

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
« _____ » _____ 2021г.

ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ

на тему: Проектирование обогатительной фабрики на базе золотосодержащих руд месторождения Пионер. Специальная часть: технология сорбционного обогащения.

Исполнитель
студент группы 516-ос

(подпись, дата)

А.Д. Петренко

Руководитель
профессор, д.г.- м.н.

(подпись, дата)

В.Е. Стриха

Консультанты:
по разделу безопасность
и экологичность проекта
профессор, д. г.-м. н.

(подпись, дата)

Т.В. Кезина

по разделу технологическая часть
доцент, к.т.н

(подпись, дата)

К.К. Размахнин

по разделу экономика
доцент, к.г.н.

(подпись, дата)

К.К. Размахнин

Нормоконтроль

(подпись, дата)

С.М. Авраменко

Рецензент

(подпись, дата)

Л.С. Горбань

Благовещенск 2021

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

Инженерно-физический факультет
Кафедра геологии и природопользования

УТВЕРЖДАЮ
И.о. зав. кафедрой
_____ Д.В. Юсупов
« ____ » _____ 2021г.

ЗАДАНИЕ

К выпускному квалификационному проекту студента Петренко Андрея Дмитриевича

1. Тема дипломного проекта – Проектирование обогатительной фабрики на базе золотосодержащих руд месторождения Пионер. Специальная часть: технология сорбционного обогащения

(утверждено приказом от 26.08.2020 №1734-уч)

2. Срок сдачи студентом законченного проекта: 04.02.2021

3. Исходные данные к дипломному проекту: опубликованная литература, фондовые материалы, нормативные документы

4. Содержание дипломного проекта (перечень подлежащих разработке вопросов): общая часть, геологическая часть, технологическая часть, выбор и расчет основного технологического оборудования, вспомогательные службы, специальная часть, экономическая часть

5. Перечень материалов приложения: (наличие чертежей, таблиц, графиков, схем, программных продуктов, иллюстративного материала и т.п.):
4 рисунка, 35 таблиц, 8 графических приложений, 48 библиографических источников

6. Консультанты по дипломному проекту (с указанием относящихся к ним разделов): общая - Стриха В.Е., экономическая часть – Размахнин К.К.; безопасность и экологичность – Т.В. Кезина

7. Дата выдачи задания: 01.09.2020

Руководитель дипломного проекта: Стриха Василий Егорович профессор, д.г.-м.н.

(фамилия, имя, отчество, должность, ученая степень, ученое звание)

Задание принял к исполнению (дата) 01.09.2020

подпись студента

РЕФЕРАТ

Дипломный проект содержит 107 страниц, 4 рисунка, 35 таблиц, 90 формул, 48 литературных источников, 1 приложение

Объектом разработки является золотосодержащие руды Пионерского месторождения, расположенного на границе Магдачинского и Зейского районов Амурской области.

МЕСТОРОЖДЕНИЕ, ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИЕ РУДЫ, ФАБРИКА, ЗОЛОТО, ПУЛЬПА, ДРОБЛЕНИЕ, ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ, КЛАССИФИКАЦИЯ, ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЯ, СОРБЦИЯ

Основной задачей дипломного проекта является обеспечение эффективной переработки золотосодержащих руд на фоне снижения потерь ценного компонента - золота и минимизации различного рода издержек - материальных, финансовых, энергетических и т.п.

Задачи дипломного проектирования:

- в области геологии - описание минерального и вещественного состава Пионерского 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.

СОДЕРЖАНИЕ

Введение	6
1 Общие сведения о районе работ	7
2 Геологическая часть	9
2.1 Геологическая характеристика месторождения	9
2.2 Гранулометрический состав руды	10
2.3 Физико – химические свойства	10
2.4 Описание руды	11
2.5 Химический состав пробы руды	12
2.6 Минеральный состав пробы руды	13
2.7 Характеристика золота	13
3 Технологическая часть	15
3.1 Выбор и обоснование технологической схемы	15
3.2 Расчет качественно-количественной схемы	17
3.3 Расчет водно-шламовой схемы	20
4 Выбор и расчет основного и вспомогательного технологического оборудования	24
4.1 Выбор и расчет оборудования для дробления	24
4.2 Выбор и расчет оборудования для измельчения	26
4.2.1 Выбор и расчет мельницы для первой стадии измельчения	26
4.2.2 Выбор и расчет оборудования для второй стадии измельчения	29
4.3 Выбор и расчет оборудования для классификации	35
4.3.1 Выбор и расчет спирального классификатора	36
4.3.2 Выбор и расчет гидроциклона	37
4.3.3 Выбор и расчет оборудования для грохочения	40
4.4 Выбор оборудования для сгущения	42
4.5 Выбор оборудования для предварительного цианирования и сорбции	44
4.5.1 Расчет операции предварительного цианирования	44
4.5.2 Расчет количества емкостей предварительного цианирования	46

4.5.3	Расчет операции сорбционного выщелачивания	47
4.5.4	Операция дисорбции	50
4.5.5	Операция электролиза	52
5	Вспомогательные службы	54
5.1	Реагентное хозяйство	54
5.2	Опробование и контроль тех процесса	54
5.3	Электроснабжение	55
5.4	Теплоснабжение	55
5.5	Водоснабжение и канализация	56
5.6	Ремонтно-механическая служба	57
5.7	Хвостовое хозяйство	58
6	Специальная часть «Технология сорбционного обогащения»	59
6.1	История возникновения	59
6.2	Механизм растворения золота в цианистых растворах	60
6.3	Описание процесса сорбции	61
6.3.1	Ионообменная технология извлечения золота «смола – в пульпе»	61
6.3.2	Сорбция золота активированным углем	63
6.4	Внедрение технологии	65
7	Экономическая часть	68
7.1	Режим работы, графики сменности, баланс рабочего времени	68
7.2	Производственная программа и товарная продукция фабрики	69
7.3	Численность трудящихся и заработная плата	71
7.4	Производительность труда	72
7.5	Заработная плата	73
7.6	Основные фонды	79
7.6.1	Стоимость зданий и сооружений	79
7.6.2	Стоимость оборудования	80
7.7	Амортизация	82
7.8	Эффективность использования основных фондов	82
7.9	Оборотные фонды	83

7.10 Себестоимость	84
7.11 Прибыль и рентабельность	84
7.12 Определение платы за загрязнение окружающей среды	85
7.13 Показатели экономической эффективности	85
8 Безопасность и экологичность проекта	88
8.1 Производственная безопасность	88
8.1.1 Электробезопасность	89
8.1.2 Пожаробезопасность	90
8.1.3 Охрана труда	90
8.2 Охрана окружающей среды	93
8.2.1 Воздействие на атмосферу и ее защита	94
8.2.2 Воздействие отходов на состояние окружающей среды	95
8.2.3 Охрана почв	96
8.2.4 Охрана поверхностных и подземных вод	100
8.2.5 Охрана животного и растительного мира	101
Заключение	103
Библиографический список	104

ВВЕДЕНИЕ

Золото – это главный драгоценный металл, который признан таковым по всему миру. Сегодня золото продолжает оставаться средством выравнивания платежного баланса на международном рынке в виде слитков определенного веса. Золото всегда держит прогнозируемую редкость. Золото используется в производстве ювелирных украшений, при реализации современных технологий в самых разных отраслях промышленности, а также в медицине.

Основными сырьевыми источниками золотодобывающей отрасли являются россыпные и коренные (рудные) месторождения золота. Примерно три четверти золотого потенциала России (в том числе 90% запасов коренного золота) приходится на районы Сибири и Дальнего востока. Коренные месторождения отличаются большим разнообразием состава руд, образованных преимущественно кварцем с включениями сульфидных и не сульфидных минералов [31].

Целью разрабатываемого проекта является: найти наиболее экономичный способ обогащения полезного ископаемого, обеспечивающий 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 Пионерского месторождения исследуемых руд.

- 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 – расчёт рентабельности проекта

1 ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О РАЙОНЕ РАБОТ

Золотоизвлекающая фабрика «Пионер» расположена на границе Магдачинского и Зейского районов Амурской области, в 430 км севернее города Благовещенска. Обзорная карта представлена на рисунке 1.

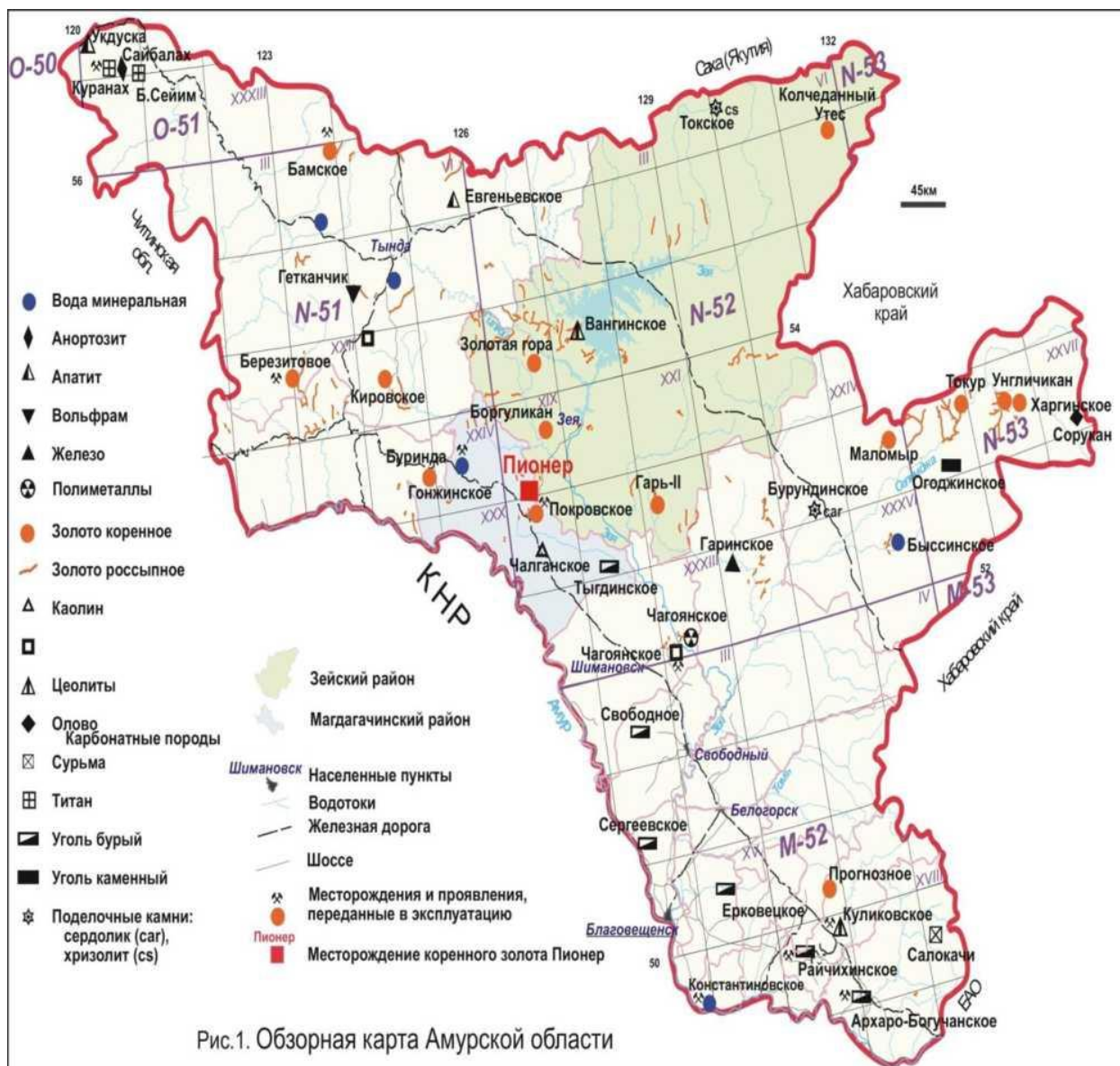


Рисунок 1 – Обзорная карта района месторождения Пионер.

Наиболее крупными населенными пунктами района являются поселок Тыгда с одноименной железнодорожной станцией Транссибирской железнодорожной магистрали, расположенный в 40 км на юг и г. Зeya – в 55 км на северо-восток от предприятия.

Ближайший населенный пункт поселок Пионер расположен в 3 км на запад от площадки месторождения. Предприятие ОАО «Покровский рудник», в состав которого входит создаваемое производство, расположено в 30 км на юг - юго-восток [31].

Климатические условия района характеризуются как влажные, с теплым летом и умеренно суровой малоснежной зимой.

По данным метеостанции Тыгда в период с 1976 – 2015 г.г. наблюдались следующие метеорологические показатели:

- среднемесячная температура воздуха января $-24,5^{\circ}\text{C}$ абсолютный минимум температуры $-48,7^{\circ}\text{C}$ мороза (наблюдался в 1996 г);
- среднемесячная температура июля $19,7^{\circ}\text{C}$ при абсолютном максимуме $37,5^{\circ}\text{C}$.

