в разгрузке мельницы составляет $\beta_k = 95\%$, а в исходном сырье готового класса минус 0,074 мм составляет $\beta_{и} = 35\%$; Требуемая производительность по сухому 200 т/ч.

Эталонная мельница принимается МШЦ - 32×54, с объемом барабана 40 м³, а проектируемые мельницы – МШЦ - 36×40 с объемом барабана 36 м³ и МШЦ - 45×60 с объемом барабана 85 м³ [3,21].

Производительность эталонной мельницы рассчитываем по формуле:

$$Q_{\text{ЭТ}} = \frac{Q_{\text{Год}}}{365 \cdot 24 \cdot K_{\text{В}} \cdot K_{\text{Н}}}, \quad (21)$$

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

$K_{\text{В}}$ – коэффициент использования оборудования, равный 0,9;

$K_{\text{Н}}$ – коэффициент, учитывающий неравномерность свойств руды, равный 0,98.

$$Q_{\text{ЭТ}} = \frac{1750000}{365 \cdot 24 \cdot 0,9 \cdot 0,98} = 226,5 \text{ т/ч.}$$

1. Выбираем эталонную мельницу. Для расчета принимаем за эталон мельницу МШЦ 3200х5400. Определяем для нее удельную производительность по вновь образованному классу минус 0,074 мм по формуле [3]:

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

где $q_{эм}$ - удельная производительность, т/м³ час;

Q – производительность цеха, т/час;

β_k и β_n – содержание расчетного класса соответственно в конечном исходном продуктах;

D – диаметр барабана, м;

L – длина мельницы, м.

$$q_{эт} = \frac{226,5 * (0,95 - 0,35) * 4}{3,14 * (5,4 - 0,15)^2 * 3,2} = 1,96 \text{ т/м}^3 * \text{час.}$$

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

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

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

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

K_k - коэффициент, учитывающий различие в крупности исходного и конечного продуктов измельчения для проектируемых мельниц $K_k = 1$ [3];

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

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

где D и $D_{эт}$ – соответственно диаметры барабанов проектируемой и

эталонной мельниц, м.

Для мельницы МШЦ 3200x5400

$$K_{Д1} = \sqrt{\frac{3,2-0,15}{3,2-0,15}} = 1.$$

Для мельницы МШЦ 3600x4000

$$K_{Д2} = \sqrt{\frac{3,6-0,15}{3,2-0,15}} = 1,06.$$

Для мельницы МШЦ 4500x6000

$$K_{Д3} = \sqrt{\frac{4,5-0,15}{3,2-0,15}} = 1,19.$$

K_T – коэффициент, учитывающий различие в типах мельниц, принимаем по таблице 4.5 [3], $K_T = 1$.

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

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

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

Для мельницы МШЦ 3200x5400

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

Для мельницы МШЦ 3600x4000

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

Для мельницы МШЦ 4500х6000

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

K_ψ – коэффициент, учитывающий различие скорости вращения проектируемой к установке мельниц ψ и эталонной $\psi_{\text{эт}}$. Определяем по формуле:

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

где ψ и $\psi_{\text{эт}}$ – соответственно скорости вращения в процентах от критической проектируемой и эталонной мельниц, определяем по технической характеристике мельницы, $K_\psi = 1$ [28,31];

K_φ – коэффициент, учитывающий различие объемного заполнения измельчающей средой проектируемой и эталонной мельниц, определяем по формуле:

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

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

Определяем удельную производительность по формуле 23:

Для мельницы МШЦ 3200х5400

$$q_1 = 1,96 * 1 * 1 * 1 * 1 * 1 * 1 * 1 * 0,45 = 0,882 \text{ т/м}^3 \cdot \text{час}.$$

Для мельницы МШЦ 3600х4000

$$q_2 = 1,96 * 1 * 1 * 1,06 * 1 * 0,95 * 1 * 0,45 = 0,888 \text{ т/м}^3 \cdot \text{час}.$$

Для мельницы МШЦ 4500х6000

$$q_3 = 1,96 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1,19 \cdot 1 \cdot 1,016 \cdot 1 \cdot 0,45 = 1,06 \text{ т/м}^3 \cdot \text{час.}$$

3. Определяем производительность мельниц по формуле [3]:

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

где V_n – объемы сравниваемых мельниц, м^3 .

а) Для мельницы МШЦ 3200х5400

$$Q_1 = \frac{0,882 \cdot 40}{0,95 - 0,35} = 58,8 \text{ т/ч.}$$

б) Для мельницы МШЦ 3600х4000

$$Q_2 = \frac{0,888 \cdot 36}{0,95 - 0,35} = 53,28 \text{ т/ч.}$$

в) Для мельницы МШЦ 4500х6000

$$Q_3 = \frac{1,06 \cdot 85}{0,95 - 0,35} = 150,16 \text{ т/ч.}$$

4. Определяем число мельниц по формуле 20:

а) Для мельницы МШЦ 3200х5400

$$n = \frac{226,5}{58,8} = 3,85 \approx 4.$$

б) Для мельницы МШЦ 3600х4000

$$n = \frac{226,5}{53,28} = 4,21 \approx 5.$$

в) Для мельницы МШЦ 4500х6000

$$n = \frac{226,5}{150,16} = 1,51 \approx 2.$$

Таблица 11 – Сравнение установки мельниц по основным показателям

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

При сравнении по массе, мощности и коэффициента запаса, а так же других технических характеристик и экономических показателей, вариант установки четырех мельницы МШЦ 3200х5400 является наиболее выгодным. Технические характеристики, которой, приведены в таблице 12 [28].

Таблица 12 – Технические характеристики мельницы МШЦ 3200х5400

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

1	2
Напряжение, В	6000
Масса мельницы без двигателя, т	137

4.4 Выбор и расчет оборудования для классификации

4.4.1 Выбор и расчет спирального классификатора

Классификаторы выпускают двух типов: КСП – классификаторы с погруженной спиралью и КСН – классификаторы с не погруженной спиралью. В обозначении типоразмера классификатора входят: число спиралей (1 или 2); местонахождение опорного подшипника вала спирали относительно зеркала пульпы (с не погруженной или погруженной спиралью) и диаметр спирали [31].

Определяем производительность по сливу, т/ч:

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

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

$Q_{\text{баз}}$ – базисная производительность по сливу, т/ч;

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

K_α – коэффициент разжижения и угол наклона ванны классификатора;

m – число спиралей $m=1$.

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

Определяем производительность по пескам, т/ч:

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

где D – диаметр спирали, мм;

n – частота вращения, мин^{-1} .

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

При выборе и расчете классификатора учитывают сопряжение его с мельницей, которое определяют по таблице 5.3 [31]. Отсюда принимаем к установке спиральный классификатор типа 1КСН-24. Технические характеристики приведены в таблице 13.

Таблице 13 – Технические характеристики классификатора 1КСН-24

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

4.4.2 Выбор и расчет гидроциклонов

На обогатительных фабриках используют, в основном, цилиндроконические 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) [31].

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

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

$$W = 0,93 * 10^4 * K_d * d_3 * d_c, \quad (31)$$

где K_d – поправочный коэффициент (см.гл.4.6 [28]);

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

d_c – диаметр сливного патрубка гидроциклона, м.

а) Для гидроциклона ГЦ-360

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

б) Для гидроциклона ГЦ-500

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

в) Для гидроциклона ГЦ-710

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

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

$$d_n = 15 \sqrt{\frac{D d_c \beta}{K_d d_{\Pi} \sqrt{P} (\rho - 1)}}, \quad (32)$$

где D – диаметр гидроциклона, м;

d_c – диаметр сливного патрубка гидроциклона, м;

d_n – диаметр пескового патрубка гидроциклона, м;

β – содержание твердого в питании гидроциклона, %;

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

а) Для гидроциклона ГЦ-360

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

б) Для гидроциклона ГЦ-500

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

в) Для гидроциклона ГЦ-710

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

3. Количество гидроциклонов определяется по формуле [28] :

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

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

W – производительность гидроциклона, м³/ч.

а) Для гидроциклона ГЦ-360

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

б) Для гидроциклона ГЦ-500

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

в) Для гидроциклона ГЦ-710

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

Таблица 14 – Сравнение установки гидроциклонов по основным показателям

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

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

Удельная нагрузка по пескам ($q_{п}=0,5-2,5$ т/(ч*см²)) проверяется по формуле:

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

где S – сечение пескового отверстия, см² (S=72.345 см²)

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

Данное значение удельной нагрузки по пескам находится в пределах нормы $q_{п}=0,5-2,5$ т/(ч*см²), следовательно ГЦР-500 справится с удельной нагрузкой по пескам и обеспечит номинальную крупность слива. Технические характеристики представлены в таблице 15 [28].

Таблица 15 – Технические характеристики гидроциклона ГЦР-500

Параметры	ГЦР-500
-----------	---------

Диаметр цилиндрической части, мм	500
Продолжение таблицы 15	
Угол конуса	20
Размер питающего отверстия, мм	80*180
Диаметр сливного патрубка, мм	160
Набор песковых насадок диаметром, мм	48, 75, 96, 100
Масса гидроциклона, кг	600

4.5 Выбор и расчет оборудования для сгущения

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

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

Производительность сгустителей определяется по удельным производительностям (таблица 4.10 [28]).

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

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

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

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

$$S = \frac{817,83}{1} = 817,83 \text{ м}^2.$$

Определяем количество сгустителей по формуле:

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

где S_c – площадь сгущения, m^2 .

$$n = \frac{817,83}{452} = 1,8 \approx 2.$$

К установке принимаем два высокоскоростных сгустителя GX-24.

Технические характеристики представлены в таблице 16 [28,31].

Таблица 16 – Технические характеристики сгустителя GX-24

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

4.6 Выбор и расчет оборудования для цеха гидрометаллургии

4.6.1 Выбор и расчет оборудования для грохочения

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

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

При переработке руд с повышенной влажностью и глинистостью в операциях предварительного грохочения перед средним дроблением для выделения готового по крупности продукта используют двухситные грохоты или каскад односитных грохотов типа ГИТ [31].

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

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

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

где F – площадь поперечного сечения слоя материала в грохоте, м^2 ;

v_0 – скорость движения материала вдоль оси грохота, $\text{м}/\text{с}$;

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

Площадь поперечного сечения слоя материала, м^2 , рассчитывается по формуле:

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

где R – радиус барабана грохота, м ;

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

d – диаметр частицы раздробленного материала, м .

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

Определяем производительность барабанного грохота по формуле (37):

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

Определяем необходимое количество грохотов по формуле:

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

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

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

$$n = \frac{365,92}{237,6} = 1,65 \approx 2.$$

К установке принимаем 3 барабанных грохота ГБ- 900*2500: 2 – рабочих, 1 – запасной, для операции щепоудаления. Аналогично рассчитываем барабанные грохота для отмывки смолы и контрольного грохочения. Получаем 2 барабанных грохота ГБ-900*2500: 1-рабочий, 1-запасной, для операции отмывки, а для контрольного грохочения нужно 3 барабанных грохота ГБ-900*2500: 2 – рабочих, 1 – запасной. Технические характеристики барабанного грохота приведены в таблице 17 [33].

Таблица 17 – Технические характеристики барабанного грохота ГБ-900*2500

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

4.6.2 Расчет оборудования для процесса цианирование и сорбция

Для процесса сорбционного выщелачивания, применяются пачуки.

Общий объем аппаратов определяется по формуле:

$$V_{об} = V_{пп} * \tau, \tag{40}$$

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

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

τ – продолжительность сорбционного выщелачивания, ч.

$$V_{\text{об}} = 365,92 * 12 = 4391,04 \text{ м}^3.$$

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

$$n = V_{\text{об}}/V_{\text{п}} * K, \quad (41)$$

где $V_{\text{п}}$ – объем пачука, м³;

K – коэффициент заполнения чана, равный отношению полезного объема камеры к геометрическому. $K=0,9$. Принимаем объем пачука равный 220 м³, тогда:

$$n = 4391,04/220 * 0,85 = 17,96 \approx 18.$$

Принимаем к установке 18 пачуков для сорбционного выщелачивания. Аналогично рассчитываем пачуки для цианирования получаем 4 пачука. Так же необходимо поставить 2 пачука для контрольного улавливания смолы.