Продолжительность периода с положительными среднесуточными температурами воздуха – 184 дня. Сумма осадков за год- 494,2 мм; в том числе в летний период – 294,3 мм. Преобладающие ветры зимнего периода года: западные, северо-западные. В летний период незначительно преобладают ветры восточного направления.

В гидрографическом отношении площадка расположена в верховье реки Улунга. Ширина реки 5 – 10 м, ширина мелких водотоков 1 -3 м. В зимнее время реки полностью перемерзают. Долины рек и ручьев заболочены. От реки установлена 100 метровая водоохранная зона.

Рельеф района полого-увалистый с абсолютными отметками 290 – 350 м. Мощность делювиальных отложений составляет 2-4 м, на пониженных участках достигает 5-6 м. Аллювиальные песчано-галечниковые отложения, слагающие русла и поймы водотоков, представлены глинами, суглинками, супесями мощностью 1 – 6 м [31].

Развита сезонная и многолетняя мерзлота. Район строительства относится к зоне редколесной тайги с густым подлеском. Преобладают лиственные и хвойные леса. Залесенность составляет 60-70% территории.

2 ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

2.1 Геологическая характеристика месторождения

ОПР «Пионер» расположен в четырех км восточнее поселка Пионер в бассейне реки Улунга.

Самые древние вмещающие породы месторождения: песчаники и алевролиты верхней юры и позднеюрские гранит-порфиры магдагачинского комплекса. Около 60 % площади занимают раннемеловые гранодиориты и диориты, гранит-порфиры верхнеамурского интрузивного комплекса, относящиеся к Пионерскому массиву.

В структурном плане месторождение локализовано в эндо- и экзоконтактовой частях раннемеловой интрузии верхнеамурского комплекса. Структурная специфика площади определяется развитием нескольких систем разрывных нарушений: субширотной, субмеридиональной, северо-западной и северо-восточной. Важнейшей является рудовмещающая Пионерная структура с доминирующим северо-восточным простиранием и северо-западным падением под углами 60° – 80° . В результате геологоразведочных работ рудовмещающая структура прослежена с юга на север и далее на северо-восток от профиля 24 до профиля 420 на протяжении 4,5 км при мощности 100 – 150 м. Основные рудные зоны месторождения локализируются в единой Пионерной структуре – зоны Южная, Промежуточная, Бахмут и ее северо-восточный фланг.

В гидрографическом отношении площадка кучного выщелачивания расположена в верховье реки Улунга. Ширина реки 5 – 10 м, ширина мелких водотоков 1 – 3 м. В зимнее время реки полностью перемерзают. Долины рек и ручьев заболочены. От реки установлена 100 метровая водоохранная зона.

Рельеф района полого-увалистый с абсолютными отметками 290 – 350 м. Мощность делювиальных отложений составляет 2 – 4 м, на пониженных участках достигает 5-6 м. Аллювиальные песчано-галечниковые отложения, слагающие русла и поймы водотоков, представлены глинами, суглинками,

супесями мощностью 1 – 6 м.

В металлогеническом плане месторождение Пионер находится в Тыгда – Улунгинском рудном узле, который приурочен к вулcano – плутоническому сводовому поднятию центрального типа [9].

2.2 Гранулометрический состав исходной руды

При минералогическом анализе был проведен мокрый ситовой анализ. Гранулометрический состав по фракциям представлен в таблице 1. Таблица 1 – Ситовая характеристика руды месторождения «Пионер» с фиксацией золота и серебра по классам крупности

Класс крупности, мм	Выход класса, %	Содержание, г/т		Распределение по классам, %	
		Au	Ag	Au	Ag
-80	1,90	0,51	0,15	0,81	0,10
-80+40	10,26	1,14	0,95	9,80	3,54
-40+20	9,77	2,32	0,67	18,97	2,38
-20+10	8,44	1,89	2,97	13,36	9,11
-10+5	8,14	1,59	5,22	10,84	15,45
-5+2	6,79	1,01	5,17	5,75	12,77
-2+1	7,54	1,28	5,23	8,09	14,34
-1+0,63	2,96	0,72	5,21	1,78	5,60
-0,63+0,315	5,16	0,76	5,16	3,29	9,69
-0,315+0,16	3,86	0,43	5,14	1,39	7,21
-0,16+0	35,18	0,88	1,55	25,93	19,82
Итого	100	1,19	2,75	100,00	100,00

Из представленных в таблице данных видно, что в основном золото и серебро находится в кристаллической фракции (класс плюс 0,315мм) и составляет 72,68% и 72,97% соответственно.

2.3 Физико–механические свойства

Крепость определялась методом ударного дробления на получение готового класса крупности минус 0,5мм по ГОСТ 21153.1-75 с переходом на коэффициент крепости по шкале профессора Протодьяконова.

Расчет объёмной массы, плотности и пористости пород проводился на материале крупностью минус 0,074мм. Результаты приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Показатели физико-механических свойств руды

Физико-механические свойства			
Объемная масса (Δ), г/см ³	Плотность (δ), г/см ³	Пористость(B)	Коэф. крепости (f)
1,35	2,53	0,47	6

2.4 Описание руды

Руда представляет собой выветрелые лимонитизированные аргиллизированные диорит - порфириды с сетью кварцевых прожилков, представленных на рисунке 2.



Рисунок 2 – Аргилизированный диорит-порфирит.

Цементная часть обломков сложена тонким неравномерно зернистым хаотично расположенным кварцем. Кварц пропитан гидроксидами железа и тончайшими пилитовыми частицами. Иногда между зерен кварца трещины заполняют достаточно крупные листочки слюды. Порфиры выполнены кварцевыми обломками более крупнозернистого кварца. Местами мелкие зерна кварца образуют ореолы вокруг крупных зерен.

Редко между крупными зернами кварца «прорастают» тонкие вытянутые листоватые кварцевые зерна, расположенные как деревца,

проросшие между скалами.

Иногда обломки диорит-порфиринов пересекают кварцевые прожилки мощностью 1-3 мм. Зерна кварца в прожилках равномернозернистые и равнонаправленные.

2.5 Химический состав пробы руды

При определении химического состава пробы руды, представленного в таблице 3, используется спектральный полуколичественный, атомно-абсорбционный анализы, рентгенофлуоресцентный. Массовая доля углерода в органической форме определялась методом Кнопа. Содержание золота и серебра определялось методом пробирного анализа.

Таблица - 3 - Химический состав пробы руды

Компоненты	Массовая доля, %	Компоненты	Массовая доля, %
SiO ₂	67,9	Fe _{окисл}	1,77
Al ₂ O ₃	20,7	S _{общ}	<0,10
CaO	1,8	S _{окисл}	<0,10
Na ₂ O	0,3	As	0,033
K ₂ O	3,1	Cu	0,008
TiO ₂	0,40	Pb	<0,001
MnO	0,03	Zn	0,007
P ₂ O ₅	0,11	Sb	0,008
Fe _{общ}	1,83	Au, г/т	1,2
Fe _(S)	0,06	Ag, г/т	2,8

Из таблицы 3 видно, что основным компонентом в пробе является кремнезем – 67,9 %. Следует так же отметить долю глинозема: в пробе 20,7 %. Группа оксидов щелочноземельных металлов составляет 3,4 %, причем K₂O практически в 10 раз преобладает над Na₂O.

Основным элементом, составляющим рудную часть пробы, является железо, количество которого 1,83 %. Оно практически полностью находится в оксидной форме за исключением 0,06 %. Доля серы в пробе менее 0,1 %. Количество цветных металлов, а также мышьяка и сурьмы не превышает сотых и тысячных долей процента. По степени окисления руда относится к окисленному типу руд.

Содержание золота в пробе 1,04 г/т, серебра 2,8. Ценным элементом, представляющим промышленный интерес, является золото, серебро извлекаемое попутно.

2.6 Минеральный состав пробы руды

Для определения минерального состава проб руды выполнен рентгеновский количественный фазовый анализ (РКФА). Количественный минералогический анализ производился на исходном материале крупностью минус 2 мм /8/. Минеральный состав проб представлен в таблице 4.

Таблица 4 – Минеральный состав пробы руды

Минералы, группы минералов	Массовая доля, %
Кварц, халцедоновидный кварц, аморфный кремнезем	35,0
Калиевые полевые шпаты	6,5
Гидрослюда	27,0
Каолинит	28,0
Карбонаты (кальцит, доломит)	1,5
Гетит, лимонит, магнетит, скородит	2,0
Сульфиды (пирит, арсенопирит, пирротин)	Ед.зн.
Рутил, анатаз, сфен, гранат, циркон	Ед.зн.
Итого:	100,0

По данным таблицы 4 видно, что проба на 98 % представлена породообразующими минералами. Основными из них являются кварц (35 %) и глинисто-гидрослюдистые минералы (гидрослюда – 27 %, каолинит – 28 %).

Состав рудных минералов не отличается разнообразием и представлен оксидами и гидроксидами железа – 2 %, и сульфидами (пирит, арсенопирит) в виде единичных зерен. По количеству сульфидов проба характеризуется как убого сульфидный тип руды.

2.7 Характеристика золота

Золото в пробе находится в самородном виде, других форм не обнаружено, основной примесью золота является серебро. Содержание золота в пробе составляет 1,21 г/т.

Гранулометрия золота изучалась на продуктах гравитации и представлена в таблице 5. В пробе золота гравитационной крупности практически нет, основная его масса находится в классе крупности минус 0,074 мм (99,5 %).

Таблица 5 – Гранулометрия золота в пробе

Класс крупности, мм	-1,0 +0,5	-0,5 +0,25	-0,25 +0,15	-0,15 +0,10	-0,10 +0,074	-0,074	Итого:
Массовая доля, %	-	-	-	0,3	0,2	99,5	100,0

Для определения количества тонкодисперсного золота крупностью менее 24 мкм, на пробах руды выполнен сцинтилляционный анализ, показывающий распределение золотинок по классам крупности 25 мкм и менее (таблица 6).

Таблица 6 – Распределение тонкого золота по классам крупности

Размер золотинок, мкм	25-15	15-10	10-6	6-3	Менее 3	Всего
Кол-во золотин, шт	0	1	1	13	37	52
Массовая доля золота, %	-	5,6	1,4	10,2	5,3	22,5

Данные таблицы 6 показывают массовую долю благородного металла крупностью минус 25 мкм по отношению ко всей массе золота, а также количество зерен определенной крупности. Если сравнивать классы по количеству частиц золота, то несомненно, наибольшее их количество (37 шт.) находятся в классе крупностью менее 3 мкм. Доля золота крупностью менее 26 мкм составляет 22,3 % от общей массы золота.

Форма драгоценного металла в пробе пластинчатая, золото раскатано в тонкие лепешки, реже окатано в виде «колбасок». Встречаются золотинок неправильной формы, изогнутые, с небольшими ответвлениями. По цвету золото с чистой поверхностью, яркое медно-желтое.

Пробность золота в пробе колеблется на уровне от 769 до 879. Это характеризует благородный металл как относительно низкопробный и

средней пробы. Основной примесью в золоте является серебро.

3 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

3.1 Выбор и обоснование технологической схемы

Окисленная руда месторождения «Пионер» отличается низким содержанием золота - 1,04 г/т. Особенностью вещественного состава руды является высокое содержание глины, которая обуславливает низкую скорость просачивания растворов через слой рудного материала и требует окомкования руды в технологии кучного выщелачивания при высоком расходе связующего (цемента) - до 12 кг/т руды.

Переработка руды по фабричной технологии требует крупности измельчения руды 80-85 % класса минус 0,074 мм, что приводит к высокому расходу электроэнергии в цикле измельчения и при низком содержании металла в руде делает технологию ее переработки убыточной. В связи с этим с целью снижения капитальных и эксплуатационных затрат принята комбинированная технология с дроблением и дезинтеграцией руды, переработкой песковой фракции кучным выщелачиванием, а иловой фракции – по фабричной технологии. Такая технологическая схема позволяет уйти от операции окомкования, снижает затраты на измельчение материала и позволяет получить приемлемое извлечение золота.

При использовании растворов кучного выщелачивания в голове процесса (на рудоподготовке) реализуется измельчение руды в цианистой среде, которое позволяет на стадии измельчения и классификации извлечь в раствор 20-30 % золота и сократить продолжительность предварительного цианирования. Кроме того, поступление в цикл рудоподготовки золотосодержащих растворов КВ позволяет повысить емкость насыщенного сорбента в сравнении с отдельным извлечением золота из растворов кучного выщелачивания и из пульпы иловой фракции по фабричной технологии [3].

Т.к. цианирование окисленной руды месторождения «Пионер» протекает при сравнительно низких концентрациях цианида натрия и защитной щелочи, а ионный состав растворов достаточно простой, в качестве сорбента для реализации сорбционной технологии выбрана низкоосновная смола PuroGold.

Технология извлечения золота включает следующие операции: крупное дробление руды, полусамоизмельчение руды с ее дезинтеграцией, переработки песковой фракции по технологии кучного выщелачивания, иловой фракции – по сорбционной технологии.

Хвосты сорбции поступают на обезвреживание и далее в хвостохранилище. Для обезвреживания хвостов гидрометаллургической переработки иловой фракции рекомендована технология обезвреживания формальдегидом [4,25].

Принципиальная технологическая схема переработки окисленных руд представлена на рисунке 3.

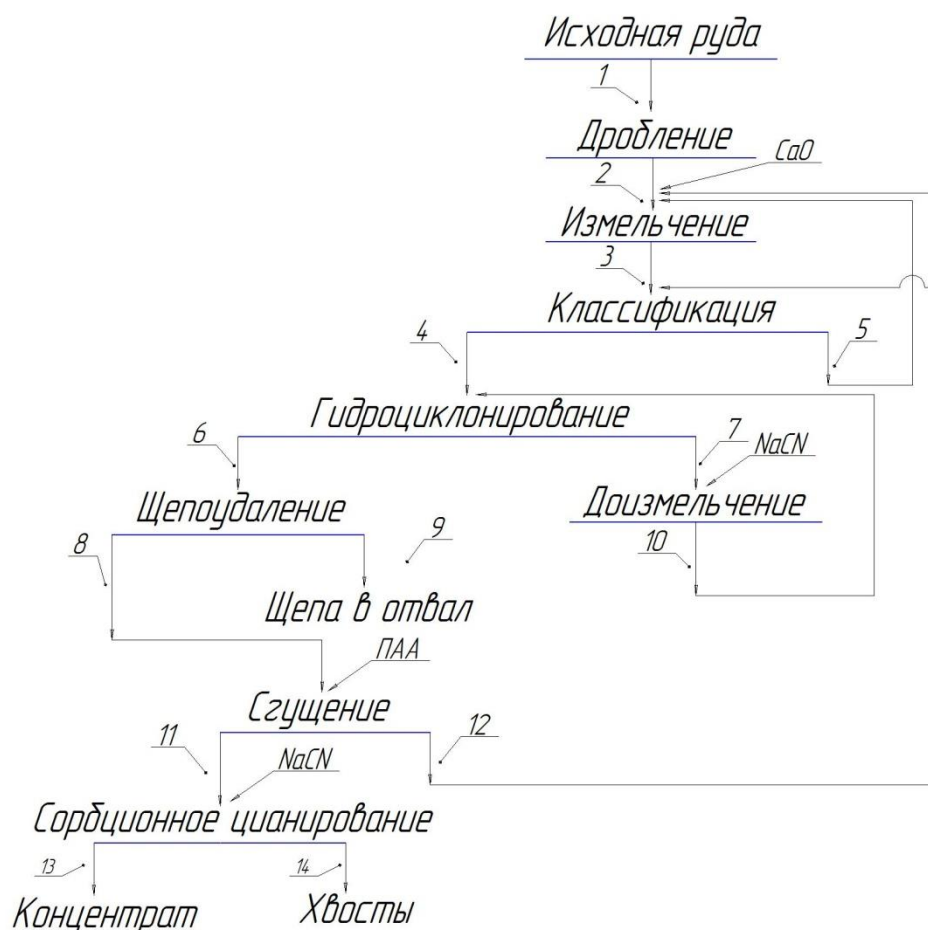


Рисунок 3 - Принципиальная технологическая схема переработки окисленных руд месторождения «Пионер»

3.2 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 [43]. Расчеты рекомендуется проводить сначала с определением показателей Q , γ , β и ϵ по формулам:

$$Q = \frac{(\gamma_n Q_1)}{100}, \quad (1)$$

Q_n – производительность цеха обогащения, т/сут;

γ_n – выход продуктов, %;

Q_1 – производительность фабрики, т/сут.

Расчет извлечения

$$\varepsilon_n = \frac{\gamma_n \beta_n}{\alpha}, \quad (2)$$

ε_n – извлечение металла в продукт, %;

β_n – содержание металла в продукте, %;

α – содержание металла в исходной руде, %.

Содержание золота в исходной руде $\alpha = 1,3$ г/т Производительность по сухому исходному сырью $Q = 8500$ 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 [43].

- 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 «баланса металлов» для расчета количественно-качественной схемы приведены в таблице 7.

Таблица 7 – Общий баланс металла

Номер продуктов	Продукты	<u>Выход γ, %</u>	<u>Содержание металла β, г/т</u>	<u>Извлечение металла ε, %</u>
1	Исходная руда	100	1,3	100
9	Хвосты	0,02	0	0
13	Концентрат	0,000047	10200000	92,31
14	Хвосты	99,98	0,1	7,69



Рисунок 4 – Схема операции обогащения

Составляем систему уравнений из рисунка 4

$$\begin{cases} \gamma_3 = \gamma_4 + \gamma_5 \\ \gamma_3 \beta_3 = \gamma_4 \beta_4 + \gamma_5 \beta_5 \end{cases} \quad (3)$$

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 8 [43].

Таблица 8 – Результаты расчетов качественно–количественной схемы

№ поз.	Наименование операции и продуктов	Выход γ , %	Производительность Q , т/сут	Содержание β , %	Извлечение ε , %
1	2	3	4	5	6
I	<i>Дробление</i>				
	Поступает:				
1	Исходная руда	100	8500	1,3	100
	Итого	100	8500	1,3	100
	Выходит:				
2	Дробленный продукт	100	8500	1,3	100
	Итого	100	8500	1,3	100
II	<i>Измельчение</i>				

	Поступает:				
2	Дробленый продукт	100	8500	1,3	100
5	Пески	150	12750	1,3	150
	Итого	250	21250	1,3	250
	Выходит:				
3	Измельченный продукт	250	21250	1,3	250
	Итого	250	21250	1,3	250
III	<i>Классификация</i>				
	Поступает:				
3	Измельченный продукт	250	21250	1,3	250
	Итого	250	21250	1,3	250
	Выходит:				
4	Слив классификатора	100	8500	1,3	100
5	Пески классификатора	150	12750	1,3	150
	Итого	250	21250	1,3	250
IV	<i>Доизмельчение</i>				
	Поступает:				
7	Пески гидроциклона	300	25500	1,95	450
	Итого	300	25500	1,95	450
	Выходит:				
10	Доизмельченный продукт	300	25500	1,95	450
	Итого	300	25500	1,95	450
V	<i>Классификация ГЦ</i>				
4	Слив классификатора	100	8500	1,3	100
10	Доизмельченный продукт	300	25500	1,95	504
	Итого	400	34000	1,78	504
	Выходит:				
6	Слив гидроциклона	100	8500	0,7	54
7	Пески гидроциклона	300	25500	1,95	450
	Итого	400	34000	1,63	504
VI	<i>Щепоудаление</i>				
	Поступает:				
6	Слив ГЦ	100	8500	0,7	54
	Итого	100	8500	0,7	54
	Выходит:				
8	Слив	99,98	8498,3	0,66	51,3

Продолжение таблицы 8

1	2	3	4	5	6
9	Хвосты	0,02	1,7		
1	2	3	4	5	6
	Итого	100	8500	0,66	51,3
VII	<i>Сгущение</i>				
	Поступает:				
8	Слив	99,98	8498,3	0,66	51,3
	Итого	99,98	8498,3	0,66	51,3
	<u>Выходит:</u>				
11	Сгущенный продукт	99,98	8498,3	0,66	51,3
	Итого	99,98	8498,3	0,66	51,3
VIII	<i>Цианирование + сорбция</i>				
	Поступает:				
11	Слив	99,98	8498,3	0,66	51,3
	Итого	99,98	8498,3	0,66	51,3
	<u>Выходит:</u>				
13	Сплав	0,0000 47	0,0009945	10200000	92,31
13	Хвосты	99,98	8498,3	0,1	7,69
	Итого	99,98	8498,3	0,1	7,69

3.3 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 [43].

С помощью формулы:

$$W_n = Q_n \cdot R_n, \quad (4)$$

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 [43].

По формуле находим объем пульпы, м³/сут:

$$V_n = Q_n \cdot (R_n + 1/\delta_n), \quad (5)$$

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

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

$$R_n = (100 - T_n)/T_n, \quad (6)$$

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:

$$T_n = 100/(R_n + 1), \quad (7)$$

Результаты расчетов каждой операции водно-шламовой схемы заносим в таблицу 9.

Таблица 9 – Результаты расчета водно – шламовой схемы

№ поз	Наименование операций и продуктов	Количество твердого Q, т/сут	Содержание твердого T, %	Разбавление R, %	Количество воды W, м³/с	Объем пульпы V, м³/с
1	2	3	4	5	6	7
I	<i>Дробление</i>					
	Поступает:					
1	Исходная руда	8500	93	0,075	637,5	3442,5
	Итого	8500	93	0,075	637,5	3442,5
	<u>Выходит:</u>					
2	Дроблен. продукт	8500	93	0,075	637,5	3442,5
	Итого	8500	93	0,075	637,5	3442,5
II	<i>Измельчение</i>					
	Поступает:					
2	Дроблен. продукт	8500	93	0,075	637,5	3442,5
5	Пески	12750	80	0,25	3187,5	7395
	Вода				5312,5	5312,5

Продолжение таблицы 9

1	2	3	4	5	6	7
	Итого	21250	70	0,43	9137,5	16150
	Выходит:					
3	Измельч. продукт	21250	70	0,43	9137,5	16150
	Итого	21250	70	0,43	9137,5	16150
III	<i>Классификация</i>					
	Поступает:					
3	Измельч. продукт	21250	70	0,43	9137,5	16150
	Вода	-	-	-	13600	13600
	Итого	21250	48,31	1,07	22737,5	29750
	Выходит:					
4	Слив классиф.	8500	30	2,3	19550	22355
5	Пески классиф.	12750	80	0,25	3187,5	7395
	Итого	21250	48,31	1,07	22737,5	29750
IV	<i>Классификац. ГЦ</i>					
	Поступает:					
4	Слив классиф.	8500	30	2,3	19550	22355
10	Доизмельченный продукт	25500	65	0,53	13515	21930
	Вода	-	-	-	7990	7990
	Итого	34000	45,45	1,21	41055	52275
	Выходит:					
6	Слив ГЦ	8500	22	3,54	30090	32895
7	Пески ГЦ	25500	70	0,43	10965	19380
	Итого	34000	45,45	1,21	41055	52275
V	<i>Доизмельчение</i>					
	Поступает:					
7	Пески ГЦ	25500	70	0,43	10965	19380
	Вода	-	-	-	2550	2550
	Итого	25500	65	0,53	13515	21930
	Выходит:					
10	Доизмельченный	25500	65	0,53	13515	21930

	продукт					
	Итого	25500	65	0,53	13515	21930
VI	<i>Щепоудаление</i>					
	Поступает:					
6	Слив ГЦ	8500	22	3,54	30090	32895
	Вода	-	-	-	1866,158	1866,158
	Итого	8500	21	3,76	31956,158	34761,158
	Выходит					
8	Слив	8498,3	21	3,76	31953,608	34758,047
9	Хвосты	1,7	40	1,5	2,55	3,111
	Итого	8500	21	3,76	31956,158	34761,158
VII	<i>Сгущение</i>					
	Поступает:					
8	Слив	8498,3	21	3,76	31953,608	34758,047
	Вода	-	-	-	4000	4000
	Итого	8498,3	18,9	4,23	35953,608	38758,047
	Выходит:					

Продолжение таблицы 9

1	2	3	4	5	6	7
11	Сгущен. продукт	8498,3	40	1,5	12747,45	15551,889
12	<u>Внутр.</u> оборот		-	-	23206,158	23206,158
	Итого	8498,3	18,9	4,23	35953,608	38758,047
VII	<i>Цианирование + сорбция</i>					
I	Поступает:					
11	Слив	8498,3	40	1,5	12747,45	15551,889
	Итого	8498,3	40	1,5	12747,45	15551,889
	<u>Выходит:</u>					
13	Сплав	0,0009945	99	0,01	0,0000994	0,000338
14	Хвосты	8498,3	40	1,5	12747,45	15551,889
	Итого	8498,3	40	1,5	12747,45	15551,889

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 [43].

$$W_1 + \sum L = \sum W_K, \quad (8)$$

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 10.