Техническая характеристика пачуков представлена в таблице 18.

Таблица 18 – Техническая характеристика пачуков

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

4.6.3 Расчет потока смолы

Определим производительность по твердому в питании сорбции:

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

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

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

$$Q_{\text{ТВ}} = 8782,17 * 2,6 / (2,6 * 1,5 + 1) = 4659,92 \text{ т/сут.}$$

Время продолжительности сорбции, час определяем по формуле [33]:

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

где V – объем пачука, м^3 ;

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

n – количество пачуков.

$$T = 220 * 18 / 365,92 = 10,82 \text{ ч.}$$

Определим количество золота. Общее количество Au, поступающего в процесс [33]:

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

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

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

Из них извлекаем Au:

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

где ε – извлечение Au, %.

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

Определим количество Au в хвостовой пульпе:

$$G_{XB} = G_{Au} - G_{изв}, \quad (46)$$

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

Находим объемную концентрацию смолы в пульпе [33,35]:

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

где S_1+S_2 – сумма смолы в цепочках;

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

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

Определяем количество смолы в цепочках по формуле:

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

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

Определим поток смолы:

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

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

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

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

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

$$G = (365,92 * 0,32 - 365,92 * 0,1)/(0,8 - 0,05) = 107,33 \text{ кг/г.}$$

Ежечасно для извлечения 281,77 грамм Au в технологический процесс загружаем и выводим 107,33 кг смолы, что в объеме будет равно:

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

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

$$V_G = 107,33 * 2,8 = 300,54 \text{ л/ч.}$$

Находим расход смолы на безвозвратные потери по формуле [33,35]:

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

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

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

Общая потребность смолы в сутки с учетом безвозвратных потерь:

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

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

Переводим в объем:

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

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

Выполняем проверку:

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

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

Из них 8,2148 м³/сутки смолы необходимо выводить на регенерацию предварительно насытив ее Au.

Определяем количество NaCN, необходимое для растворения Au:

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

где C – концентрация NaCN, мг/л.

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

Годовой расход смолы равен 0,02 кг/т. Процесс сорбционного выщелачивания проводится с ионообменной смолой марки PuroGold.

4.6.4 Отделение десорбции и регенерации ионообменной смолы

Продвижение смолы в отделении регенерации осуществляется по цепочке однотипных колонн объемом 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 [33,35]:

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

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

V_k – объем колонны, м³.

$$n = 14,2 * 10 / 15 = 7,6 \approx 8.$$

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

Таблица 19 – Техническая характеристика колонны регенерации

Параметры	Значения
Диаметр, мм	1400
Высота, мм	9000
Объем, м ³	15
Рабочий объем, м ³	14,2
Масса, кг	2400

4.6.5 Расчет и выбор оборудования для электролиза

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

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

Электролизер представляет собой ванну, изготовленную из титанового сплава, внутрь которого вставлены катодные блоки. Анодами служат платиновая сетка [35].

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

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

Сбор и удаление катодного осадка осуществляется при выключенном выпрямителе электролизера [14]. Подачу товарного регенерата и анолита прекращают, закрыв ручные вентили. Отсоединяют от зонты–крышки гибкие вентиляционные рукава и открывают электролизер. Отсоединяют электропитание и производят полную разборку электролизера и катодных блоков. Катодные блоки отсоединяют от проводов, вынимают из электролизера, переносят на противень и производят очистку порошкообразного катодного осадка. Осевший на дно ванны электролизера катодный осадок (шлам) после перемешивания сливают на нутч-фильтр. Параметры электролиза приведены в таблице 20.

Таблица 20 – Параметры электролиза золота и серебра

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

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

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

Для осуществления процесса электролиза к установке принимаем 4 электролизера марки ЭМ-90 с площадью катодов 140 м². Технические характеристики электролизера представлены в таблице 21 [21].

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

Таблица 21 – Технические характеристики электролизера ЭМ-90

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

4.7 Выбор и расчет вспомогательного оборудования

4.7.1 Выбор и расчет пластинчатого питателя

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

Пластинчатые питатели представляют собой конструкцию, состоящую из сварной рамы на которой смонтированы валы, ролики, пластинчатое полотно, площадки обслуживания и бункер [37].

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

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

где B – ширина ленты, м;

h – высота слоя материала на ленте, м;

v – скорость движения ленты, м/с;

γ_n – насыпная масса материала, т/м³;

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

Определяем ширину ленты B , мм по формуле:

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

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

$$B \geq 2 * 750 = 1500 \text{ мм.}$$

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

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

Исходя из полученных данных, а также расстояния от аккумулирующего бункера до дробилки выбираем пластинчатый питатель 2-15-90 для стадии дробления. По аналогии выбираем пластинчатые питатели

2-12-90 для стадии измельчения, их технические характеристики заносим в таблицу 23 [37].

Таблица 23 – Технические характеристики пластинчатых питателей

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

4.7.2 Выбор и расчет ленточных конвейеров

Ленточные конвейеры относятся к наиболее распространенным транспортирующим машинам непрерывного действия. Конвейеры классифицируются по следующим основным признакам: по назначению – общего назначения, подземные, карьерные; по типу приводных устройств – одного- и многоприводные; по конструктивному исполнению – стационарные, передвижные [37].

Рассчитаем производительность ленточных конвейеров по формуле:

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

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

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

ρ – насыпная плотность груза, т/м^3 ;

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

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

Исходя из полученных данных принимаем к установке ленточный конвейер с шириной ленты 1000 мм для транспортирования руды на рудный двор. Аналогично рассчитываем ленточный конвейер с шириной ленты 1000 мм для транспортирования руды до цеха измельчения. Технические характеристики ленточного конвейера представлены в таблице 24.

Таблица 24 – Технические характеристики ленточного конвейера

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

4.7.3 Выбор и расчет песковых насосов

Насосы. Широко используются центробежные насосы, осевые и диагональные. По назначению центробежные насосы классифицируют на грунтовые, песковые, для чистой воды, для агрессивных сред. Принято классифицировать центробежные насосы по коэффициенту быстроходности, так как их классификация только абсолютному напору и подача не может полностью характеризовать насос: один и тот же насос может развивать различные подачу и напор в зависимости от частоты вращения вала. По коэффициенту быстроходности центробежные насосы классифицируют на тихоходные ($n=40-80 \text{ мин}^{-1}$); нормальные ($n=80-150 \text{ мин}^{-1}$); быстроходные ($n=150-300 \text{ мин}^{-1}$) [37].

Необходимая производительность насоса рассчитывается по формуле:

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

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

a – содержание твердого в пульпе, доли единиц.

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

Исходя из полученных данных к установке для классификации материалов на гидроциклоны, для подачи пульпы на них, принимаем 8 центробежный песковой насос Варман 8/6: 4 – рабочих, 4 - запасных. Аналогично рассчитываем песковые насосы для откачки пульпы на хвостохранилище по объему и плотности потоков поступающих в хвостовой зумпф, принимаем к установке Варман 8/6: 1- рабочий, 1- запасной. Технические характеристики насоса приведены в таблице 25.

Таблица 25 – Технические характеристики центробежного насоса Варман 8/6

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

4.7.4 Выбор подъемно-транспортных устройств

Грузоподъемность крана в цехе дробления определяется исходя из веса дробящего конуса дробилки и веса опорного блока дробилки. К установке в цехе дробления принимаем мостовой кран грузоподъемностью пятьдесят тонн.

Грузоподъемность крана в цехе измельчения определяется выбранным методом ремонта. Принимаем сменно-узловой метод ремонта. К установке принимаем мостовой кран грузоподъемностью 50/30 тонн [35,37].

5 ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЕ СЛУЖБЫ

5.1 Электроснабжение

Предприятие расположено в Селемджинском районе Амурской области и входит в зону действия ОАО «ДРСК» (Дальневосточная распределительная сетевая компания).

Внешнее электроснабжение предприятия осуществляется от ПС «Стойба» по двухцепной ВЛ-110кВ протяженностью 37 км. На площадке фабрики имеется ПС-110/35/6кВ «Маломыр» с двумя трансформаторами мощностью по 16000 кВА. Для осуществления присоединения ВЛ-110кВ на существующей ПС «Стойба» проведена реконструкция ОРУ-110кВ [39].

Для электроснабжения высоковольтных двигателей мельниц и организации схемы электроснабжения промплощадки обогатительного комплекса предусматриваются отдельно стоящий РП-6кВ. От КРУН-6 подстанции 110/35/6кВ «Маломыр» до РП-6кВ фабрики кабели прокладываются по кабельной эстакаде.

Потребители на напряжение 0,4 кВ получают питание от трансформаторных подстанций 6/0,4 кВ наружной и внутренней установки и подключённых к РП-6кВ кабельными линиями. Кабельные линии по площадке фабрики прокладываются в основном по технологическим эстакадам [21,39].

Для питания силовых потребителей и управления механизмами используются щиты станции управления, комплектные устройства ПР8500, РУСМ8100, Я5100, посты ПКУ15. Для питания электроприводов конвейеров, грохотов, насосов Warman применены устройства плавного пуска ИРБИ83 ООО «НПФ ИРБИС», г. Новосибирск. В насосных и на площадках водозаборных сооружений устанавливаются ящики управления серии РУСМ.

5.2 Теплоснабжение

Источником теплоснабжения систем отопления и вентиляции являются котельные, работающие на дизельном топливе:

- котельная вахтового поселка - 4,4 МВт;
- котельная промплощадки ГТК – 3,8 МВт;
- котельная обогатительной фабрики – 10,4 МВт;

Теплоноситель: для сооружений вахтового поселка – вода; для зданий обогатительной фабрики – вода; для сооружений промплощадки ГТК – вода.

Температурный график систем отопления – 95/70 °С.

Для ЗИФ предусмотрена надземная прокладка тепловых сетей по эстакадам и низким опорам и внутренняя прокладка по корпусам и галереям комплекса. На участке АБК – проходная трубопроводы отопления совместно с трубопроводом воды питьевого качества проложены под проезжей частью в непроходном сборном ж/б канале с устройством разгрузочных плит [21,39].

Трубопроводы систем отопления, теплоснабжения воздухонагревателей систем вентиляции и воздушно-тепловых завес зданий и сооружений проложены открыто по стенам, по полу, с огибанием колонн, ворот, дверных проемов.

В местах пересечения трубопроводами перекрытий, внутренних стен и перегородок предусмотрены гильзы из негорючих материалов.

В качестве трубопроводов систем отопления и теплоснабжения приточных установок и завес приняты:

- трубы стальные водогазопроводные для систем отопления и теплоснабжения приточных установок до $D_y=50$ мм (включительно);
- трубы стальные электросварные прямошовные для систем теплоснабжения приточных установок и отопления при диаметрах трубы более 50мм.

Изоляция подающих трубопроводов и узлов управления осуществляется Термафлексом толщиной 13мм. Перед изоляцией трубопроводы покрыты двойным слоем краски [39]

5.3 Водоснабжение и канализация

Источником питьевой воды являются скважинные водозаборы. Для обогатительной фабрики и площадки горнотранспортного комплекса – на скважинах № 1,2 (1 рабочая, 2 резервная) глубиной 100 м. Водозабор расположен на расстоянии 350 м от площадки фабрики и в 650 м от площадки горнотранспортного комплекса. В скважинах на глубине 85 м установлен артезианский насос марки ЭЦВ 6-10-110 производительностью 10 м³/час, напором 110 м. Резервные насосы (2 насоса марки ЭЦВ6-1—110) для водозаборов питьевой воды предусмотрены и хранятся на складе.

Вода питьевого качества расходуется на хозяйственные и душевые нужды трудящихся. Кроме того, на ЗИФ питьевая вода расходуется на технологические нужды экспресс-лаборатории. Производственная вода расходуется на пожаротушение (внутреннее и наружное) на промплощадках и на технологические нужды фабрики (гидроуплотнение сальников насосов, подпитка системы оборотного водоснабжения, гидроуборка помещений) [39].