Таблица 10 – Баланс водопотребления

Поступает воды в процесс	м ³ /сут	Уходит воды из процесса	м ³ /сут
С исходной рудой	637,5	Хвосты из <u>щепоудаления</u>	2,55
В измельчение	5312,5	<u>Внутренний водооборот</u>	23206,158
В классификацию	13600	Хвосты	12747,45
В классификацию ГЦ	7990		
Доизмельчение	2550		
Сгущение	4000		
<u>Щепоудаление</u>	1866,158		
Всего поступает $W_1 + \sum L$	35956,158	Всего выходит $\sum W_K$	35956,158

4 ВЫБОР И РАСЧЁТ ОСНОВНОГО И ВСПОМОГАТЕЛЬНОГО ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ

4.1 Выбор и расчет оборудования для дробления

Определяем часовую производительность цеха дробления:

$$Q_r = \frac{k \cdot Q_{\text{сцд}}}{t}, \quad (9)$$

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/сут;

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

$$Q_r = 1,1 \cdot 8500 / 24 = 390 \text{ т/ч}$$

Определяем общую степень дробления:

$$S_{\text{общ}} = \frac{D_{\text{max}}}{d_{\text{max}}}, \quad (10)$$

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

d_{\max} – max крупность дробленной руды, мм;

$$S_{\text{общ}} = 800/250 = 3,1 \text{ мм}$$

Устанавливаем степени дробления: принимаем $S = 3,1$ [34].

Определяем условную максимальную крупность дробления продуктов после отдельных стадий дробления:

$$D = \frac{D_1}{S}, \quad (11)$$

где D_1 – крупность поступающей руды, мм;

S – степень дробления для данной стадии дробления, мм;

$$D = 800/3,1 = 258 \text{ мм}$$

Определяем ширину u разгрузочной щели:

$$i = \frac{D}{z_p}, \quad (12)$$

где z_p – относительная крупность дробленных продуктов (принимаем по данным испытаний дробимости руды, а при их отсутствии – по типовым характеристикам) [48].

$$i = 258/1,01 = 247,5 \approx 250 \text{ мм}$$

Подсчитываем ширину загрузочной щели дробилки:

$$B = 1,1 * D, \quad (13)$$

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

Подсчитываем коэффициенты загрузки дробилки [48]:

$$K = \frac{Q_{\text{расч}}}{Q_{\text{табл}}}, \quad (14)$$

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

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

$$K = 390 / (310 * 1,6) = 0,78$$

Выбираем дробилку ЩДП 12x15 с простым движением щеки так как она больше всего подходит под характеристику руды перерабатываемой на фабрике [43]. По экономическим показателям и габаритным размерам, а также по простоте конструкции она является наиболее эффективной. Технологическая характеристика дробилки приведена в таблице 11.

Таблица 11 – Технические характеристики дробилки ЩДП 12x15 с простым движением щеки

Параметры	Показатели ЩДП 12x15
Размеры приемного отверстия:	
- ширина, мм	1200
- длинна, мм	1500
Ширина разгрузочной щели, мм	150-250
Наибольший размер куска исходного материала, мм	1000
Производительность, м ³ /ч	310
Число оборотов главного вала, об/мин	150
Мощность двигателя, кВт	160
Масса дробилки без двигателя, т	116
Габариты:	
- длинна, мм	6400
- ширина, мм	6800
- высота, мм	5000

4.2 Выбор и расчёт оборудования для измельчения

Типоразмеры барабанных мельниц рассчитываются и выбираются по

методу подобия, т.е. исходя из практических данных их работы при режимах, близких к оптимальным. При этом учитываются различия в измельчаемости и крупности исходного материала, крупности измельченного продукта, размерах и способах разгрузки мельницы [34].

4.2.1 Выбор и расчет мельницы для первой стадии измельчения

Первая стадия измельчения проектируется в мельницах полусамоизмельчения с 15 % и загрузкой шаров от объема. На полусамоизмельчение поступает руда крупностью до 250 мм. Массовая доля готового класса минус 0,074 мм в разгрузке мельницы составляет $\beta_k = 45\%$. Требуемая производительность по сухому 390 т/ч.

Эталонная мельница принимается ММС-55×18, производительностью, как показывает практика работы на предприятии «рудник Пионер», 120 т/ч и объемом барабана 34,6 м³ [40].

Проектируемые мельницы – ММС-70×23 с объемом барабана 75 м³ и ММС-50×23 с объемом барабана 36,5 м³.

Расчет производительности проектируемой мельницы ведется по формуле [42]:

$$Q_{\text{п}} = Q_{\text{эт}} * \frac{V_{\text{п}}}{V_{\text{эт}}} * \left(\frac{D_{\text{п}}}{D_{\text{эт}}} \right)^{0,3} \quad (15)$$

где $Q_{\text{п}}$ – производительность проектируемой мельницы, т/ч;

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

$V_{\text{п}}$ – объем проектируемой мельницы, м³;

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

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

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

а) Для мельницы ММС 5500*1800

$$Q_1 = 120 * (34,6/34,6) * (5,5/5,5)^{0,3} = 120 \text{ т/ч}$$

б) Для мельницы ММС 7000*2300А

$$Q_2 = 120 * (75/34,6) * (7 * 5,5)^{0,3} = 279,62 \text{ т/ч}$$

в) Для мельницы ММС 5000*2300Р

$$Q_3 = 120 * (36,5/34,6) * (5,0/5,5)^{0,3} = 123,07 \text{ т/ч}$$

Определяем число мельниц по формуле [34]:

$$n = \frac{Q_{\text{исх}}}{Q_n}, \quad (16)$$

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

Q_n – производительность запроектированной мельницы, т/ч.

а) Для мельницы ММС 5500*1800

$$n = 354/120 = 2,95 \approx 3$$

б) Для мельницы ММС 7000*2300А

$$n = 354/279,62 = 1,26 \approx 2$$

в) Для мельницы ММС 5000*2300Р

$$n = 354/123,07 = 2,87 \approx 3$$

Таблица 12 – Сравнение установки мельниц по основным показателям

Размеры барабанов мельниц, мм	Число мельниц	Масса мельниц, т	Установочная мощность, кВт	Производительность т/ч	Коэффициент запаса
5500*1800	3	210	4*800=3200	100-120	4/3,94=1,01
7000*2300	2	382,5	2*1600=3200	80-320	2/1,69=1,18
5000*2300	3	200	4*630=2520	80-100	4/3,84=1,04

При сравнении по мощности, массе, и габаритных размеров, а также производительности: вариант установки двух мельниц ММС 70*23 является

более выгодным, так как будет большая экономия в объеме здания и на всем вспомогательном оборудовании. Технические характеристики выбранной мельницы представлены в таблице 13 [42].

Таблица 13 – Технологические характеристики мельницы ММС - 7000*2300

Параметры	ММС - 7000*2300
1	2
Внутренний размер барабана:	
- диаметр, мм	7000
- длина, мм	2300
Рабочий объем барабана, м ³	75
Габариты, мм	
• длина	18500
• ширина	10300
• высота	7900

Продолжение таблицы 13

1	2
Диаметр загруженных шаров, мм	100-120
Загрузка шаров от вместимости мельницы, %	16
Мощность двигателя главного привода, кВт	1600
Частота вращения барабана, мин ⁻¹	13
Частота вращения, об/мин	150
Масса мельницы (без электрооборудования), т	382,5

4.2.2 Выбор и расчет оборудования для второй стадии измельчения

Вторая стадия измельчения проектируется в мельницах измельчения с 46 % 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 $\beta_n = 35\%$; Требуемая производительность по сухому 390 т/ч.

Эталонная мельница принимается МШЦ – 32 × 54, с объемом барабана 39,6 м³, а проектируемые мельницы – МШЦ – 36 × 50 с объемом барабана 55 м³ и МШЦ - 45×50 с объемом барабана 68 м³.

Производительность эталонной мельницы рассчитываем по формуле:

$$Q_{\text{эт}} = \frac{Q_{\text{год}}}{365 \cdot 24 \cdot K_{\text{в}} \cdot K_{\text{н}}}; \quad (17)$$

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 [40].

$$Q_{\text{эт}} = 3102500 / (365 * 24 * 0,9 * 0,98) = 401,55 \approx 402 \text{ т/ч}$$

1. Выбираем эталонную мельницу. Для расчета принимаем за эталон мельницу МШЦ 3200 х 5400. Определяем для нее удельную производительность по вновь образованному классу минус 0,074 мм по формуле:

$$q_{\text{эм}} = \frac{Q(\beta_{\text{к}} - \beta_{\text{и}}) \times 4}{\pi(D - 0,15)^2 L}, \quad (18)$$

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

Q – производительность цеха, т/час;

$\beta_{\text{к}}$ и $\beta_{\text{и}}$ – содержание расчетного класса соответственно в конечных исходных продуктах;

D – диаметр барабана, м;

L – длина мельницы, м.

$$q_{\text{эт}} = 402 * (0,95 - 0,35) * 4 / 3,14 * (5,4 - 0,15)^2 * 3,2 = 3,484 \text{ т/м}^3$$

2. Определяем удельную производительность мельниц по расчетному классу с учетом поправочных коэффициентов для проектируемых мельниц: МШЦ 3200х5400, МШЦ 3600х5000, МШЦ 4500х5000 по формуле:

$$q_{\text{пр}} = q_{\text{эм}} \times K_{\text{и}} \times K_{\text{к}} \times K_{\text{д}} \times K_{\text{т}} \times K_{\text{л}} \times K_{\text{у}} \times K_{\text{ф}}, \quad (19)$$

где $q_{\text{пр}}$ – удельная производительность проектируемой мельницы, т/м³час;

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

$K_{к}$ - коэффициент, учитывающий различие в крупности исходного и конечного продуктов измельчения для проектируемых мельниц $K_{к} = 1$ [48];

$K_{д}$ - коэффициент, учитывающий различия в диаметрах проектируемой и эталонной мельниц, рассчитывается по формуле:

$$K_{д} = \sqrt{\frac{D-0,15}{D_{эт}-0,15}}, \quad (20)$$

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 3600x5000

$$K_{д2} = \sqrt{\frac{3,6-0,15}{3,2-0,15}} = 1,06$$

Для мельницы МШЦ 4500x5000

$$K_{д3} = \sqrt{\frac{4,5-0,15}{3,2-0,15}} = 1,19$$

$K_{т}$ - коэффициент, учитывающий различие в типах мельниц, принимаем по таблице [34], $K_{т} = 1$;

K_{L} - коэффициент, учитывающий различия в длинах проектируемой и эталонной мельниц, рассчитываем по формуле:

$$K_{L} = \left(\frac{L}{L_{эт}}\right)^{0,15} \quad (21)$$

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

Для мельницы МШЦ 3200 x 5400

$$K_{L1} = (5,4/5,4)^{0,15} = 1$$

Для мельницы МШЦ 3600 x 5000

$$K_{L2} = (5,0/5,4)^{0,15} = 0,99$$

Для мельницы МШЦ 4500 x 5000

$$K_{L3} = (5,0/5,4)^{0,15} = 0,99$$

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

$$K_{\psi} = \psi/\psi_{эт}, \quad (22)$$

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

K_{φ} – коэффициент, учитывающий различие объемного заполнения измельчающей средой, проектируемой и эталонной мельниц, определяем по формуле [43]:

$$K_{\varphi} = \frac{\varphi}{\varphi_{эт}}, \quad (23)$$

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

Определяем удельную производительность по формуле 19:

Для мельницы МШЦ 3200 x 5400

$$q_1 = 4,324 * 1 * 1 * 1 * 1 * 1 * 0,45 = 1,95 \text{ т/м}^3\text{час}$$

Для мельницы МШЦ 3600 x 5000

$$q_2 = 4,324 * 1 * 1 * 1,06 * 1 * 0,99 * 1 * 0,45 = 2,04 \text{ т/м}^3\text{час}$$

Для мельницы МШЦ 4500 x 5000

$$q_3 = 4,324 * 1 * 1 * 1,19 * 1 * 0,99 * 1 * 0,45 = 2,29 \text{ т/м}^3\text{час}$$

3. Определяем производительность мельниц по руде т/час, по формуле:

$$Q_n = \frac{q_n V_n}{\beta_k - \beta_n}, \quad (24)$$

где V_n – объемы сравниваемых мельниц, м³; принимаем по техническим характеристикам мельниц.

а) Для мельницы МШЦ 3200 x 5400

$$Q_1 = 1,95 * 40 / (0,95 - 0,35) = 130 \text{ т/час}$$

б) Для мельницы МШЦ 3600 x 4000

$$Q_2 = 2,04 * 55 / (0,95 - 0,35) = 187 \text{ т/час}$$

в) Для мельницы МШЦ 4500 x 5000

$$Q_3 = 2,29 * 68 / (0,95 - 0,35) = 259,5 \text{ т/час}$$

4. Определяем число мельниц по формуле 16 [43]:

а) Для мельницы МШЦ 3200 x 5400

$$n = 354/130 = 2,6 \approx 3$$

б) Для мельницы МШЦ 3600 x 5000

$$n = 354/187 = 1,8 \approx 2$$

в) Для мельницы МШЦ 4500 x 5000

$$n = 354/259,5 = 1,37 \approx 2$$

Таблица 14 – Сравнение установки мельниц по основным показателям

Размеры барабанов мельниц, мм	Число мельниц	Масса мельниц, т	Установочная мощность, кВт	Коэффициент запаса
3200x5400	4	137	4*800=3200	4/3,64=1,09
3600x4000	2	166	3*1250=3750	3/2,53=1,18
4500x5000	2	290	2*2500=5000	2/1,82=1,09

При сравнении по массе и мощности, вариант установки четырех мельницы МШЦ 3200x5400 является наиболее выгодным. Поэтому выбираем для установки по две мельницы МШЦ 3200x5400 на каждый блок, технические характеристики которой приведены в таблице 15 [42].

Таблица 15 – Технические характеристики мельницы МШЦ 3200x5400

Параметры	МШЦ 3200x5400
Внутренний размер барабана:	
- диаметр, мм	3200
- длина, мм	5400
Объем барабана, м ³	40
Диаметр загружаемых шаров, мм	60
Степень заполнения барабана мелющими телами, %	45
Мощность электродвигателя главного привода, кВт	800
Габариты, мм	
• длина	15100
• ширина	9100

• высота	6800
Напряжение сети, В	6000
Вес мельницы, т	137

Проверяем пропускную способность выбранной мельницы по формуле [43]:

$$\frac{Q_0}{V} \leq 12 \quad \text{т/м}^3 \text{ час,} \quad (25)$$

где Q_0 - производительность мельниц вместе с циркулирующей нагрузкой классификатора;

V – объем мельницы, м³

$$Q_0 = Q_1 + Q_5 = 8500/24 = 390/68 = 5,73 \leq 12 \text{ (т/м}^3\text{ч)}.$$

4.3 Выбор и расчет оборудования для классификации

Классификация — процесс разделения материала на классы различной крупности в жидкой (водной) или пневматической (воздушной) среде. На рудообогатительных фабриках чаще используют гидравлические классификаторы.

Пневматические классификаторы применяют в схемах сухого измельчения. Все классифицирующие устройства делятся на две основные разновидности: классификаторы с гравитационным разделением и классификаторы с разделением в поле центробежных сил.

Классифицирующие устройства с гравитационным разделением материала и механической разгрузкой песков — механические классификаторы (спиральные классификаторы типа КСН и КСП). К центробежным классификаторам с самотечной разгрузкой относятся гидроциклоны (ГЦ), с механической разгрузкой — центрифуги [48].

Многокамерные гидравлические классификаторы (КГ) применяются для разделения исходного материала на фракции, различающиеся по скорости падения в горизонтальной или вертикальной струе воды.

Четырех - шестисекционные гидравлические классификаторы применяют для мокрой классификации измельченной руды перед ее поступлением на концентрационные столы. При промывке нерудных полезных ископаемых применяют прямо- и противоточные гидравлические классификаторы.

Для обесшламливания продуктов на гравитационных фабриках применяют конические классификаторы песковые (ККП). В них разделение идет на два продукта (пески и слив), исходная крупность материала, поступающего на разделение, не более 1,6-1,8 мм. Для мокрой классификации на два класса материала крупностью не более 0,75 мм применяют конический классификатор шламовый (ККШ).

На обогатительных фабриках, перерабатывающих руды цветных, редких, благородных металлов, применяются спиральные классификаторы с непогруженной спиралью (с высоким порогом) и с погруженной спиралью. Применение спиральных классификаторов позволяет поднять пески на высоту, обеспечивающую их подачу в мельницу без использования дополнительных аппаратов.

Недостатком спиральных классификаторов является их высокая стоимость, большие габариты. Чтобы уменьшить размеры механического классификатора, слив следует получать по возможности грубым (-1; -2 мм) при плотности, соответствующей максимальной производительности классификатора по руде.

На машиностроительных заводах выпускаются классификаторы с непогруженной спиралью, диаметром спирали $D = 1,2-3,0$ м, одно -, двухспиральные, оснащенные резиновыми футеровками, с установленной номинальной крупностью слива -0,83 мм и номинальной крупностью песков 1,6-8 мм.

4.3.1 Выбор и расчет спирального классификатора

Определяем производительность по сливу [30]:

$$Q_c = Q_{\text{баз}} * m * K_p * K_\alpha * K_c, \quad (26)$$

где K_p – коэффициент крупности слива ($K_p=0,96$)

K_c , - коэффициент учитывающий плотность руды ($K_c=1,0$)

K_α – коэффициент разжижения и угол наклона ванны классификатора ($K_\alpha=1$, при $\alpha=18^\circ$);

m – число спиралей ($m=1$)

$$Q_c = 29,1 * 1 * 0,96 * 1 * 1 = 27,94 \text{ т/ч}$$

Определяем производительность по пескам:

$$Q_{\text{п}} = m * K_p * K_\alpha * D^3 * n * 5,45, \quad (27)$$

где D – диаметр спирали, мм

n – частота вращения, мин^{-1}

$$Q_{\text{п}} = 5,45 * 1 * 0,96 * 1 * (2,4)^3 * 3,6 = 260,4 \text{ т/ч}$$

При выборе и расчете классификатора учитывают сопряжение его с мельницей. Отсюда принимаем к установке спиральный классификатор типа 1КСН-24. Технические характеристики приведены в таблице 16.

Таблице 16 – Технические характеристики классификатора 1КСН-24

Параметры	1КСН-24
Длина спирали, мм	2400
Длина ванны, мм	12000
Угол наклона ванны	18
Число спиралей	1
Частота вращения спиралей, мин^{-1}	3,67
Мощность электродвигателя привода спирали, кВт	22
Габариты, мм:	
• длина	12000
• ширина	3100
• высота	5000
Масса, т	28

4.3.2 Выбор и расчет гидроциклонов

1. Объемная производительность гидроциклона с углом конусности 20° W , $\text{м}^3/\text{ч}$, определяется по формуле [43]:

$$W = 10^4 * K_d * d_э * d_c * 0,93, \quad (28)$$

где K_d – поправочный коэффициент;

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

d_c – диаметр сливного патрубка гидроциклона, м.

а) Для гидроциклона ГЦ-360

$$W = 0,93 * 10^4 * 1,06 * 0,09 * 0,115 = 102,03 \text{ м}^3/\text{ч}$$

б) Для гидроциклона ГЦ-500

$$W = 0,93 * 10^4 * 1,0 * 0,13 * 0,15 = 181,35 \text{ м}^3/\text{ч}$$

в) Для гидроциклона ГЦ-710

$$W = 0,93 * 10^4 * 0,95 * 0,15 * 0,20 = 265,05 \text{ м}^3/\text{ч}$$

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

$$d_n = 15 \sqrt{\frac{D d_c \beta}{K_d d_n \sqrt{\rho} (\rho - 1)}}, \quad (29)$$

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, $\text{т}/\text{м}^3$ ($\rho = 2,6 \text{ т}/\text{м}^3$) [30].

а) Для гидроциклона ГЦ-360

$$d_H = 15 \sqrt{\frac{0,36*0,115*25}{1,06*0,075*\sqrt{0,03}(2,6-1)}} = 102,88 \text{ мкм}$$

б) Для гидроциклона ГЦ-500

$$d_H = 15 \sqrt{\frac{0,5*0,15*25}{1*0,096*\sqrt{0,05}(2,6-1)}} = 111,39 \text{ мкм}$$

в) Для гидроциклона ГЦ-710

$$d_H = 15 \sqrt{\frac{0,71*0,2*25}{0,95*0,15*\sqrt{0,07}(2,6-1)}} = 115,38 \text{ мкм}$$

3. Количество гидроциклонов определяется по формуле:

$$n = \frac{W_{\text{тр}}}{W} ; \quad (30)$$

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

W – производительность гидроциклона, м³/ч.

а) Для гидроциклона ГЦ-360

$$n = 1168,5/102,03 = 11,45 \approx 12$$

б) Для гидроциклона ГЦ-500

$$n = 1168,5/181,35 = 7,44 \approx 8$$

в) Для гидроциклона ГЦ-710

$$n = 1168,5/265,05 = 4,41 \approx 5$$

Таблица 17 – Сравнение установки гидроциклонов по основным показателям

Тип гидроциклона	Число гидроциклонов	Масса, кг	Диаметр сливного патрубка d, мм	Диаметр песковой насадки D, мм
ГЦР-360	12	400	115	34-96
ГЦР-500	8	600	150	48-150
ГЦР-710	5	1450	200	48-200

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

Удельная нагрузка по пескам ($q_{п}=0,5-2,5$ т/(ч*см²)) проверяется по формуле [48]:

$$q_{п} = \frac{W_{тр}}{n \cdot S}, \quad (31)$$

где S – сечение пескового отверстия, см² ($S=72,345$ см²)

$$q_{п} = 1168,5 / (8 * 72,345) = 2,01 \text{ т/ч*см}^2$$

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 18.

Таблица 18 – Технические характеристики гидроциклона ГЦР-500 [40]

Параметры	ГЦР-500
1	2
Диаметр цилиндрической части, мм	500
Угол конуса	20
Размер питающего отверстия, мм	80x180
Производительность по питанию с содержанием твердого 40% при давлении 0,1 МПа, м ³ /час	180
Номинальная крупность слива, мкм	52-240
Диаметр сливного патрубка, мм	160
Давление на входе p , МПа	0,03-0,25
Набор песковых насадок диаметром, мм	48, 75, 96, 150,
Габариты:	
• длина	900
• ширина	1000
• высота	2500
Масса гидроциклона, кг	600

4.3.3 Выбор и расчет оборудования для грохочения

По технологическому назначению различают четыре вида операций грохочения.

Вспомогательное грохочение, применяется в схемах дробления исходного материала. В том числе предварительное — для сокращения количества материала, поступающего в дробление (за счет отсева мелочи), и поверочное; его назначение — возврат в дробилку избыточного продукта (крупных кусков в дробленом продукте, размер которых больше ширины выходной щели дробилки).

Подготовительное грохочение — используют для разделения материала на несколько классов крупности, предназначенных для последующей раздельной обработки. Самостоятельное грохочение, или механическая сортировка, — для выделения классов, представляющих собой готовые, отправляемые потребителю продукты.

Обезвоживающее грохочение — используют для удаления на грохотах основной массы воды или для удаления суспензии. В качестве просеивающих поверхностей применяются колосниковые решетки, листовые решетки, стержневые, струнные решета, проволочные, полиуретановые, резиновые сетки и др. В соответствии с формой рабочей поверхности различают плоские, барабанные, дуговые грохоты по расположению просеивающей поверхности — наклонные и горизонтальные [3].

По характеру движения рабочего органа грохоты разделены на четыре основные группы: 1) неподвижные; 2) с движением отдельных элементов просеивающей поверхности; 3) подвижные грохоты с вращательным движением просеивающей поверхности; 4) подвижные грохоты с возвратно-поступательным (колебательным) движением.

Выбор и расчёт грохотов после гидроциклонирования.

После гидроциклонов принимаем барабанный грохот. Объем пульпы, поступающей на грохочение $V=7464,4$ м³/сут, тогда объем пульпы поступающей в час равен:

$$V = 8500 \text{ м}^3 / \text{сут} / 24 \text{ ч} = 354,17 \text{ м}^3 / \text{ч}$$

Количество грохотов найдем по формуле

$$n = V_{\text{треб}}/V_{\text{кат}} \quad (32)$$

где $V_{\text{треб}}$ - это объем пульпы поступающей на операцию;

$V_{\text{кат}}$ - объем барабанного грохота по каталогу.

$$n = 354,17/85 = 4 \text{ грохота}$$

Подрешетный продукт с грохота поступает на предварительное цианирование, надрешетный (щепа) – собирается и выкидывается.

Техническая характеристика барабанного грохота КМ ГБ-1800 приведена в таблице 19.

Таблица 19 – Технические характеристики грохота

Параметры	
Длина барабана, мм	4000
Диаметр барабана, мм	1800
Производительность, м ³ /ч	85
Размер ячейки сита, мм	0,63
Установочная мощность, кВт	22

Выбор и расчет грохотов в схеме гидрометаллургии.

После сорбционного цианирования принимаем барабанный грохот.

Объем пульпы, поступающей на грохочение $V=8498,3$ м³/сут, тогда

Объем пульпы поступающей в час равен:

$$V=8498,3 \text{ м}^3/\text{сут}/24\text{ч}=354,09 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Количество грохотов найдем по формуле:

$$n=V_{\text{треб}}/V_{\text{кат}} \quad (33)$$

$V_{\text{треб}}$ - это объем пульпы поступающей на операцию;

$V_{\text{кат}}$ - объем барабанного грохота по каталогу.

$$n=354,09/85 = 4 \text{ грохота}$$

Техническая характеристика барабанного грохота КМ ГБ-1800 приведена в таблице 20.