На промплощадках обогатительной фабрики и горнотранспортного комплекса имеются системы хозяйственного водопровода (В1) по тупиковой схеме. Подача питьевой воды на площадки осуществляется по отдельным водоводам Ø 100 мм. На площадку фабрики подача воды осуществляется самотеком, а на площадку горнотранспортного комплекса – насосами.

Кроме того, на указанных площадках имеется система противопожарного водопровода (сухотрубная). Подача воды в кольцевые сети противопожарного водопровода (В2) площадок фабрики и горнотранспортного комплекса предусматривается от насосной станции противопожарного водоснабжения с запасными резервуарами (2х500 м³) [39].

На площадке фабрики имеется система производственного водопровода для подачи воды на технологические нужды (тупиковая). Техническая вода подается насосными станциями из накопительного прудка, расположенного на ручье Сухоныр, в резервуар объемом 1000 м³.

Горячее водоснабжение - централизованное от котельных. Подача горячей воды на площадках осуществляется совместно с теплосетями на эстакаде [12].

Система оборотного водоснабжения используется для охлаждения маслостанций и подшипников мельниц корпуса измельчения, расположенного на площадке ЗИФ.

На площадке вахтового поселка и промплощадках обогатительной фабрики и горнотранспортного комплекса имеются две системы канализации:

- канализация бытовая (К1);
- канализация ливневая (К2)

5.4 Хвостовое хозяйство

Складирование хвостов переработки руд месторождения «Маломыр» рекомендуется проводить следующим способом.

Хвосты флотации направляются на хвостохранилище наливного или намывного типа. Осветленная жидкая фаза используется в качестве оборотной воды в отделениях рудоподготовки и обогащения. В случае возникновения опасности переполнения хвостохранилища дебалансные воды подвергаются очистке и направляются на сброс в соответствии с нормами НДС [39].

Выполнение гидроизоляционных работ в настоящее время регламентируется инструкцией СН 551-82 «Инструкция по проектированию и строительству противofильтрационных устройств из полиэтиленовой пленки для искусственных водоемов» от 1982 г. В соответствии с рекомендациями этого документа для создания подстилающего слоя следует

применять песчаные грунты с максимальной крупностью частиц до 5 мм. Применение дробленого материала с крупнозернистыми частями не окатанной формы не рекомендуется из-за возможных механических повреждений экрана [18].

5.5 Реагентное хозяйство

На производстве применяются следующие реагенты:

- бутиловый ксантогенат
- вспениватель Т-92

В соответствии с ГОСТ 5044-79 «Барабаны стальные тонкостенные для химических продуктов. Технические условия», бутиловый ксантогенат поставляется на площадку в виде порошка, запечатанного в барабаны для химических продуктов. В отделении приготовления реагентов происходит его растворение в воде до получения 5% - го раствора. Готовый раствор перекачивается в отделение флотации в бак-дозатор, от куда порционно поступает в процесс. Общий расход ксантогената составляет – 125 г/т . Точки подачи ксантогената: основная флотация – 75г/т и первая контрольная флотация – 50 г/т.

Вспениватель Т-92 представляет собой прозрачную жидкость от желтого до коричневого цвета. На площадку поставляется в п/э бочках объемом 50 л. В процесс добавляется в 100% концентрации из бака дозатора в основную флотацию – 60 г/т, первую контрольную флотацию – 20 г/т и вторую контрольную флотацию – 20 г/т. Общий расход вспенивателя Т-92 составляет 100 г/т [21].

6 БЕЗОПАСНОСТЬ И ЭКОЛОГИЧНОСТЬ ПРОЕКТА

В процессе производственной деятельности основным нормативным документом, определяющим работу предприятия в области охраны труда, является Трудовой Кодекс Российской Федерации (N197-ФЗ от 30 декабря 2001 г.) [40].

6.1 Электробезопасность

Эксплуатация и ремонт электроустановок (электрооборудования, сетей электроснабжения) будет осуществляться в соответствии с действующими нормативными требованиями по безопасной эксплуатации электроустановок, ЕПБ [19].

В электрических схемах предусмотрена защита потребителей от перегрузок и коротких замыканий, все электроустановки и всё электрооборудование заземлены.

На каждом пусковом аппарате нанесена четкая надпись, указывающая включаемую им установку.

При обслуживании электроустановок применяются электротехнические средства (диэлектрические перчатки, боты и ковры, указатели напряжения, изолирующие штанги, переносные заземления и др.) и индивидуальные средства защиты (защитные очки, монтерские пояса и когти и др.).

Защитные средств удовлетворяют действующим требованиям правил применения и испытания средств защиты, используемых в электроустановках, и подвергаться обязательным периодическим электрическим испытаниям в установленные сроки.

Перед каждым применением средств защиты проверяется их исправность.

Так как район осуществления проекта относится к местности с низкими температурами, то применяется утепленные диэлектрические перчатки. Допускается применение диэлектрических перчаток совместно с теплыми

(шерстяными или другими) перчатками [19].

Включать и отключать отдельные производственные машины и механизмы с помощью пусковой аппаратуры могут лица, получившие разрешение на обслуживание этих машин и механизмов, прошедшие соответствующий инструктаж и имеющие право на самостоятельное их обслуживание. На пусковые устройства на время отключения вывешивается плакат: «Не включать!».

Места производства работ хорошо освещены в соответствии с действующими санитарными нормами. Для осветительных сетей применяется электрическая система с изолированной нейтралью при линейном напряжении не выше 220 В.

На электродвигатели и приводимые ими в движение механизмы нанесены стрелки, указывающие направление вращения механизма и электродвигателя.

Коробки выводов электрических машин и пускорегулирующей аппаратуры надежно уплотнены и закрыты крышкой [19].

6.2 Пожарная безопасность

Для тушения очагов возгорания в отапливаемых отделениях ЗИФ предусматриваются противопожарные водопроводы с пожарными кранами и огнетушители.

Строительные конструкции будут выполнены из негорючих материалов. В бытовых помещениях ЗИФ будут установлены средства автоматического пожаротушения и автоматической пожарной сигнализации [18].

Огневые работы (газосварочные, газорезательные и электросварочные) будут производиться с соблюдением требований действующих правил пожарной безопасности. У электроустановок, в бытовых помещениях будут установлены порошковые огнетушители, в отделениях -пожарные щиты и ящики с сухим песком.

При сварке все деревянные или другие горючие части сооружений, находящиеся от места сварки на расстоянии до 2 м, будут защищены негорючими материалами.

У места производства сварочных и газопламенных работ будут размещаться средства пожаротушения (огнетушитель, пожарный ствол с рукавом, присоединенный к ближайшему пожарному трубопроводу).

Все производственные и подсобные помещения, установки, сооружения и склады будут обеспечены первичными средствами пожаротушения и пожарным инвентарем, количество этих средств и их содержание должно соответствовать требованиям действующих норм пожарной безопасности. На промплощадке предусмотрено устройство противопожарного водопровода [18].

6.3 Охрана труда

Проектирование обогатительной фабрики для переработки руды месторождения «Маломыр» будет осуществляться с учетом требований следующих нормативных документов:

– Федеральный закон №116-ФЗ от 21.07.1997 – «О промышленной безопасности опасных производственных объектов» [42].

– Правила безопасности при ведении горных работ и переработки твердых полезных ископаемых – приказ Ростехнадзора от 11.12.2013 г. № 599.

– ГОСТ 12.1.004-91 ССБТ «Пожарная безопасность. Общие требования». [18].

Золотоизвлекательная фабрика по переработке руд Маломирского месторождения относится к категории опасных производственных объектов, на которых используются, хранятся, перерабатываются, транспортируются токсичные вещества (ксантогенат калия, вспеневатель Т-92).

В соответствии с этим, в проекте разработаны меры по охране труда.

Для нестандартного оборудования требования техники безопасности отражены в руководстве по их эксплуатации [19].

На основании ПБ 11-549-03 «Правила безопасности в производстве благородных металлов, сплавов и их полуфабрикатов» [41], при работе ЗИФ в дробильном отделении и главном корпусе имеют место физические и психофизиологические факторы воздействия на человека. В проекте предусмотрено устранение воздействий физического характера.

Согласно ГОСТ 12.2.105-84 «Система стандартов безопасности труда. Оборудование обогатительное. Общие требования безопасности» [19], на проектируемом объекте к опасным физическим и вредным факторам относятся: движущиеся части машин и механизмов; повышенный шум и вибрация; нагретые поверхности.

К химически опасным и вредным факторам относят: бутиловый ксантогенат, вспеневатель Т-92, пыль кремнесодержащая и др.

К психофизиологическим факторам относятся: физические перегрузки (статические, динамические); нервно-психические перегрузки (умственное перенапряжение, монотонность труда, эмоциональные перегрузки).

Мероприятия по снижению шума и вибрации:

Шум возникает при работе вентиляционных систем, технологического оборудования и передвижения транспорта.

Расчет звуковой мощности источников шума произведен в соответствии со СНиП 23-03-2003 «Защита от шума» [8].

Критерием силы воздействия шума приняты эквивалентные уровни звука на территории, непосредственно прилегающей к жилым зданиям, которые не должны превышать 55 дБА в дневное время (7.00-23.00) и 45 дБА в ночное время (23.00-7.00).

В проекте применены методы коллективной защиты от шума.

На основании СНиП 23-03-2003 «Защита от шума» [8], методы коллективной защиты от шума сводятся к следующим:

– снижение шума достигается правильной эксплуатацией машин и механизмов и применением индивидуальных средств защиты (противошумные наушники);

Снизить уровень шума помогают и конструкционные решения:

– ограждающие конструкции со звукоизолирующей минеральной прослойкой;

– инженерное оборудование располагается в отдельных изолированных помещениях, которые максимально возможно удалены от малозумных помещений с постоянным присутствием персонала;

– создание шумозащищённых зон в местах нахождения персонала;

– рациональное размещение рабочих мест;

– рациональное размещение технологического оборудования, машин и механизмов.

Для борьбы с шумом в проекте предусмотрены следующие мероприятия [8]:

– присоединение вентиляторов к воздуховодам через гибкие вставки;

– при креплении устройств и элементов инженерного оборудования предусмотрены вибро- и звукоизоляционные прокладки, препятствующие распространению вибраций и шума;

– на воздуховодах, обслуживающих административные помещения, установлены шумоглушители;

Переработка больших объемов руды, предполагает использование различного рода машин и механизмов, работа которых сопровождается вибрацией [8]. Повышенная вибрация на обогатительной фабрике наблюдается в цехах дробления и измельчения.

Вибрация – опасный физический фактор производства для здоровья работающих. Функциональные изменения, связанные с действием вибрации на человека – это ухудшение зрения, изменение реакции вестибулярного аппарата, возникновение галлюцинаций, быстрая утомляемость.

Для предотвращения вибрации устройства – источники вибрации устанавливаются на вибропоглощающих подошвах [8].

Также, к особо опасным объектам и процессам на ЗИФ относят подъёмно-транспортные работы.

На проектируемой обогатительной фабрике для ремонта и обслуживания машин и механизмов, а также для перемещения тяжелого оборудования, узлов и деталей предусмотрены необходимые грузоподъемные средства и приспособления (мостовые краны, кран-балки, тельферы, тали и др.) различной грузоподъемности.

Эксплуатация грузоподъемных средств отвечает требованиям действующих правил устройства и безопасной эксплуатации грузоподъемных кранов [28,39].

6.4 Охрана окружающей среды

Воздействие на окружающую среду осуществляет практически все производственные процессы. Это воздействие может быть как непосредственным (прямым), так и косвенным, являющимся следствием первого [38].

Прямое воздействие обусловлено технологией подготовки, вскрытия, добычи, переработки руды и прекращается с окончанием горных работ, а косвенное воздействие уже является взаимодействием нарушенных земель с компонентами природной среды.