Таблица 20 – Технические характеристики грохота

Параметры	
Длина барабана, мм	4000
Диаметр барабана, мм	1800
Производительность, м ³ /ч	85
Размер ячейки сита, мм	0,63
Установочная мощность, кВт	22

4.4 Выбор оборудования для сгущения

Пульпа слива гидроциклонов поступает из отделения измельчения в питающий колодец сгустителя тангенциально (по касательной). В этот же колодец подается раствор флокулянта из установки приготовления и дозирования флокулянта. Поступающая в питающий колодец пульпа разбавляется верхней частью осветленного раствора до 8÷10% твердого с помощью системы авторазбавления, предусмотренной конструкцией колодца.

При смешивании с разбавленной пульпой раствора флокулянта из мелких частиц твердой фазы образуются более крупные частицы – флокулы. 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 в центральную нижнюю часть сгустителя к месту разгрузки.

В верхней части сгустителя раствор осветляется, равномерно переливается через край чаши (чана) сгустителя по всему её периметру и стекает по концентрическому сливному желобу к месту сбора слива сгустителя.

Сгущенная до 45÷50 % твердого пульпа от места разгрузки с помощью

насоса подается в емкость насосной станции и далее подается насосами поз. 48-1...4 в отделение сорбции и регенерации в первый пачук цианирования поз.52-1,5.

Слив сгустителя поступает в зумпф, откуда насосом перекачивается в емкость оборотной воды.

Установка приготовления и дозирования флокулянта размещается под сгустителем и предназначена для приготовления 0,1÷0,3 % - ного раствора флокулянта, а также для подачи этого раствора в сгуститель винтовым насосом с заданной объемной скоростью для обеспечения оптимального расхода флокулянта. В сопровождение раствора флокулянта подается техническая вода для его разбавления до рабочей концентрации 0,01÷0,03%.

Определяем площадь сгущения и число сгустителей по формулам (34) – (35):

$$S = Q : q, \quad (34)$$

$$n = S : S_c, \quad (35)$$

где S – площадь сгущения, m^2 ;

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

q – удельная производительность сгустителя, (для Аи 2,2) т/ m^2 сут,

n – количество сгустителей,

S_c – номинальная площадь осаждения, m^2 .

$$S = 8498 : 2,2 = 3862,7 \text{ м}^2$$

Принимаем к установке сгуститель Ц-50.

Рассчитываем необходимое число сгустителей:

$$n = 3862,7 : 1950 = 1,98 \approx 2.$$

Таблица 21 - Техническая характеристика сгустителя Ц -50

Параметры	Ц-50
Диаметр чана, м	50
Глубина чана в центре, м	5
Номинальная площадь осаждения, m^2	1950
Габариты, м: длина	52
высота	13,5
Масса, кг	13,5

4.5 Выбор оборудования для предварительного цианирования и сорбции

4.5.1 Расчет операции предварительного цианирования

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

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

Расчет по пульпе.

Принимаем для расчета отношение Ж:Т = 1,4:1, удельный вес – 3 т/м³, производительность (Q_1) 8500 м³/сут.

Производительность по жидкой фазе пульпы:

$$Q_{\text{ж}} = Q_1 \times 1,4, \text{ м}^3/\text{сут} \quad (36)$$

$$Q_{\text{ж}} = 8500 \times 1,4 = 11900 \text{ м}^3/\text{сут}$$

Производительность по пульпе:

$$Q_{\text{п}} = Q_1 + Q_{\text{ж}}, \text{ м}^3 \quad (37)$$

$$Q_{\text{п}} = 8500 + 11900 = 20400 \text{ м}^3$$

Объем пульпы на операции:

$$V_{\text{п}} = \left(\frac{V_{\text{ТВ}}}{\text{уд.вес}} \right) + Q_{\text{ж}}, \text{ м}^3/\text{сут} \quad (38)$$

$$V_{\text{п}} = \left(\frac{8500}{3} \right) + 11900 = 14733,3, \text{ м}^3/\text{сут}$$

Найдем плотность пульпы:

$$\rho = Q_{\text{п}} / V_{\text{п}}, \text{ т/м}^3 \quad (39)$$

$$\rho = 20400/14733,3 = 1,38 \text{ т/м}^3$$

На операцию предварительного цианирования подаётся раствор NaCN 950 л/ч или 22,8 м³/сут.

$$V_{\text{п.ж.ф}} = V_{\text{ж}} + V_{\text{NaCN}}, \text{ м}^3/\text{сут} \quad (40)$$

$$V_{\text{п.ж.ф}} = 11900 + 22,8 = 11922,8 \text{ м}^3/\text{сут}$$

Общий объем пульпы составит:

$$V_{\text{п.об}} = V_{\text{п}} + V_{\text{NaCN}}, \text{ м}^3/\text{сут} \quad (41)$$

$$V_{\text{п.об}} = 14733,3 + 22,8 = 14756,1 \text{ м}^3/\text{сут}$$

$$V_{\text{п.об.час}} = V_{\text{п.об}}/24, \text{ м}^3/\text{ч} \quad (42)$$

$$V_{\text{п.об.час}} = 14756,1/24 = 614,84 \text{ м}^3/\text{ч}$$

4.5.2 Расчет количества емкостей предварительного цианирования

Принимаем пачук цианирования рабочим объемом 440 м³, диаметром 7 м и высотой 15,9 м. Время предварительного цианирования 1,5 часа.

Количество оборотов одного пачука предварительного цианирования составит:

$$n_{\text{обор.пач.циан}} = \tau_{\text{сут}}/\tau_{\text{выщ}}, \text{ раз} \quad (43)$$

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

Объем пульпы проходящей через пачук за одни сутки:

$$V_{\text{п(1пач)}} = V_{\text{пач.раб}} \times n_{\text{обор.пач.циан}}, \text{ м}^3/\text{сут} \quad (44)$$

$$V_{\text{п(1пач)}} = 440 \times 16 = 7040 \text{ м}^3/\text{сут}$$

Количество ступеней предварительного цианирования:

$$N_{\text{пач}} = V_{\text{п.об}} / V_{\text{п(1пач)}}, \text{ шт} \quad (45)$$

$$N_{\text{пач}} = \frac{14756,1}{7040} = 2,09 \text{ шт}$$

Принимаем две цепочки сорбционного цианирования по 2 пачука каждая.

4.5.3 Расчет операции сорбционного выщелачивания

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

Сорбционное цианирование – совмещенный процесс выщелачивания и сорбции золота.

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

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

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

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

Расчет потока сорбента по аппаратам сорбционного цианирования.

Принимаем: $A_{\text{насыщ}} = 3$ г/кг, $A_{\text{рег}} = 0,05$ г/кг – остаточная емкость по золоту отрегенированного сорбента. $I = 0,01$ кг/т руды – потери сорбента с хвостами, $\alpha_{\text{кон.ж.ф}} = 0,05$ г/м³.

Поток смолы находим из уравнения материального баланса по металлу.

$$P = (W \times (\alpha_{\text{нач.ж.ф}} - \alpha_{\text{кон.ж.ф}}) - Q \times I \times A_{\text{пот}}) / (A_{\text{насыщ}} - A_{\text{рег}}), \text{ кг/ч} \quad (46)$$

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

W – производительность установки по раствору;

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

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

Q – производительность по сухой руде, т/ч;

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

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

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

Часовая производительность установки по раствору составит:

$$W = V_{\text{п.ж.ф}} / 24, \text{ м}^3/\text{ч} \quad (47)$$

$$W = 11922,8 / 24 = 496,78 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Часовая производительность установки по сухой руде:

$$Q = Q_1 / 24, \text{ т/ч} \quad (48)$$

$$Q = 8500 / 24 = 354,17 \text{ т/ч}$$

Содержание золота на сорбенте, теряемое с хвостами сорбции:

$$A_{\text{пот}} = 0,1 + A_{\text{насыщ}} \times (0,1 \times 2), \text{ г/кг} \quad (49)$$

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

Поток сорбента:

$$P = (496,78 \times (0,855 - 0,05) - 354,17 \times 0,01 \times 0,64) / (2,7 - 0,05) = 150 \text{ кг/ч}$$

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

$$V_{\text{Рчас}} = P \times 2,8, \text{ л/ч} \quad (50)$$

$$V_{\text{Рчас}} = 150 \times 2,8 = 420 \text{ л/ч}$$

Суточная производительность передела составит:

$$Q_{\text{R}} = P \times 24, \text{ кг/сут} \quad (51)$$

$$Q_{\text{R}} = 150 \times 24 = 3600 \text{ кг/сут}$$

Расчет единовременной загрузки сорбента в процесс.

Единовременная загрузка сорбента в процесс равна 1,5 ÷ 3 % для рудных пульп; менее 1,5 – не обеспечивает оптимально скорости ионного обмена; более 3 – повышенный износ и расход сорбента. Принимаем

единовременную загрузку сорбента в процесс сорбционного цианирования
 $B_R = 1\%$ от объема пульпы.

Находим количество сорбента при $V_{\Pi} = 14733,3 \text{ м}^3/\text{сут.}$

$$B_{RQ} = (B_R \times V_{\Pi}) / 100, \text{ м}^3 \quad (52)$$

$$B_{RQ} = (1 \times 14733,3) / 100 = 147,33 \text{ м}^3 \text{ или } 14733 \text{ литра}$$

Принимаем две линии сорбции, единовременная загрузка в каждую
линию:

$$B'_R = B_{RQ} / 2, \text{ литра} \quad (53)$$

$$B'_R = 14733,3 / 2 = 7366,65 \text{ литра}$$

Время продолжительности сорбции составит:

$$T_{\text{сорб}} = B'_R / V_{R\text{час}}, \text{ ч} \quad (54)$$

$$T_{\text{сорб}} = 7366,65 / 420 = 17,54 \text{ ч}$$

Расчет числа ступеней сорбции.

Выбираем пачук сорбционного цианирования рабочим объемом 440 м^3 ,
диаметром 7 м и высотой $15,9 \text{ м}$. Коэффициент заполнения $0,9$.

Число пачуков определим по формуле:

$$n_{\text{пач}} = ((B'_R + B_R) \times T_{\text{сорб}} / (V_{\text{раб}} \times 24)) \times K, \text{ шт} \quad (55)$$

$$n_{\text{пач}} = ((7366,65 + 147,33) \times 17,54 / (440 \times 24)) \times 0,9 = 11,2 \text{ шт}$$

Принимаем 12 пачуков, по 6 на каждую линию. Общее количество пачуков в цехе сорбционного цианирования 16.

4.5.4 Операция десорбции

Технологическая схема десорбции золота с насыщенной смолы включает следующие операции: отмывку смолы от щепы, обработку смолы раствором после электролиза (с целью вытеснения воды из колонны и частичной десорбции металлов-примесей (меди, серебра и цинка) и донасыщения смолы по золоту, десорбцию золота со смолы свежим щелочно-цианистым раствором, водную отмывку смолы от реагентов. Процесс регенерации проводится непрерывно, скорость перекачки смолы 0,5-0,55 м³/ ч. К установке принимаются промывочные и регенерационные колонны вместимостью 15 м³.

Товарный регенерат направляется на электролитическое выделение металлов. Регенерированная смолы возвращается на сорбцию. Промывная вода подкрепляется по концентрации реагентов и используется в цикле десорбции.

Цианистая обработка осуществляется в регенерационной колонне, которая предназначена для съема сорбционного металла (золота) с насыщенной смолы. Необходимое количество определяется по формуле:

$$n = V_{об} \cdot \tau : V_k, \quad (56)$$

$V_{об}$ – количество смолы загруженной к колонну, м³;

τ – продолжительность регерации, ч;

V_k – объем колонны, м³.

Рассмотрим в качестве примера расчет колонн для отмывки смолы от илов и щепы $V_{об} = 0,5$; $\tau = n$; $V_k = 15$.

Для процесса цианистой обработки смолы объемом 0,5 м³ принимаем одну колонну объемом 15 м³. Аналогично просчитываем остальные операции, параметры расчета колонн представлены в таблице 22.

Таблица 22 - Режимные параметры процесса десорбции и регенерации

сорбента

Наименование показателей	Значение показателей
1	2
Производительность по смоле, т/сут ($\text{м}^3/\text{сут.}$)	5,45 (12,3)
Режим работы	Непрерывный
Отмывка смолы от илов и щепы	
Тип оборудования для отмывки смолы от илов	Промывочная колонна
Объем воды на 1 м^3 смолы, м^3	7,5
Температура, °C	20
Продолжительность, ч	15-20
Линейная скорость пропускания воды, $\text{м}^3/\text{ч}$	7
Количество промывочных колонн	1
Вместимость колонны, м^3	15
Вытеснение воды (десорбция примесей)	
Температура, °C	20

Продолжение таблицы 22

1	2
Отношение объема раствора к объему смолы	4
Продолжительность, ч	15
Количество колонн десорбции	1
Вместимость колонн, м^3	15
Десорбция золота	
Концентрация реагентов в элюенте, г/л	
NaCN	20
NaOH	5
Температура, °C	60
Отношение объема раствора к объему смолы	4
Продолжительность, ч	30
Число колонн	2 +1 (резервная)
Вместимость колонн, м^3	15
Отмывка смолы от реагентов водой	
Температура, °C	60
Отношение объема раствора к объему смолы	2
Продолжительность, ч	15
Число колонн	1

4.5.5 Операция электролиза

Операция электролиза – это завершающая стадия технологического процесса переработки концентрата, полученного на регенерации товарного элюата, в результате которой золото и серебро из раствора выделяется в катодный осадок. Но катодный осадок электролиза не является еще готовой продукцией - его необходимо сплавить в слитки сплава «Доре». Щелочной элюат, получаемый в процессе вторичного концентрирования и десорбции, подвергается электролизу с целью выделения содержащихся в нем золота и серебра в катодный осадок. Электролиз относится к электрохимическим способам осаждения благородных металлов и наряду с другими методами получения золотосодержащей проекции - химических и цементационных является наиболее эффективным.

Принципиальное преимущество процесса электролиза перед химическими и цементационными состоит в том, что он позволяет получать продукт в более компактном виде и концентрированным по содержанию драгметаллов, не применяя длительные и трудоемкие операции доводки шламов и последующую их подготовку к аффинажу.

При пользовании электролиза резко сокращается расход реагентов, устраняется загрязнение примесями обеззолоченных растворов, которые используются в обороте. В настоящее время электролиз золота из растворов является основным промышленным процессом получения товарной продукции на всех действующих сорбционных золотоизвлекательных фабриках.

Для осуществления процесса электролиза к установке принимаем один электролизер марки ЭУ-10В, техническая характеристика которого представлена в таблице 23. Для обеспечения бесперебойного процесса электролиза в проекте предусмотрена установка второго аналогичного электролизера - резервного.

Таблица 23 - Техническая характеристика электролизера ЭУ-10В

Характеристика	Параметры
Объем исходного раствора для электролиза, м ³	5 – 6
Сила тока, А	400 – 600
Напряжение на ванне электролиза, В	1,5
Единовременная загрузка углеграфитового материала в катодные блоки, г	900 – 1000
Количество осажденного золота на катодные осадки до съемки осадка, кг	7,0

5 ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЕ СЛУЖБЫ

5.1 Реагентное хозяйство

На обогатительной фабрике предусматривается организация реагентного отделения. В реагентном отделении будет осуществляться приготовление растворов реагентов для отделения сорбции.

Для подачи реагентов предусмотрена система автоматического дозирования по количеству перерабатываемой руды.

Отделения приготовления реагентов должны быть оборудованы приточно-вытяжной и аварийной вентиляцией, заблокированной с газоанализаторами паров цианида. Для уменьшения выделения вредных соединений в воздух отделений предусмотрены системы местных отсосов, оснащенных системой газоочистки воздуха перед выбросом в атмосферу.

Приготовление растворов будет осуществляться в следующей последовательности: растаривание, растворение, перевод раствора в расходную емкость и дозирование раствора в соответствующую точку технологии [30].

Техника безопасности при работе в реагентном отделении:

- работа в реагентном отделении разрешена только в спецодежде;
- работающие будут обеспечены индивидуальными средствами защиты
- респираторы, защитные очки, резиновые перчатки;
- при работе с реагентами необходимо надеть халат или фартук без карманов;
- перед тем, как войти в отделение включать вентиляцию и выждать 20-30 мин, затем входить в помещение.

Для рабочих, занятых на приготовлении реагентов, будут предусмотрены отдельные бытовые помещения. Все оборудование установлено в изолированном помещении.

5.2 Опробование и контроль технологического процесса

Контроль параметров технологического процесса будет вестись в

соответствии с «Картой контроля технологического процесса».

Контроль технологического процесса переработки золотосодержащей руды на фабрике является двухуровневым и организуется руководителями и специалистами фабрики (главным инженером, начальником смены, производственным мастером и др.) – внутренний контроль, и отделом технического контроля (ОТК) предприятия – внешний контроль.

Целью внутреннего контроля является соблюдение режимных параметров технологического процесса. Целью внешнего контроля является надзор за соблюдением режимных параметров технологического процесса, а также учет движения сырья, промпродуктов и готовой продукции.

Правила и порядок ведения контроля технологического процесса предусматриваются положениями, инструкциями и методиками, разрабатываемыми и утверждаемыми в установленном порядке [25].

5.3 Электроснабжение

Электроснабжение фабрики будет осуществляться от 6кВ подстанции «Пионер-2» 110/35/6, по кабельным линиям 6кВ. Линия уложится на кабельной эстакаде отрезками длиной до 600 м. Распределение электроэнергии по объектам фабрики будет производиться через три распределительных устройства 6кВ.

Основными потребителями на блоках являются синхронные электродвигатели МШЦ и ММС [23], дробильные комплексы, насосы, установленные на напряжение 6кВ.

Блочные потребители и общефабричные потребители на напряжение 0,4кВ будут питаться от трансформаторных подстанций, понижающий трансформатор типа ТМГ – 1000 – 6/0,4. Участок хвостового хозяйства будет питаться по двум линиям 6кВ.

5.4 Теплоснабжение

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

- котельная вахтового поселка - 4,4 МВт;

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

Теплоноситель: для сооружений вахтового поселка – вода; для зданий обогатительной фабрики – вода; для сооружений промплощадки. Температурный график систем отопления – 95/70⁰С.

Для фабрики предусматривается надземная прокладка тепловых сетей по эстакадам и низким опорам и внутренняя прокладка по корпусам и галереям комплекса [48].

Трубопроводы систем отопления, теплоснабжения воздухонагревателей систем вентиляции и воздушно-тепловых завес зданий и сооружений необходимо проложить открыто по стенам, по полу, с обгибанием 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 $D_v=50$ мм (включительно);
- трубы стальные электросварные прямошовные для систем теплоснабжения приточных установок и отопления при диаметрах трубы более 50 мм.

5.5 Водоснабжение и канализация

Водогрейная котельная фабрики:

- отопление фабрики: 3 котла «Vitomax»-суммарная производительность-3,2 Мг. Температурный режим - 95/70 [40].
- горячее водоснабжение: 2 котла «Vitoplex»-производительность - 0,4 Мг.

Паровая котельная для технологических нужд в реагентное отделение, насосную сгустителей. Будут установлены 2 котла «Vitoplex»-100-LS-SXD Производительность - 0,9 т/ч. 0,58 Гкал/ч. Один в работе, один в резерве.

5.6 Ремонтно-механическая служба

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

Поддержание устойчивой, непрерывной работы оборудования является главной задачей ремонтно-механической службы (РММ) фабрик. Для выполнения необходимого ремонта, снабжения сменными запасными частями создана материально-техническая база для ремонтных работ.

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

Ремонтно - монтажные площадки и ремонтные пункты (РП) расположены во всех производственных корпусах обогатительной фабрики. Они будут размещаться в пролетах цехов, и обслуживаются мостовым краном. На монтажную площадку предусматривается автоподъезд. Таким образом, тяжелое оборудование с внешних путей подается под кран.

Кроме работ по капитальному ремонту транспортных узлов и агрегатов, которые будут осуществляться в отделениях ремонтно-механической службе силами специализированных бригад ремонтной службы, осуществляться капитальный ремонт оборудования на местах его установки. В основу организации ремонта оборудования принята система планово-предупредительных работ [40].

5.7 Хвостовое хозяйство

Хвостохранилище – это место хранения хвостов, является частью хвостового хозяйства и включает в себя комплекс сооружений, необходимых для складирования отходов обогатительной фабрики – ограждающие дамбы, пульповоды, водосборные сооружения, насосные станции оборотного водоснабжения, сооружения водоподготовки и др. В хвостохранилище производится гидравлическая укладка хвостов, механическое осветление жидкой фазы пульпы, осветлённая вода направляется в оборот на обогатительную фабрику. Предварительное сгущение пульпы будет проводиться в следующих случаях: при большом разжижении пульпы ($T : Ж > 1:6$ по массе), числе пульпонасосных станций более двух, диаметрах пульповодов более 200 мм, средней крупности хвостов $< 0,5$ мм [40].

Наиболее экономичной является площадка, расположенная ниже обогатительной фабрики и обеспечивающая самотечный сброс хвостов.

Хвостохранилище рекомендуется использовать для приёма пульпы, складирования хвостов и накопления осветлённой воды для оборотного водоснабжения.

В условиях сурового климата рекомендуется устройство аварийной секции хвостохранилища небольшой ёмкости на двухнедельный срок складирования хвостов, т.е. на срок, необходимый для ликвидации возможных аварий на сооружениях хвостового хозяйства.

В проекте хвостохранилища предусмотрено [48]:

- снабжение водой и электроэнергией;
- строительство подъездных путей к карьерам, гидроотвалу и сооружениям хвостохранилища (дамбы, пульповоды с аварийными ёмкостями т. д.).

6 СПЕЦИАЛЬНАЯ ЧАСТЬ «ТЕХНОЛОГИЯ И СПЕЦИФИКА СОРБЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ»

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.

Основным методом извлечения мелкого золота из руд и бедных по содержанию концентратов является цианирование. Сущность данного процесса заключается в том, что измельченный материал, содержащий благородные металлы, приводится в соприкосновение с разбавленными щелочными растворами цианистого натрия, под действием которого золото и серебро из руд переходит в раствор.

В сорбционной технологии необходимо цианирование, т.к. прежде, чем извлечь золото и серебро на смолу, его нужно из руды перевести в раствор.

6.1 История возникновения

Сорбционные процессы увеличивают извлечение золота при переработке золотосодержащих руд, так как они позволяют концентрировать из пульп и растворов с низким содержанием золота в твердой и жидкой фазах.

Еще в 1847 г. было отмечено, что активированный уголь может извлекать благородные металлы из растворов. Технология получения активированных углей, повышение их сорбционной способности, а так же разработка в 1952 г. процесса горячей десорбции золота с углей (Задра) позволили активно внедрять эту технологию в производство. В нашей стране активный уголь стали применять для извлечения золота из сточных вод на

Балее (Читинская обл.). Уголь с содержанием 1–2 кг на тонну направляли на сжигание в медеплавильное производство [32].

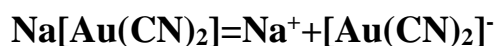
В 1935 г. впервые были синтезированы ионообменные смолы, а в 1949 г. уже использовали слабоосновную смолу амберлит для извлечения золота из цианистых растворов. В СССР первые исследования по извлечению золота из цианистых растворов с применением ионообменных сорбентов были выполнены в 1953 г. Плаксиным в «Московском институте цветных металлов и золота». В 1968 г. была запущена крупнейшая в мире ЗИФ Мурунтау (Узбекистан), использующая технологию ионообменной сорбции золота из пульпы. Затем была запущена опытная установка на Лебединской фабрике (Алдан золото). На базе этой технологии были реконструированы и в 1973 г. запущены Нижне Куранахский ЗИФ, фабрики им. Матросова и Карамкенская ЗИФ на Колыме [32].

6.2 Механизм растворения золота в цианистых растворах

Золото растворяется в цианистых растворах в присутствии кислорода по реакции:



Из данной реакции видно, что золото переходит в раствор виде золотоцианистой соли натрия, которая диссоциирует в растворе на ионы:



Т.о, золото в растворе находится в составе комплексного цианистого раствора.

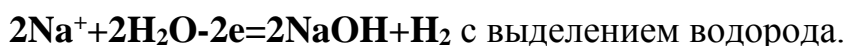
Так как золото в природе в чистом виде никогда не встречается, поэтому большая часть золотин остается в контакте с сопровождающей горной породой и ее спутниками.

Согласно современным представлениям процесс растворения золота в цианистых растворах – электрохимический и подчиняется общим закономерностям электрохимической коррозии металлов. Поэтому растворение золота можно рассматривать как результат действия

короткозамкнутого гальванического элемента, одним из электродов которого является частица золота, а другим – какой – либо электропроводный материал, в который эта частица вкраплена.

Наличие контакта между двумя металлами или между золотиной и минералом способствует возникновению разности потенциалов. Золото в этом случае электроположительно к серебру и минералам. Это означает, что при опускании в цианистый раствор золота, находящегося в природном сплаве с серебром или в контакте с пиритом, в растворе цианистого электролита протекает ток электронов от поверхности золота к поверхности пирита [2,5].