Вредному воздействию подвержены практически все компоненты биосферы: атмосферный воздух, поверхностные и подземные воды, земли, животный и растительный мир [38].

Потенциальными источниками загрязнения окружающей среды в районе расположения обогатительной фабрики являются:

- рудный склад;

- подъездные дороги;
- транспорт и технологическое оборудование;
- главный корпус обогатительной фабрики;
- хвостохранилище хвостов раствора цианидов.

6.5 Охрана атмосферного воздуха от загрязнения

Основными источниками пыли - газообразования на карьерах, рудниках, обогатительных фабриках являются буровые станки, буровзрывные работы (БВР), экскаваторы, автосамосвалы, бульдозеры, дробильные и сортировочные установки:

- дробильный комплекс и склад исходной руды являются источниками загрязнения атмосферного воздуха пылью руды;

- погрузочно-разгрузочные операции и транспортировка руды, а также поверхность склада руды, являются источниками выбросов в атмосферу пыли руды;

- отделение гидрометаллургии является источником выбросов гидроцианида, гидроксида натрия, свинца, оксидов цинка и меди, пыли;

- хвостохранилище служит для складирования хвостов, одновременно являясь источником технического водоснабжения фабрики; в процессе работы хвостохранилища происходит намыв пляжа, в результате чего в атмосферу выделяется пыль. В процессе работы предприятия постоянно должен проводиться контроль, за загрязненностью атмосферного воздуха [14,23].

Для обеспечения комфортных условий труда в корпусе дробления предусмотрена приточно-вытяжная вентиляция и аспирация узлов перегрузки.

Воздух перед выбросом в атмосферу очищается в циклонах, способ очистки воздуха сухой [14].

Все участки снабжены автономными системами вентиляции, имеют локальную аспирацию в местах загрузки реагентов в баки. Реагентное отделение изолировано от других помещений, имеет автономную вентиляцию и канализацию с нейтрализацией и обезвреживанием стоков [14].

Производственный контроль за соблюдением санитарно-гигиенических нормативов качества воздуха рабочей зоны будет осуществляться службой охраны труда и промышленной безопасности [7].

6.6 Охрана поверхностных и подземных вод

Карьерные воды и, при необходимости, дренажные воды с отвалов после очистки используются для целей пылеподавления при буровзрывных и погрузочно-разгрузочных работах на карьере, на орошение и полив автодорог и отвалов. Воды ливневой канализации, излишки карьерных и дренажных вод после очистки сбрасываются. Воды из хвостохранилищ используются в системе полного технологического оборотного водоснабжения без сброса.

Все гидротехнические сооружения, содержащие сточные воды, токсичные отходы или технологические растворы, оборудуются противочувствительными экранами искусственного (полимерные материалы) или естественного (глина, слои вечномёрзлых пород) происхождения, а также, при необходимости, дренажными системами по ГОСТ 17.1.3.07-82 [12]. Такие мероприятия позволяют предотвратить загрязнение подземных вод.

В период ликвидации предприятия основными источниками загрязнения поверхностных вод будут консервируемые хвостохранилища (очистка и сброс жидкой фазы) и площади рекультивируемых земель (поверхностный сток в период проведения земляных работ).

Негативного влияния на подземные воды дренажных вод хвостохранилищ не ожидается – эти гидротехнические сооружения

оборудованы системой противофильтрационных экранов и, при необходимости, системой перехвата дренажных потоков с их возвратом в хвостохранилища.

Карьерные воды и дренажные воды отвалов проходят систему качественной реагентной очистки со снижением содержания токсичных веществ до норм ПДК согласно ГОСТ 17.1.5.05-85 [13]. Они с максимальной полнотой используются в системах пылеподавления.

Воды ливневой канализации подвергаются очистке от взвешенных веществ и нефтепродуктов в специально сооруженных отстойниках. Сброс очищенных ливневых вод не приводит к загрязнению поверхностных вод с превышением норм ПДК.

После ликвидации предприятия режим питания подземных вод на большинстве территории рудника восстановится до естественного природного состояния. Любое новое техногенное влияние на подземные воды будет отсутствовать.

Единственными водными объектами, имеющими техногенное происхождение, останутся карьеры. Они заполнятся водой до отметки существующего подземного водного горизонта в течение примерно 5-8 лет за счет подземного водопритока и выпадения атмосферных осадков. Взвешенные вещества, смываемые дождями с бортов, будут осаждаться в карьере. Созданные для рудника отстойники карьерных вод будут и далее служить дополнительными сооружением для осветления вод в случае вытекания их из карьера. После прекращения горных работ содержание вредных веществ в карьерной воде не будет превышать норм ПДК и их попадание в поверхностные водоемы не приведет к загрязнению поверхностных водотоков.

6.7 Охрана почв. Рекультивация нарушенных земель

Проектируемая обогатительная фабрика является объектом интенсивного негативного воздействия на недра и почвы территории [9,20].

Основными видами воздействия на земли при сооружении и эксплуатации объектов ЗИФ являются:

1. Отчуждение земельных ресурсов.
2. Загрязнение почв выбросами проектируемого объекта и отходами производства.
3. Изменение состояния и свойств грунтов.

Следствием отчуждения земельных ресурсов для строительства объектов проектируемого комплекса является ограниченность использования территории в других хозяйственных целях на период эксплуатации предприятия [9].

Основными источниками химического воздействия на почвенный покров будут являться: площадка рудника, площадка ЗИФ, рудовозные автодороги.

Почвы территории Маломырского месторождения сформировались в однородных биоклиматических условиях, в зоне буротаежных холодных длительно-промерзающих почв под лесной растительностью. Верхний почвенный слой представлен лесной подстилкой из опада хвои, листьев, корней растений и мхов. Маломощный гумусовый горизонт представлен минеральной фракцией с редкими органогенными включениями мощностью 3-10 см. Отсюда мы наблюдаем повышенные фоновые содержания по фосфору, бору и др. элементам, однако плодородными они не являются [10]. Почвы иллювиального горизонта сложены суглинком темно серого цвета с содержанием дресвы до 80% и щебня до 20% [21].

Повышенное содержание мышьяка (8,4-15,3 мг/кг, ПДК 2), вольфрама (3,1-20 мг/кг, ПДК 1,5) и олова (5,1-6,9 мг/кг, ПДК 4,5) относительно ПДК отмечено в обоих горизонтах [21].

По содержанию нормированных компонентов почвы Маломырского месторождения характеризуются природным аномальным фоном и по

критериям экологического состояния оцениваются как допустимые, умеренно опасные, опасные и чрезвычайно опасные .

Для сохранения почв необходимы будут мероприятия по минимизации неблагоприятных воздействий.

На основании ГОСТ 17.4.3.04-85 «Охрана природы. Почвы. Общие требования к контролю и охране от загрязнения» [16], для снижения воздействия на земельные ресурсы предусматриваются следующие мероприятия:

- выполнение строительных и эксплуатационных работ строго в рамках проекта для предотвращения нарушения прилегающих территорий;

- организация складирования и временного накопления отходов производства и потребления в специально отведенных местах, на специально оборудованных площадках;

- в соответствии с ГОСТ Р 55086-2012 «Ресурсосбережение. Обращение с отходами. Базовые показатели для обеспечения экологической безопасности при ликвидации отходов» [15], для предотвращения загрязнения грунтов фильтрационными стоками, в конструкции ограждающих дамб секций хвостохранилища предусмотрены противофильтрационные экраны.

- в соответствии с ГОСТ 17.5.1.02-85 «Охрана природы. Земли. Классификация нарушенных земель для рекультивации » [17], на предприятии предусматривается выполнение рекультивации нарушенных земель.

Рекультивация производственных площадок и инженерных коммуникаций, будет производиться по окончании срока эксплуатации.

Состав планируемых мероприятий по рекультивации нарушенных земель определяется, исходя из природного состояния земельных ресурсов в районе месторождения, естественного ландшафта местности,

прогнозируемого состояния нарушенных земель и способности земель к восстановлению.

При проведении рекультивации земель должны быть выполнены следующие основные работы [17]:

На площадке рудника и на площадке ЗИФ:

- оборудование –технологическое, электротехническое, сантехническое – демонтируется и вывозится;

На площадке хвостового хозяйства:

- по окончании заполнения секции хвостохранилища рекультивируются;

- вода из верхних секций сливается в нижерасположенные секции хвостохранилища;

- поверхность хвостов засыпается слоем $t = 0,5$ м галечникового грунта, разрабатываемого в отвалах, расположенных в нижнем бьефе хвостохранилища;

- трубопроводы демонтируются и вывозятся на площадку складирования.

7 СПЕЦИАЛЬНАЯ ЧАСТЬ. ОСОБЕННОСТИ СОРБЦИОННОЙ ТЕХНОЛОГИИ

7.1 Основы процесса сорбционного цианирования золота

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

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

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

К их числу следует отнести:

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

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

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

3) большую энергоемкость и высокую стоимость эксплуатации фильтровального оборудования;

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

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

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

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

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

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

растворов и золотосодержащих осадков, что особенно ценно при цианировании труднофилтруемыми и сгущаемыми глинистыми и шламистыми пульп. Значительным преимуществом процесса является также понижение активности природных сорбентов, содержащихся в некоторых рудах, при введении в пульпу достаточного количества более сильных сорбентов, вследствие чего повышается извлечение золота и серебра [2].

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

7.2 Технология сорбционного извлечения золота

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

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

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

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

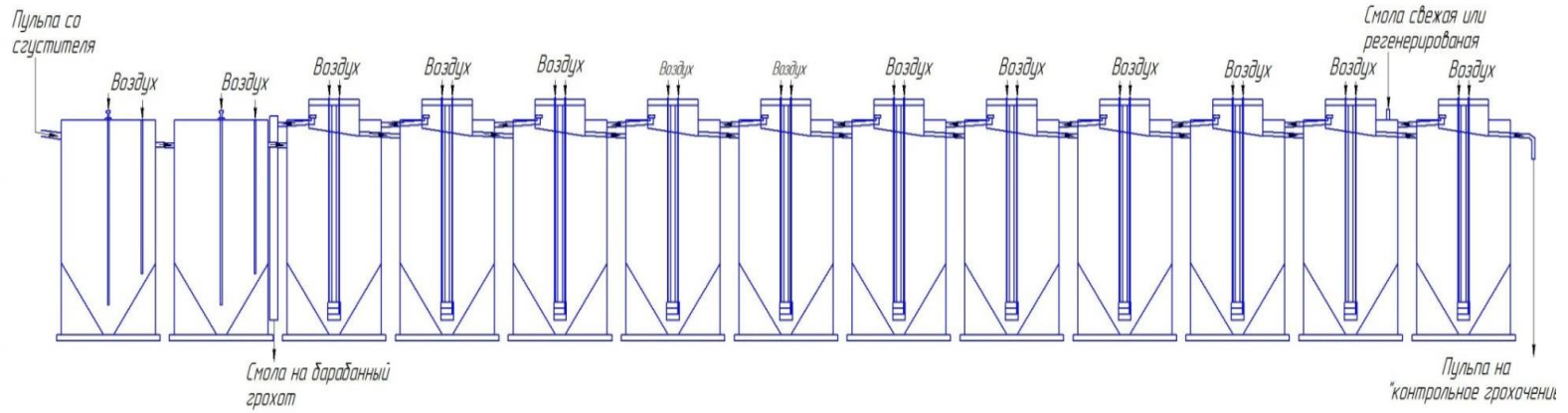
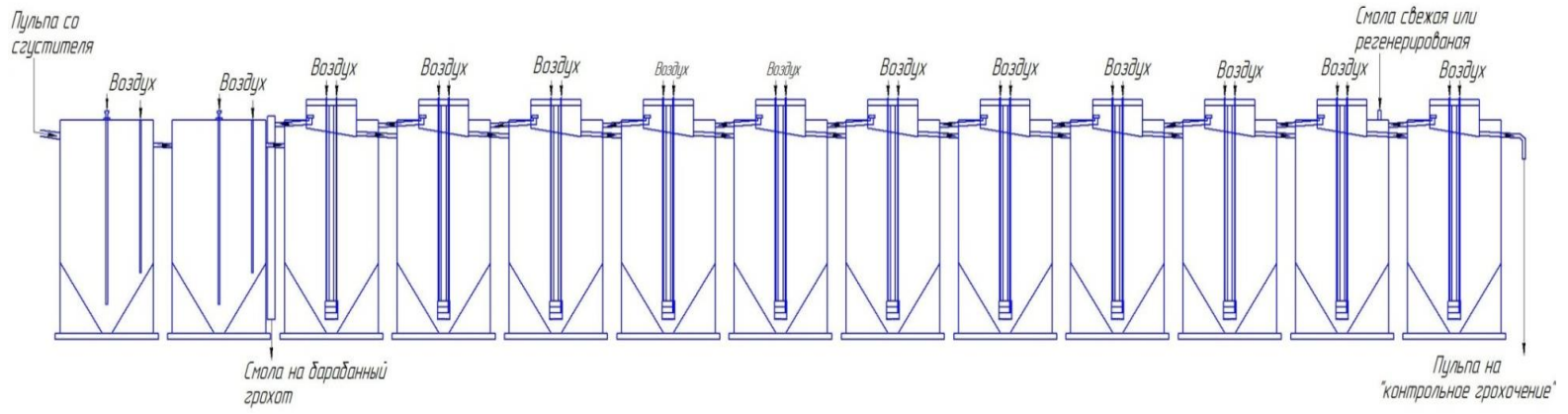
В «предхвостовые» пачуки сорбции подается свежая или регенерированная ионообменная смола (PUROGOLD), которая передвигается

от одного пачука к другому в направлении, противоположном потоку пульпы (противотоком). Насыщенная золотом смола выводится из головных пачуков сорбции.

Рисунок 3 – Технологическая схема сорбционного извлечения золота

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

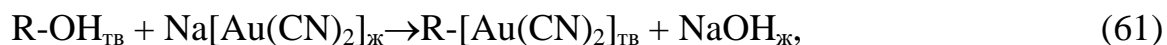
Каждый из пачуков сорбции оборудован системой «барботаж–эрлифт». При работе барботажа смола и пульпа перемешиваются, жидкая фаза пульпы насыщается кислородом воздуха, т.е., создаются и поддерживаются необходимые условия, во-первых, для дальнейшего протекания реакции цианирования и, во-вторых, для сорбции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



Технологическая схема сорбционного извлечения золота

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

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



где R – радикал смолы.

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

В процессе сорбции происходит не просто насыщение смолы указанными анионами, но и вытеснение с активной поверхности смолы одних анионов (находящихся правее в ряду селективности) другими анионами (находящимися левее в ряду селективности). Таким образом, в процессе сорбции идет интенсивный ионный обмен, в результате которого на смоле накапливается преимущественно золото, поскольку у комплексного цианидного аниона золота $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$ наибольшее сродство к смоле [2,5].

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

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

Насыщенная золотом смола, выводимая из головных пачуков обеих цепочек сорбции, поступает в промежуточные напорные емкости, откуда

самотеком по трубопроводам стекает к эрлифту. Этим эрлифтом объединенный поток смолы перекачивается на грохот, в котором смола отмывается от большей части илов. Из грохота смола самотеком поступает на концентрационный стол, где от неё отделяются пески, направляемые в отделение измельчения. Очищенная от песков смола с помощью эрлифта подается в отмывочную колонну, в которой в псевдоожиженном слое происходит более полная отмывка смолы от илов. Смола из отмывочной колонны с помощью выносного эрлифта перекачивается в колонну отделения регенерации.

7.3 Основные свойства и характеристики сорбентов

Сорбция золота и серебра из технологических растворов в промышленных условиях осуществляется в динамике пропускания растворов через слой сорбента с определенной скоростью в сорбционных колоннах. Активированный уголь, предлагаемый в качестве сорбента является превосходным сорбентом с высокими технико-экономическими показателями, но применение ионообменной смолы Puogold (рис.4) в качестве альтернативного сорбента золота на золотоизвлекательной фабрике месторождения «Маломыр».



Рисунок 4 – Ионообменная смола Puogold

Преимуществами ионообменной смолы «Puogold»; являются следующие факторы:

1. Высокая селективность смолы к благородным металлам, благодаря чему получаемые катодные осадки золота весьма высокого качества, содержание золота выше 85%. При дальнейшей переплавке катодных осадков с флюсами сплав золота лигатурного практически не содержит посторонних примесей, содержание золота составляет 96%, что позволяет значительно сэкономить на аффинаже.

2. Отсутствуют безвозвратные потери драгоценных металлов с угольной мелочью.

3. Ионообменная смола обладает большей механической прочностью по сравнению с активированным углем, что снижает потери сорбента в результате разрушения.

4. Так же смола обладает более высокой сорбционной емкостью (в 3-5 раз выше, чем у угля.)

5. Основным и самым весомым преимуществом ионообменной смолы Purogold является простая схема регенерации, включающая обработку смолы щелочно-цианистым раствором и водную отмывку смолы от реагентов.

К недостаткам смолы Purogold следует отнести высокую чувствительность сорбента к величине pH, при которой протекает процесс сорбции. Оптимальным значением pH среды является 10,2-10,3 (при pH более 10,5 происходит значительное снижение сорбционных характеристик сорбента). Проведение процесса при данных значения pH среды приводит к необходимости автоматического контроля pH пульпы цианирования и сорбции.

Матрица анионита состоит из сополимера стирола с дивинилбензолом, обработанных хлорметиловым спиртом. Содержание дивинилбензола, который служит для сшивки матрицы, составляет 10-12%, что обеспечивает смоле необходимую механическую прочность [2].

Анионит Purogold – макропористый, что значительно улучшает его кинетические характеристики, так как наличие крупных пор в ионите способствует большей скорости диффузии ионов внутри смолы, благодаря

чему увеличивается общая скорость ионообмена. По техническим условиям завода-изготовителя Purogold имеет следующие характеристики приведенные в таблицы 26.

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

Таблица 26 – Технические характеристики анионита Purogold

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

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

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

Отделение смолы от пульпы обеспечивается путем разделения потока смеси пульпы и смолы на неподвижной, наклонно установленной, металлической сетке с отверстиями 0,7×0,73×0,3 мм (сетчатый дренаж), так как размер гранул смолы (-1,6+0,6мм) значительно больше номинальной

крупности частиц пульпы ($-0,1\text{мм}$). При попадании потока пульпы на дренажную сетку смола остается в надрешетном продукте ($+0,7\text{мм}$) и попадает в смоляной желоб, а пульпа проходит сквозь отверстия и попадает в наклонно установленный пульповый карман [2].

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

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

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

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

Немаловажным достоинством активных углей является то, что они производятся из дешевого сырья (каменный уголь, древесина, отходы различных производств). Для производства анионита используются

дорогостоящие продукты, производимые химической промышленностью, - стирол, дивинилбензол, амины.

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

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

Во влажном состоянии гранулы угля имеют объемный вес больше, чем смола. Это позволяет пропускать растворы через уголь, загруженный в колонны, в 10 раз быстрее, чем через ионит. По этой же причине отмывка угля от илов и щепы происходит быстрее и качественнее, в то время как для ионита до сих пор промывка остается проблемой.

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

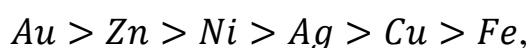
При равной емкости по металлу угли во влажном состоянии имеют в 1,5 раза большую объемную емкость, чем аниониты, что немаловажно для любого гидromеталлургического производства.

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

Ряд сродства цианидных комплексов металлов для активных углей:



ряд сродства цианидных комплексов металлов для анионита Purogold:



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

Для наглядности сравнительные характеристики анионита Purogold и активного угля, применяемых в технологии извлечения золота, сведены в таблицу 27.

Таблица 27 – Сравнительные характеристики ионита и активного угля

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

Из таблицы видно, что только по одному показателю анионит Purogold имеет несомненное преимущество перед активным углем.

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

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

Следовательно, для данного месторождения золота рассматриваемого в дипломном проекте лучше всего применить активные угли, так как здесь

высокое содержание серебра относительно золота и большое содержание примесей цинка и железа.

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 [30].

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.).

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 [30].

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 [30]:

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

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

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

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

В сочетании с режимом работы предприятия, обслуживание обогатительной фабрики осуществляется по графику сменности,

разработанным администрацией, пример графика сменности приведен в таблице 28.

Таблица 28 – График сменности

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

Для расчета эффективного рабочего времени составляется баланс рабочего времени за год который приведен в таблице 29.

Таблица 29 - Баланс рабочего времени на одного среднесписочного рабочего

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

8.2 Производственная мощность, производственная программа и товарная продукция фабрики

Производственная мощность – это максимально возможный в конкретных условиях технически и экономически обоснованный выпуск продукции необходимого качества при минимальных затратах производства и наиболее эффективном использовании оборудования [30].

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

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

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

A – число одинаковых ведущих агрегатов;

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

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

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

$$M_c = 1 * (365 - 20) * 4800 = 1656000 \text{ т/год.}$$

Производственная мощность по Au определяется как:

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

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

ε – извлечение металла в концентрат, %;

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

$$M_k = 1656000 * 1,5 * 0,8667 = 2152882,8 \text{ г/год.}$$

Показателями использования производственной мощности являются [30]:

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

где $K_э$ – коэффициент экстенсивности

$$K_э = 345 / 365 = 0,94.$$

Коэффициент интенсивности нагрузки:

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

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

$$K_{и}=220/250=0,88.$$

Интегральный коэффициент нагрузки на оборудование:

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

$$K_{ин}=0,94 \cdot 0,88 = 0,83.$$

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

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

$$ПП_c = 1656000 \cdot 0,83 = 1374480.$$

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

$$ПП_k = 2152882,8 \cdot 0,83 = 1786892,7.$$

Товарная продукция рассчитывается по ценам предприятия на продукцию [30]:

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

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

Ц – цена 1 грамма золота, руб;

n – количество видов концентратов.

$$ТП = 1 \cdot 2152882,8 \cdot 3000 = 6458648400 \text{ рублей.}$$

8.3 Численность трудящихся

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

Явочная численность трудящихся рассчитывается по формуле [30]:

$$Ч_{\text{яв}} = Н_{\text{чис}} \cdot А \cdot С, \text{ чел}, \quad (71)$$

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 $С = 4$).

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

Списочный состав рабочих (чел.) определяется по формуле:

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

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

Результаты расчета списочного состава рабочих заносятся в таблицу 30.

Таблица 30 – Расчет списочного состава рабочих фабрики

Профессия	Норматив численности, чел	Количество агрегатов, шт	Количество смен, шт	Явочная численность, чел	Списочная численность, чел
Дробильщик	0,3	1	4	1,2	4
Бункеровщик	0,3	1	4	1,2	4
Машинист питателя ДКД	0,33	1	4	1,32	4
Машинист конвейера ДКД	0,57	1	4	2,28	4
Машинист крана	0,22	1	2	0,44	2
Машинист питателя	0,51	2	4	4,08	8
Машинист мельницы	0,23	6	4	5,52	8

Продолжение таблицы 30

1	2	3	4	5	6
Машинист насосных установок	0,11	7	4	3,08	4
Аппаратчик сгустителя	0,11	1	4	0,44	4
Аппаратчик сорбции	0,15	26	4	15,6	16
Аппаратчик регенерации	0,11	17	4	7,48	8
Растворщик реагентов	0,16	8	4	5,12	8
Плавильщик	0,32	2	1	0,64	4
Машинист компрессорной	0,12	5	4	2,4	4
Пульт управл. Фабрикой	1,00	1	4	4	6
Всего по профессии				54,8	88
Вспомогательных рабочих 40 %				21,92	36
ИТОГО:				76,72	124

8.4 Производительность труда

Производительность труда характеризует количество продукции, приходящейся на одного человека за определенный промежуток времени. Различают натуральный и стоимостной методы исчисления производительности труда [30].

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

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

$$P_T = 2152882,8 / 124 / 365 = 47,57 \text{ г/чел.см.}$$

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

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

$$P_T = 6458648400 / 124 / 365 = 142701,02 \text{ руб/чел.см.}$$

8.5 Заработная плата

Существуют следующие виды заработной платы: индивидуальная, коллективная и ее подвиды: повременная и сдельная [30].

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 заработной платы рабочих положена тарифная система, устанавливающая меру оплаты труда. Составными частями тарифной системы оплаты являются тарифно-квалификационные справочники, тарифные сетки и районные коэффициенты к ним [30].

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

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

Дополнительная заработная плата включает оплату отпусков, оплату времени, затраченного на выполнение государственных и общественных обязанностей и др. Данные расчета фонда основной и дополнительной оплаты рабочих сводятся в таблицу 34 [30].

Порядок расчета следующий:

1. По тарифу за месяц, рублей

$$Z_{\text{тм}} = Z_{\text{тд}} * T * T_{\text{дн}}, \quad (75)$$

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

T – количество часов в смену, ч;

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

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

2. Доплата за работу в ночное время, рублей

$$D_1 = Z_{\text{тд}} * d_{\text{п}} * T * T_{\text{дн}}, \quad (76)$$

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

$$D_1 = 62,72 * 40 * 7 * 15 = 2634,24 \text{ руб.}$$

3. Доплата за вредные условия труда, рублей

$$D_2 = Z_{\text{тд}} * d_{\text{в}} * T * T_{\text{дн}}, \quad (77)$$

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

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

4. Премии по положению о премировании на предприятии, рублей
[30]:

$$П = (Z_{\text{тм}} + D_1 + D_2) * d_{\text{п}}, \quad (78)$$

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

5. Районный коэффициент, рублей

$$Z_{\text{р}} = (Z_{\text{тм}} + D_1 + D_2 + П) * K_{\text{р}}, \quad (79)$$

где $K_{\text{р}}$ – районный коэффициент, %.

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

6. Северная надбавка, рублей

$$ДВ = (З_{ТМ} + Д_1 + Д_2 + П) * К_{дн}, \quad (80)$$

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

$$ДВ = (10348,8 + 2634,24 + 827,9 + 5524,37) * 50 = 9667,65 \text{ руб.}$$

7. Оплата вахтовых, рублей

$$Д_3 = 350 * T_{дн}, \quad (81)$$

$$Д_3 = 350 * 15 = 5250 \text{ руб.}$$

8. Месячный фонд оплаты труда на одного рабочего, рублей

$$З_{общ} = З_{ТМ} + Д_1 + Д_2 + П + З_p + ДВ + Д_3, \quad (82)$$

$$\begin{aligned} З_{общ} &= 10348,8 + 2634,2 + 827,9 + 5524,3 + 3867 + 9667,65 + 5250 = \\ &= 38119,85 \text{ руб.} \end{aligned}$$

9. Отпуск, рублей

$$Д_о = З_{общ} / 29,4 * T_{дн}, \quad (83)$$

$$Д_о = 38119,85 / 29,4 * 4 = 5186,37 \text{ руб.}$$

10. Доплата за работу в праздничные дни, рублей [30]:

$$Д_4 = З_{дн} * T * T_{дн} * 2, \quad (84)$$

$$Д_4 = 62,72 * 11 * 1 * 2 = 1600,6 \text{ руб.}$$

11. Общий фонд заработной платы, рублей

$$З = (З_{общ} + Д_о + Д_4) * n, \quad (85)$$

где n – количество рабочих, чел.

$$З = (38119,85 + 5186,37 + 2240,86) * 2 = 91094,16 \text{ руб.}$$

По полученным расчетам составим общую таблицу заработной платы.

Таблица 31 – Годовой фонд заработной платы

Категория работающих	Численность работающих, чел.	Месячная заработная плата, руб	Годовая заработная плата, руб
Рабочие	78	2 997 290,75	35 967 489
Инженерно-технические работники	23	1 802 753,47	21 633 041,6
Служащие	50	1 908 843,06	22 906 116,72
Младший обслуживающий персонал	16	444 602,98	5 335 235,76
ИТОГО:	167	7 153 490,26	85 841 883,1

Таблица 32 – Расчет фонда основной и дополнительной оплаты рабочих

		Оклад, руб	Ночные, руб 40%	доплата за вредные условия труда 8%	Премия на 1 рабочего, 40%	Районный коэффициент, 20%	Дальневосточный коэф. 50%	Оплата вахтовых	Месячный фонд оплаты труда на 1 чел	отпуск за месяц	Количество рабочих	Работа в праздничные дни	Всего фонд зарплаты	Среднемесячная на 1 рабочего
Дробильщик 6 разряда	62,7	10348,8		827,9	4470,68	3129,48	7823,69	5250	31850,6	4506,7	2	1600,61	74315,22	37157,61
Дробильщик 6 разряда	62,7	10348,8	2634,2	827,9	5524,38	3867,06	9667,66	5250	38120	5393,9	2	2240,86	89268,67	44634,33
Маш.конвейер. ДКД 5 разряда	57,9	9551,85		764,15	4126,4	2888,48	7221,2	5250	29802,1	4216,9	2	1477,35	69515,29	34757,64
Маш.конвейер. ДКД 5 разряда	57,9	9551,85	2431,4	764,15	5098,95	3569,27	8923,16	5250	35588,8	5035,7	2	2068,29	83317,19	41658,6
Маш.питателя ДКД 4разряда	53,2	8778		702,24	3792,1	2654,47	6636,17	5250	27813	3935,4	2	1357,66	64854,49	32427,24
Маш.питателя ДКД 4разряда	53,2	8778	2234,4	702,24	4685,86	3280,1	8200,25	5250	33130,8	4687,9	2	1900,73	77538,22	38769,11
Бункеровщик 3 разряда	49,5	8162,55		653	3526,22	2468,36	6170,89	5250	26231	3711,6	2	1262,47	61147,71	30573,86
Бункеровщик 3 разряда	49,5	8162,55	2077,7	653	4357,32	3050,12	7625,31	5250	31176	4411,3	2	1767,46	72942,15	36471,08

Продолжение таблицы 32

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
Машинист мельницы 6 р	69,7	11503,8		920,3	4969,64	3478,75	8696,87	5250	34819,4	4926,8	2	1779,25	81271,63	40635,82
Машинист мельницы 6 р	69,7	11503,8	2928,2	920,3	6140,94	4298,66	10746,6	5250	41788,6	5912,9	2	2490,96	97894	48947
Машинист мельницы 5 р	64,9	10706,9		856,55	4625,36	3237,75	8094,38	5250	32770,9	4637	2	1655,99	76471,71	38235,85
Машинист мельницы 5 р	64,9	10706,9	2725,4	856,55	5715,51	4000,86	10002,1	5250	39257,3	5554,8	2	2318,39	91942,52	45971,26
Машинист питателя 4 р	49,6	8175,75		654,06	3531,92	2472,35	6180,87	5250	26264,9	3716,4	2	1264,52	61227,21	30613,61
Машинист питателя 4 р	49,6	8175,75	2081,1	654,06	4364,36	3055,05	7637,64	5250	31218	4417,2	2	1770,32	73040,73	36520,36
Машинист насосных установок 4 р	51,6	8505,75		680,46	3674,48	2572,14	6430,35	5250	27113,2	3836,4	2	1315,56	63214,76	31607,38
Машинист насосных установок 4 р	51,6	8505,75	2165,1	680,46	4540,52	3178,37	7945,92	5250	32266,1	4565,5	2	1841,78	75505,11	37752,55
Аппаратчик г/м 6 р	69,7	11503,8		920,3	4969,64	3478,75	8696,87	5250	34819,4	4926,8	4	3558,51	162543,3	40635,82
Аппаратчик г/м 6 р	69,7	11503,8	2928,2	920,3	6140,94	4298,66	10746,6	5250	41788,6	5912,9	4	4981,91	195788	48947
Аппаратчик г/	64,9	10706,9		856,55	4625,36	3237,75	8094,38	5250	32770,9	4637	4	3311,99	152943,4	38235,85

Продолжение таблицы 32

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
Аппаратчик г/м 5 р	64,9	10706,9	2725,4	856,55	5715,51	4000,86	10002,1	5250	39257,3	5554,8	4	4636,78	183885	45971,26
Аппаратчик г/м 4 р	58,6	9660,75		772,86	4173,44	2921,41	7303,53	5250	30082	4256,5	2	1494,2	70171,18	35085,59
Аппаратчик г/м 4 р	58,6	9660,75	2459,1	772,86	5157,08	3609,96	9024,9	5250	35934,6	5084,6	2	2091,87	84130,44	42065,22
Аппаратчик г/м 3 р	53,5	8822,55		705,8	3811,34	2667,94	6669,85	5250	27927,5	3951,6	2	1364,55	65122,81	32561,4
Аппаратчик г/м 3 р	53,5	8822,55	2245,7	705,8	4709,64	3296,75	8241,87	5250	33272,3	4707,9	2	1910,38	77870,91	38935,46
Аппаратчик сгустителя	55,3	9124,5		729,96	3941,78	2759,25	6898,12	5250	28703,6	4061,5	2	1411,26	66941,41	33470,71
Аппаратчик сгустителя	55,3	9124,5	2322,6	729,96	4870,82	3409,58	8523,94	5250	34231,4	4843,6	2	1975,76	80125,82	40062,91
Растворщик реагентов	48,4	7987,65		639,01	3450,66	2415,47	6038,66	5250	25781,5	3648	4	2470,85	120188,6	30047,16
Растворщик реагентов	48,4	7987,65	2033,2	639,01	4263,95	2984,77	7461,92	5250	30620,5	4332,7	4	3459,18	143272,1	35818,01
Плавильщик 6 р	69,7	11503,8		920,3	4969,64	3478,75	8696,87	5250	34819,4	4926,8	4	3558,51	162543,3	40635,82
Машинист компрессорной	53,6	8835,75		706,86	3817,04	2671,93	6679,83	5250	27961,4	3956,4	2	1366,6	65202,31	32601,15
Машинист компрессорной	53,6	8835,75	2249,1	706,86	4716,68	3301,68	8254,2	5250	33314,3	4713,9	2	1913,23	77969,49	38984,74

Продолжение таблицы 32

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
Машинист крана 5 р	62,9	10376,9		830,15	4482,8	3137,96	7844,9	5250	31922,7	4516,9	2	2246,93	75126,14	37563,07
Грузчики	52,5	8657,55		692,6	3740,06	2618,04	6545,11	5250	27503,4	3891,6	4	3749,3	129329,3	32332,32
Водитель погрузчика	54,5	8987,55		719	3882,62	2717,84	6794,59	5250	28351,6	4011,7	2	1946,1	66672,61	33336,31
Уборщица служебных помещений	38,3	6311,25		504,9	2726,46	1908,52	4771,31	5250	21472,4	3038,3	2	1366,6	50388,02	25194,01
Повар	44,5	7334,25		586,74	3168,4	2217,88	5544,69	5250	24102	3410,3	6	4764,33	169838,1	28306,36
Работник охраны	39,5	6509,25		520,74	2812	1968,4	4920,99	5250	21981,4	3110,3	4	2818,94	103185,6	25796,4
Работник охраны	39,5	6509,25	1656,9	520,74	3474,76	2432,33	6080,82	5250	25924,8	3668,3	4	2818,94	121191,2	30297,8
Контролер	51,6	8505,75		680,46	3674,48	2572,14	6430,35	5250	27113,2	3836,4	2	1841,78	63740,98	31870,49
Контролер	51,6	8505,75	2165,1	680,46	4540,52	3178,37	7945,92	5250	32266,1	4565,5	2	3683,56	77346,88	38673,44
Сварщик 6	78,4	12939,3		1035,1	5589,78	3912,84	9782,11	5250	38509,2	5448,9	6	8405,37	272153,9	45358,99

Продолжение таблицы 32

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
Сварщик 6 раз	78,4	12939,3	3293,6	1035,1	6907,23	4835,06	12087,7	5250	46348	6558,1	2	2801,79	108614	54307,02
Слесарь 6 р	72,7	11998,8		959,9	5183,48	3628,44	9071,09	5250	36091,7	5106,9	4	5196,28	169990,6	42497,64
Слесарь 5 р	67,9	11201,9		896,15	4839,2	3387,44	8468,6	5250	34043,2	4817	2	2425,57	80146,05	40073,02
Слесарь 5 р	67,	11201,9	2851,4	896,15	5979,75	4185,83	10464,6	5250	40829,5	5777,2	2	2425,57	95639,09	47819,54
Энергетик	67,9	11201,9		896,15	4839,2	3387,44	8468,6	5250	34043,2	4817	4	4851,15	160292,1	40073,02
Энергетик	67,9	11201,9	2851,4	896,15	5979,75	4185,83	10464,6	5250	40829,5	5777,2	2	2425,57	95639,09	47819,54
Лоборанты	45,	7548,75		603,9	3261,06	2282,74	5706,86	5250	24653,3	3488,4	4	3269,11	115835,8	28958,94
Лоборанты	45,8	7548,75	1921,5	603,9	4029,66	2820,76	7051,91	5250	29226,5	4135,4	4	3269,11	136716,8	34179,2
Машинист насосных установок на тех. вод4 р	53,6	8835,75		706,86	3817,04	2671,93	6679,83	5250	27961,4	3956,4	2	1913,23	65748,95	32874,47
Машинист насосных установок на тех. вод4 р	53,6	8835,75	2249,1	706,86	4716,68	3301,68	8254,2	5250	33314,3	4713,9	2	1913,23	77969,49	38984,74
Регл. Хвостового хозяйства	48,5	7997,55		639,8	3454,94	2418,46	6046,15	5250	25806,9	3651,6	4	3463,47	121297,4	30324,36

Продолжение таблицы 32

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
Регл. Хвостового хозяйства	48,5	7997,55	2035,7	639,8	4269,24	2988,47	7471,17	5250	30652	4337,1	2	1731,74	71709,96	35854,98
Итого:		499401	55266	39952	237847	166493	416233	278250	1693442	239616	144	136945	5350737	1983287

Должностные оклады руководящих и инженерно-технических работников обогатительных фабрик приведены в таблице 33.

Таблица 33 – Оклады руководящих и инженерно-технических работников

		Оклад, руб	Ночные, руб 40%	доплата за вредные условия труда 8%	Премия на 1 рабочего, 40%	Районный коэффициент, 20%	Дальневосточный коэф. 50%	Оплата вахтовых	Месячный фонд оплаты труда на 1 чел	отпуск за месяц	Количество рабочих	Работа в праздничные дни	Всего фонд зарплаты	Среднемесячная на 1 рабочего
Директор	300	48000			19200	13440	33600	5250	119490	16907	1		136397,4	136397,4
Главный инженер	265	42400			16960	11872	29680	5250	106162	15022	1	9467,92	130651,5	130651,5
Начальник производства	228	36480			14592	10214,4	25536	5250	92072,4	13028	1	8145,98	113246,3	113246,3
Начальник хвостового хозяйства	200	33000			13200	9240	23100	5250	83790	11856	1	7145,6	102791,6	102791,6
Главный	142	23430			9372	6560,4	16401	5250	61013,	8633	2	5073,38	144366,	72183,28

Продолжение таблицы 33

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
Главный механик	200	32000			12800	8960	22400	5250	81410	11519	1	7145,6	100074,8	100074,8
зав главного механика	180	28800			11520	8064	20160	5250	73794	10442	1	6431,04	90666,64	90666,64
Начальник ОТК	164,3	26288			10515,2	7360,64	18401,6	5250	67815,4	9595,7	1	5870,11	83281,2	83281,2
Зав складского хозяйства	98,82	16305,3			6522,12	4565,48	11413,7	5250	44056,6	6233,9	2	3530,64	104111,6	52055,8
Мастер ОТК	95,66	15783,9		1262,7	6818,64	4773,05	11932,6	5250	45820,9	6483,5	2	3417,74	108026,6	54013,31
Мастер тех производства	127,3	20999,6		1680	9071,81	6350,26	15875,7	5250	59227,2	8380,5	4	9094,21	279525	69881,25
Мастер тех производства	127,3	20999,6	5345,3	1680	11209,9	7846,96	19617,4	5250	71949,2	10181	2	4547,1	168806,5	84403,26

Продолжение таблицы 33

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
Мастер механик	127,2	20979,8		1678,4	9063,25	6344,28	15860,7	5250	59176,3	8373,3	2	4542,82	139642	69821,01
Мастер хвост. Хозяйства	95,66	15783,9			6313,56	4419,49	11048,7	5250	42815,7	6058,3	2	3417,74	101165,7	50582,83
Итого		880651	60611	46253	395006	276504	691260	351750	2702035	382329	167	214775	7153490	3193337
Итого		381250	5345,3	6301	157159	110011	275027	73500	1008593	142713	23	77829,9	1802753,47	1210050

8.6 Основные фонды

8.6.1 Стоимость зданий и сооружений

Необходимо определить стоимость зданий и сооружений с учетом их строительно-монтажных работ. Результаты расчета сводятся в таблице 34.

Таблица 34 – Стоимость зданий и сооружений

Наименование	Сметная стоимость
Здания	
Главный корпус фабрики	429 592 742,94
Мех. цех с боксами	72 138 433,56
Вахтовый поселок	65 918 548,32
Корпус дробления	55 439 940,25
Компрессорная	52 020 292,51
Административно-бытовой корпус	37 616 377,85
Котельная	33 304 960,12
Насосная станция	22 791 332,48
КПП с караульными помещениями	5 385 675,51
Итого:	774 208 304,54
Сооружения	
Автодороги внутриплощадочные	26 113 831,55
Конвейерные галереи	22 654 195,34
Склад реагентов	4 100 732,87
Площадка для кислоты	1 540 547,88
Неучтенные здания и сооружения 20% от предыдущих	165 723 522,44
Итого:	220 132 830,07
Всего:	994 341 134,62

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 35 [30].

Таблица 35 – Стоимость оборудования

Наименование	Количество	Цена за единицу	Монтаж 15%	Транспортировка 20%	Общая стоимость
Автомобильные весы	1	2322053,14	348307,971	464410,628	3134771,7
Пластинчатый питатель 2-15-90	1	2280711	342106,65	456142,2	3078959,85
Дробилка Щековая ШДС-9*12	1	25890849,1	3883627,36	5178169,824	34952646,3
Ленточный конвейер	3	1656493,87	248474,080	331298,774	6708800,17
Пластинчатый питатель 2-12-90	2	1321818,72	198272,808	264363,744	3568910,54
Мельница ММС	2	68451752,5	10267762,8	13690350,5	184819731,
Классификатор 1 КСН-24	2	10749548	1612432,32	2149909,768	29023781,8
Гидроциклон	16	450000	67500	90000	9720000
Мельница шаровая	4	43269388	6490408,30	8653877,74	233654699
Грохот барабанный ГБ -900*2500	8	460099,64	69014,946	92019,928	4969076,11
Сгуститель	2	58817398	8822609,7	11763479,6	158806974,
Колонна стальная	26	1958880	293832	391776	68756688
Колонна титановая	14	1958274,9	293741,23	391654,98	37011395,6
Бак титановый	8	988977,37	148346,60	197795,474	10680955,6
Бак нержавеющий вертикальный	6	800383,02	120057,45	160076,604	6483102,4
Электролизер	4	4965369,1	744805,36	993073,82	26812993
Насос Варман 8/6	4	1151986,8	172798,02	230397,36	6220728,7
Стол концентрационный	1	5489929,6	823489,44	1097985,92	7411404,9
Кран мостовой 50т	1	662374	99356,1	132474,8	894204

1	2	3	4	5	6
Компрессор	5	1601662,5	240249,37	320332,5	10811221
Электрооборудование ЗИФ(Щиты)	1	2694692,7	404203,90	538938,54	3637835,1
Оборудование распр.устрой-ва 6 кВт.	2	5591169,1	838675,36	1118233,824	15096156
Неучтенное оборудование 7 %					60637852
Итого:					926892891

8.7 Амортизация

Размер амортизационных отчислений определяется на основе норм амортизационных отчислений и положения о порядке планирования, начисления и использования амортизационных отчислений [30].

Суммарные годовые амортизационные отчисления определяются по формуле:

$$A_{\text{год}} = \frac{\sum N_a \cdot \Phi_{\text{п}}}{100}, \quad (86)$$

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 36.

Таблица 36 – Амортизационные отчисления

Основные фонды	Удельный вес		Амортизация	
	%	Рублей	%	Рублей
Здания	31,5	774 208 304,54	3	23226249,14
Сооружения	9,0	220 132 830,10	5	11006641,51
Оборудование	26,9	661055039	18	118989907,02
Неучтенное	1,9	46273852,7	18	8329293,49

Продолжение таблицы 36

1	2	3	4	5
Инструмент	1,7	42 856 709,50	50	21428354,75
Транспортные средства	23,5	578 171 793,40	25	144542948,35
Электрооборудование	2,4	58 101 975,67	15	8715296,35
Производственный и хозяйственный инвентарь	1,6	38 485 367,60	15	5772805,14
Прочие	1,5	36 114 025,70	18	6500524,63
Итого:	100	2 455 399 898,23		348512020,37

8.8 Эффективность использования основных фондов

Фондоотдача [30]:

$$\Phi_{\text{отд}} = \text{ТП} / O_{\text{осн}}, \quad (87)$$

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

$$\Phi_{\text{отд}} = 6\,458\,648\,400 / 2\,455\,399\,898,23 = 2,63.$$

Фондоемкость:

$$\Phi_{\text{ем}} = 1 / \Phi_{\text{отд}}, \quad (88)$$

$$\Phi_{\text{ем}} = 1 / 2,63 = 0,38.$$

Фондовооруженность:

$$\Phi = O_{\text{осн}} / Ч_{\text{сп}}, \quad (89)$$

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

$$\Phi = 2\,455\,399\,898,23 / 167 = 14\,702\,993,4.$$

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 37.

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

Таблица 37 – Расчет затрат на материалы

Наименование	Единц. изм.	Расход на 1 т руды	Расход в год	Цена единицы материала, руб	Стоимость, руб
Цианид натрия	кг/т	0,62	1131500	225,31	254938265
Гидроксид натрия	кг/т	0,35	638750	37,76	24119200
Известь негашеная	кг/т	1,3	2372500	5,94	14092650
PuroGold (смола)	кг/т	0,020	36500	3022,28	110313220
Шары стальные 60 мм	кг/т	1,0	1825000	36,1	65882500
Шары стальные 100 мм	кг/т	0,85	1551250	36,1	56000125
Футеровка мельниц стальная	кг/т	0,2	365000	78,62	28696300
Футеровка мельниц резиновая	кг/т	0,0009	1642,5	5352,86	8792072,55
Сетка н/ст 0.63 мм	м ² /т	0,002	3650	745	2719250
Сетка н/ст 1.2 мм	м ² /т	0,0005	912,5	1233	1125112,5
Фильтроткань «хлорин»	м ² /т	0,0001	182,5	1380	251850
Железный купорос	кг/т	0,0007	1277,5	25,2	32193
Электрическая энергия	кВт ч/т	30,0	54750000	4,5	246375000
Теплоэнергия	Гкал/т	0,002	3650	140	511000
Вода техническая	м ³ /т	0,5	912500	107	97637500
Прочие 3 % от всего					27 344 587,14
Итого:					938 830 825,2

8.10 Себестоимость

Себестоимость – совокупность затрат в денежном выражении на обогащение руды.

На основании рассчитанных технико-экономических показателей (зарплата, основные фонды, оборотные фонды и др.) необходимо составить калькуляцию себестоимости и заполнить таблице 38 [30].

Таблица 38 – Калькуляция себестоимости переработки руды

Статьи затрат	В год, тыс.руб	Удельный вес, %
Объем переработки		
Материалы	692 455 825,2	22,1
Топливо технологическое	217 437 500,4	8,4
Электроэнергия	246 375 000	4,4
Заработная плата	85 841 883,1	2
Единый соц. налог (26 %)	22 318 889,6	0,5
Амортизация	344 512 020,41	7,32
ИТОГО:	1 608 941 118,71	44,7
Прочие расходы (10 % от ст.8)	160 894 111,87	4,5
Цеховая себестоимость	2 455 399 898,23	49,3
Общезаводские расходы (3 % от ст. 10)	73 661 996,95	1,5
Полная себестоимость	4 298 897 125,76	100

8.11 Прибыль и рентабельность

Прибыль валовая:

$$P_{в} = TP - C, \quad (90)$$

где C – полная себестоимость реализованной продукции, руб.

$$P_{в} = 6\,458\,648\,400 - 4\,298\,897\,125,76 = 2\,159\,751\,274,24.$$

Чистая прибыль:

$$P_{ч} = P_{в} - (P_{б} * N_{н})/100, \quad (91)$$

где $P_{б}$ – балансовая прибыль, руб;

$N_{н}$ – ставка налога на прибыль (24 %).

$$\Pi_q = 2159751274,24 - (6458648400 * 24)/100 = 609675658,24 \text{ руб.}$$

Рентабельность к себестоимости [30]:

$$R = \Pi_q / C * 100, \% \quad (92)$$

$$R = 609675658,24/4298897125,76 * 100 = 14,11 \%$$

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) [30].

Общая величина платы природопользователей за размещение отходов определяется по формуле:

$$\Pi_{от} = K * C_{пл} * M_{фс}, \quad (93)$$

где K – поправочный коэффициент экологической ситуации;

$C_{пл}$ – ставка платы за размещение отходов, руб/т (75 руб/т);

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

$$\Pi_{от} = 0,8 * 75 * 1656000 = 99\,360\,000 \text{ руб.}$$

8.13 Показатели экономической эффективности

Основными показателями экономической эффективности проектов в условиях рынка являются [30]:

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

Среднегодовой доход:

$$D_r = TP - O_{об}, \quad (94)$$

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

$$D_r = 6\,458\,648\,400 - 938\,830\,825,2 = 5\,519\,817\,574,8 \text{ руб.}$$

Среднегодовые капитальные затраты:

$$K_r = K_b / t_c, \quad (95)$$

где K_b – общие, суммарные капитальные вложения;

t_c – время строительства предприятия.

$$K_r = 2\,455\,399\,898,23 / 2 = 1\,227\,699\,949,11 \text{ руб.}$$

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

$$A_d = [(1+E)^t - 1] / (1+E)^T * E, \quad (96)$$

где t – время эксплуатации;

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

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

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

$$A_k = [(1+E)^t - 1] / (1+E)^{t_c} * E, \quad (97)$$

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

Рассчитывается чистый дисконтированный доход:

$$D_d = D_r * A_d - K_r * A_k. \quad (98)$$

$$D_d = 5519817574,8 * 4,74 - 1227699949,11 * 7,7 = 16710645696,4$$

руб.

Индекс доходности или уровень доходности проекта на вложенную денежную единицу [30]:

$$I_d = D_r * A_d / K_r * A_k. \quad (99)$$

$$I_d = 5519817574,8 * 4,74 / 1227699949,11 * 7,7 = 2,76.$$

При $I_d < 1$ проект эффективен.

Технико-экономические показатели сведены в таблицу 39.

Таблица 39 – Технико-экономические показатели

Показатели	Ед. измер.	Проект
Производственная мощность:	т/год	
по сырью	т/год	1656000
по концентрату	г/год	2152882,8
Численность ППП:	Человек	167
Производительность ППП	г/чел.	47,57
Годовой фонд заработной платы	Рублей	85 841 883,1
Основные фонды	Рублей	2 455 399 898,23
Оборотные фонды	Рублей	938 830 825,2
Амортизация	Рублей	348 512 020,37
Полная себестоимость	Рублей	4 298 897 125,76
Цена 1 г продукта	Рублей	3000
Себестоимость 1 т продукта	Рублей	2595,95
Реализуемая продукция	Рублей	6 458 648 400
Прибыль чистая	Рублей	609 675 658,24
Рентабельность	%	14,11

Продолжение таблицы 39

1	2	3
Плата за сбросы и размещение отходов	Рублей	99 360 000
Налог с прибыли	Рублей	1 550 075 616
ЧДД	Рублей	16 710 645 696,4
ИД		2,76
Срок окупаемости	Лет	2,97

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

На основании проделаной работы запроектирована обогатительная фабрика на базе руд Маломирского месторождения производительностью 1752000т/год.

В дипломном проекте произведен расчет качественно-количественной и водно-шламовой схем, рассчитано и выбрано основное технологическое оборудование. Проработаны вопросы водоснабжения, электроснабжения, отоплении. Изучено влияние обогатительной фабрики на компоненты окружающей среды и предусмотрены меры борьбы с вредными выбросами. Предусмотрена безопасность в цехах обогатительной фабрики.

Рассчитаны основные технико-экономические показатели: на основные фонды затрачено 2 455 399 898,23 тысяча рублей, а на оборотные 938 830 825 тысяч рублей. чистая прибыль составила 609675658,24 руб. с рентабельностью 14,11%.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

- 1 Ананьев, В.П. Инженерная геология : Учеб. для строит. спец. вузов / В.П. Ананьев, А.Д. Потапов. – М.: Высш. шк., 2005. – 575 с.
- 2 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.
- 3 Богданов, О.С. Справочник по обогащению руд. Подготовительные процессы: учеб. для вузов / О.С. Богданов. - М.: Недра, 1982. - 366 с.
- 4 Богомолов, В.И. Технологическая инструкция по переработке золотосодержащего сырья на ЗИФ ООО «Маломырский рудник». / В.И. Богомолов. – Благовещенск, 2009.
- 5 Бочаров, В.А. Технология обогащения золотосодержащего сырья / В.А.Бочаров. – М.: Руда и металлы, 2003. – 407 с.
- 6 Богданов, О.С. Справочник по обогащению руд. Основные процессы: учеб. для вузов / О.С. Богданов. - М.: Недра, 1983. – 381 с.
- 7 ГОСТ 12.1.005-96 «Общие санитарно-гигиенические требования к воздуху рабочей зоны». – М., 1996.
- 8 ГОСТ 12.1.029-80 «Средства и методы защиты от шума». – М., 2001.
- 9 ГОСТ 17.5.1.02-85 «Охрана природы. Земли. Классификация нарушенных земель для рекультивации». – М., 1985.
- 10 ГОСТ 17.4.3.01- 83 «Почвы. Общие требования к отбору проб». – М., 1983.
- 11 ГОСТ 17.4.3.04-85 «Охрана природы. Почвы. Общие требования к контролю и охране от загрязнения»
- 12 ГОСТ 17.1.3.07-82 «Гидросфера. Охрана поверхностных и подземных вод». – М., 1982.
- 13 ГОСТ 17.1.5.05-85 «Охрана природы. Гидросфера. Общие требования к отбору проб поверхностных и морских вод, льда и атмосферных осадков». – М., 1985.

- 14 ГОСТ 17.5.1.01-83 «Охрана природы. Рекультивация земель». – М. Росстандарт. 1983. - 43с.
- 15 ГОСТ Р 56598-2015 «Ресурсосбережение. Обращение с отходами. Общие требования к полигонам для захоронения отходов». – М., 2015.
- 16 ГОСТ 17.4.3.04-85 «Охрана природы. Почвы. Общие требования к контролю и охране от загрязнения». – М., 1985.
- 17 ГОСТ 17.5.1.02-85 «Охрана природы. Земли. Классификация нарушенных земель для рекультивации». – М., 1996. – 10с.
- 18 ГОСТ 12.1.004-91. Пожарная безопасность. – Взамен ГОСТ 12.1.004-85; введ. 01.07.92. Министерство внутренних дел СССР. – М.: Стандартиформ, 2006. – 2с.
- 19 ГОСТ 12.0.230-2007. Система стандартов безопасности труда. Системы управления охраной труда. Общие требования; введ. 30.06.2009. – М., 2009.
- 20 Закон Российской Федерации от 21.02.1992 «О недрах». 1992. – 29 с.
- 21 Зуев И.А. Отчет о результатах разведочных работ на месторождении рудного золота Маломыр с подсчетом запасов. / И.А. Зуев от 1982.
- 22 Климентов, П.П. Общая геология Амурской области / П.П. Климентов, Г.Я. Богданов. – М.: Недра, 2003. – 356 с.
- 23 Кутырин, И.М. Охрана воздуха и поверхностных вод от загрязнения /. Кутырин. И.М. – Наука, 1990. – 220 с.
- 24 Лодейщиков, В. В. Технология извлечения золота и серебра из упорных руд: учеб. для вузов / В.В. Лодейщиков. - Иркутск, 1999. – 452 с.
- 25 Мязин, В.П. Проектирование горно-обогачительного производства (охрана окружающей среды): учеб. пособие / В.П. Мязин. - Чита: Изд-во ЧитГУ, 2004. - 198 с.
- 26 Технологический регламент золоторудного месторождения «Маломыр». 2012.- 54 с.
- 27 Постановление правительства Российской Федерации от 22.12.1995 г. № 525 «Об утверждении основных положений о рекультивации земель,

снятии, сохранении и рациональном использовании плодородного слоя почвы» // Минсельхоз Российской Федерации. 1995. – 87 с.

28 Разумов, К.А. Проектирование обогатительных фабрик: учеб. для вузов / К.А. Разумов. - М.: Недра, 1982. - 518 с.

29 Савенко, С.В. Технологический отчет об инженерно-геологических условиях площадки хвостохранилища окисленных руд пускового комплекса горноперерабатывающего предприятия на базе золоторудного месторождения «Маломыр». / С.В. Савенко. – Благовещенск, 2009. - 23 с.

30 Семенова, И.В. Промышленная экология / Семенова. И.В. - М.: Недра, 2009. - 300с.

31 Справочник по проектированию рудных обогатительных фабрик: в 2 кн / гл. ред. О.Н. Тихонов. - М.: Недра. 1988. – 677 с.

32 Сапожников, С.Ю. Экономика и менеджмент: метод. указание / С.Ю. Сапожников. - Чита: Изд-во ЧитГУ. 2005, - 31 с.

33 Фатьянов, А.В. Проектирование обогатительных фабрик: Учеб. пособие/ А.В. Фатьянов. - Чита: Изд-во ЧитГТУ, 2003. - 300 с.

34 Фатьянов, А.В. Технология обогащения полезных ископаемых: учеб. пособие / А.В. Фатьянов, Л.Г. Никитина. - Чита: Изд-во ЧитГТУ, 2003. - 354 с.

35 Фатьянов, А.В. Проектирование обогатительных фабрик: справ. пособие / А.В. Фатьянов, Л.Г. Никитина. - Чита: Изд-во ЧитГУ, 2004. - 111 с.

36 Федеральная служба по экологическому, технологическому и атомному надзору от 11.12.2013 г. № 599 «Об утверждении федеральных норм и правил в области промышленной безопасности», 2013. – 125с

37 Федотов К.В. Проектирование обогатительных фабрик. / К.В. Федотов. – М.: изд. Горная книга, 2012. – 268 с.

38 Федеральный Закон «Об охране окружающей среды» . 2002. – 68 с.

39 Ярочкин, В.И. Основы безопасности предприятий: учеб. для вузов / Ярочкин В.И. - М.: Недра, 2005. - 284 с.

40 Трудовой Кодекс Российской Федерации (N197-ФЗ от 30.12. 2001 г.)

41 ГОСТ № 11-549-03 «Правила безопасности в производстве благородных металлов, сплавов и их полуфабрикатов». – 258 с.

42 Федеральный Закон №116-ФЗ от 21.07.1997 – «О промышленной безопасности опасных производственных объектов». – 1997. – 345 с.