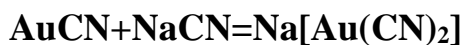
Под влиянием электрического тока катионы Na^+ направляются к катоду-пириту, а анионы CN^- движутся к аноду-золоту. Катионы Na^+ , достигнув катода, отдают свой заряд, и натрий тотчас реагирует с водой по реакции:



Анионы $(\text{CN})^-$ точно так же, соединившись с анодом, разряжаются и соединяются с золотом по уравнению:



При этом образуется цианистое золото, но оно не переходит в раствор. Только взаимодействуя дальше с избытком цианида, образуется двойная цианистая соль золота, которая способна переходить в раствор:



6.3 Описание процесса сорбции

Развитие сорбционных методов извлечения золота из цианистых пульп и растворов в настоящее время осуществляется двумя основными направлениями:

- Угольная адсорбция;
- Ионный обмен.

6.3.1 Ионнообменная технология извлечения золота «смола – в пульпе»

Сорбция золота из рудной пульпы с помощью ионитов позволяет

исключить из технологической схемы переработки руд – фильтрацию, осветление растворов, осаждение золота цинковой пылью и переработку шламов. За счет снижения потерь растворенного золота в хвостах повышается его извлечение. Это технология позволяет получать на фабриках готовый продукт с содержанием благородных металлов 85-96 %.

Наибольший эффект сорбционной технологии получается при переработке глинистых руд, требующих большого фронта фильтрации, а также при переработке мышьяковистых и углистых руд. Для извлечения цианистого комплексного аниона $Au(CN)_2^-$ применяют анионообменные смолы (аниониты).

Методика использования ионообменных смол при гидрометаллургическом переделе золотосодержащих руд и концентратов включает:

1) Определение и оценку ионного состава жидкой фазы цианистой пульпы.

2) Выбор марки анионита и установление на рабочих цианистых растворах основных показателей сорбента:

– емкости по золоту, серебру и неблагородным металлам, присутствующим в жидкой фазе цианистой пульпы;

– селективности по отношению к золоту;

– кинетики обмена; – изотермы сорбции золота;

– механической прочности сорбентов;

– десорбции золота и регенерации анионита, насыщенного комплексными анионами из рабочего раствора;

– изменения емкости и кинетической характеристики анионита при повторном использовании его в цикле сорбции.

3) Методика сорбционного выщелачивания руд.

4) Укрупненные испытания ионообменного процесса.

Ионообменные смолы производятся в виде частиц сферической формы различной величины для выполнения работ в лабораторных условиях

выбирается зерен смолы: $-0.8 + 0.5$ мм для опытов на растворах и $- 1.2 + 0.85$ мм для работы на пульпе.

Количество поглощенного смолой золота определяют по изменению концентрации его в фильтрах до и после контакта с сорбентом, либо непосредственным анализом смолы [5].

Анализ растворов и смолы на золото и серебро рекомендуется проводить атомно-абсорбционным методом. Смолу после сушки и взвешивание сжигают в муфеле при $800-900$ °С, а золу обрабатывают царской водкой (1:2 + 4).

6.3.2 Сорбция золота активными углями

Активные угли – это пористые углеродные сорбенты. Их получают из различного органического сырья: древесины, углей, антрацита, костей животных, скорлупы кокосового ореха и т.д. При производстве углей из сырьевых материалов при нагревании без доступа воздуха удаляют влагу и часть смолы. Полученный уголь-сырец имеет крупнопористую структуру и невысокие сорбционные свойства. Для получения микропористой структуры 17 его активируют обработкой диоксидом углерода или водяным паром при $800 - 900$ °С.

Адсорбция электролитов на активных углях обусловлена характером взаимодействия угля с кислородом воздуха. Активированные угли могут проявлять анионо- и катионообменные свойства в зависимости от температурного режима обработки. Для сорбции благородных металлов из цианистых растворов применяют «+» активные угли, у которых преобладают анионообменные свойства. Такой уголь может быть использован для сорбции благородных металлов как из осветленных цианистых растворов, так и из пульп [5].

В настоящее время сорбция на активированных углях широко используется в практике кучного, чанного и других видов выщелачивания. Сорбцию из растворов проводят в динамических условиях, пропуская золотосодержащий раствор последовательно через 3-5 вертикальные

колонны, заполненные гранулированным активным углем с крупностью зерен около 1 мм. Насыщенный уголь (2-6 кг/т золота) отправляют на регенерацию. В отечественной практике уголь применяют для сорбции благородных металлов из цианистых растворов обогатительных фабрик, перерабатывающих полиметаллические руды в динамических и статических условиях. Насыщенный благородными металлами сорбент не регенерируют, а подшихтовывают к медному или свинцовому флотационным концентратам.

Сорбция из пульп проводится аналогично сорбции на иона обменных смолах. Цианирование ведут в цепочке 5-10 аппаратов с пневматическим или механическим перемешиванием при противоточном движении угля и пульпы. В качестве сорбента используют гранулированный уголь крупностью 1,25-3,45 мм, приготовленный из скорлупы кокосового ореха. Сорбцию ведут из пульп плотностью 40-46 % твердого при концентрации цианидов в жидкой фазе 0,01- 0,02 % при pH 10-10,4 и загрузке сорбента 10-31 г/л. Емкость угля по золоту составляет 2-9 кг/т. Технология с применением углей дешевле, чем технология с использованием ионообменных смол, но потери углей вследствие их механической непрочности высокие и составляют 100-200 г на 1 т руды.

Насыщенный уголь перерабатывают сжиганием с последующей плавкой золы на черновое золото или же элюированием с применением растворителей.

Второй способ - более рациональный. Растворителями могут быть горячий цианистый раствор, жидкий аммиак, водный раствор сернистого натрия или щелочей; чаще на практике применяют горячие цианистые растворы 0,1-0,2 % NaCN и 1-2 % NaOH. Процесс ведут в цепочке из трех-четырех вертикальных колонн. В каждой колонне раствор движется снизу вверх. Процесс ведут при 85...95 °С. Процесс десорбции занимает 2-3 суток. Увеличить скорость процесса можно повышением температуры до 120-130 °С. Благородные металлы из элюата осаждают электролизом с нерастворимыми анодами. В зарубежной практике используют три типа

угольно-сорбционного процесса:

- цианидное выщелачивание с последующей сорбцией благородных металлов на угле (CIP-процесс);
- сорбционное выщелачивание благородных металлов, когда процессы цианирования и сорбции совмещены (C1L-процесс);
- сорбция благородных металлов из осветленных или полуосветленных растворов (CIS-процесс).

Все отмеченные процессы состоят из четырех основных операций:

- адсорбция растворенных металлов;
- десорбция (элюирования) с получением концентрированных растворов (элюатов);
- извлечения металлов из элюатов; – регенерация угля.

По технологии CIP работает целый ряд предприятий: новые фабрики, модернизированные на базе действующих рудников; фабрики, перерабатывающие пиритные огарки по схеме цианирование - фильтрация - сорбция, золотосодержащие отвалы, кеки заводов. Капитальные затраты на строительство крупного предприятия по этой технологии составляют 1/3 затрат на строительство предприятия по технологии осаждения цинком. Золотоизвлекающие фабрики проектируются и строятся по принципу модульных установок [2].

6.4 Внедрение технологии

Технология двух стадийной сорбции с сокращенной реагентной обработкой.

Эта технология представлена для переработки руд, содержащих тонко дисперсное золото.

В отличие от традиционной технологии «сорбент в пульпе», когда сорбент перемещается против хода движения пульпы, т.е. по градиенту содержания растворенного золота, предлагаемая технология двухстадийной сорбции предполагает первоначальный ввод сорбента по ходу движения пульпы (сорбент подготовлен и активно участвует в процессе локального

цианирования) и последующий ввод основной части сорбента против хода движения пульпы.

Время цианирования существенно (до 1 часа) сокращается, в первую очередь за счет того, что перед цианированием проводится насыщение пульпы активным кислородом, обеспечивающим формирование в жидкой фазе пульпы гидроксидно - пероксидных комплексов с цианидами обеспечивающими ускоренное растворение золота.

Все выше перечисленные мероприятия ориентированы также и на решение задач снижения активности примесей и проявления сорбционного эффекта соответствующими минералами пульп при минимальном расходе реагентов (ввод в пульпу цианидов Na, K или Ca осуществляется в концентрациях 0,0n% (весовое)).

Технология обеспечивает существенный прирост извлечения золота на сорбент (до 22%).

Технология двухстадийной сорбции с сокращенной реагентной обработкой принципиально базируется на следующих процессах.

1. Насыщение пульпы в течение часа двухатомным кислородом воздуха и фотоэлектролитическим кислородом.

2. Ввод в пульпу цианидов и обработанного активным раствором сорбента 1 при его перемещении с пульпой в течение трех часов. Сорбент участвует в процессе цианирования как:

а) локальный концентратор (пленочная фаза) активного реагентного комплекса, т.е. интенсифицирует процесс выщелачивания золота;

б) как поглотитель переходящих в жидкую фазу примесей (Fe, Cu, Ag, Zn и др);

в) как сорбент для легкоцианируемой части золота (для исключения его переосаждения на минералы-сорбенты).

3. Введение сорбента 2, который движется против хода движения пульпы, т.е. вводится в последний пачук сорбции и выводится из первого.

Сорбентом 1 преимущественно может быть ионообменная смола, сорбентом 2 - активированный уголь.

Таким образом при замене стандартной схемы сорбции на предложенную время на весь сорбционный процесс снижается на 5,6%, а извлечение золота повышается до 20%. Так же применение предложенной схемы позволит сократить производственные площади, за счет сокращения цепи аппаратов. Использование активированного угля в качестве сорбента 2 существенно повлияет на экономические показатели процесса.

7 ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

7.1 Режим работы, графики сменности, баланс рабочего времени

Режим работы – порядок распределения нормы рабочего времени в течение определенного периода времени. Он характеризуется: время работы предприятия в течение года и недели, число рабочих смен в сутки, длительность смен, распределение по дням и сменам отдельных работ, а также наличие и длительность перерывов между сменами. Годовой (суточный) режим может быть, как прерывным, так и непрерывным. При непрерывном годовом режиме горное предприятие работает все дни недели. Если суточный режим принят непрерывным, то между сменами не предусматриваются перерывы.

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

$$T_{\text{раб}} = T_{\text{кал}} - T_{\text{рем}}, \quad (57)$$

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

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

$$T_{\text{раб}} = 365 - 20 = 345 \text{ дней}$$

В сочетании с режимом работы предприятия, обслуживание обогатительной фабрики осуществляется по графику сменности, разработанным администрацией, пример графика сменности приведен в таблице 24.

Таблица 24 – 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, приведенный в таблице 25.

Таблица 25 - 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

7.2 Производственная мощность, производственная программа и товарная продукция фабрики

Производственная мощность - максимально возможный выпуск продукции (за год, сутки, смену) или объем добычи и переработки сырья в номенклатуре и ассортименте. Определяется с учетом полного использования установленного режима работы производственного оборудования и производственных площадей.

Производственная мощность обогатительного производства (отдельного цеха, участка) определяется по руде следующим образом [38]:

$$M_c = A (T_{\text{кал}} - T_{\text{пер}}) N_t, \quad (58)$$

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;

$N_{\text{т}}$ – техническая норма производительности одного ведущего агрегата в сутки по сырью в натуральном выражении, т.

$$M_c = 1 * (365 - 20) * 8500 = 2932500 \text{ т/год}$$

Производственная мощность по концентрату определяется как

$$M_k = A (T_{\text{кал}} - T_{\text{пер}}) N_{\text{т}} \frac{\alpha \cdot \varepsilon}{\beta \cdot 100}, \quad (59)$$

где α – содержание металла в исходном сырье, %;

β – содержание металла в концентрате, %;

ε – извлечение металла в концентрат, %.

$$M_k = 2932500 * 0,000047 / 100 = 1,38 \text{ т/год}$$

Показателями использования производственной мощности являются:

- Коэффициент экстенсивности: $K_{\text{э}} = T_{\text{раб}} / T_{\text{кал}} = 345 / 365 = 0,94$;
- Коэффициент интенсивности: $K_{\text{и}} = N_{\text{тр}} / (N_{\text{т}} * A) = 8034 / 8500 = 0,945$;
- Интегральный коэффициент: $K_{\text{ин}} = K_{\text{э}} * K_{\text{и}} = 0,94 * 0,945 = 0,89$.
- Производственная программа (по сырью ПП_c и по концентрату ПП_k) или план производства обогатительной фабрики – это задание на получение продуктов обогащения соответствующего качества [42].

$$\text{ПП}_c = M_c * K_{\text{ин}} \quad (60)$$

$$\text{ПП}_c = 2932500 * 0,89 = 2609925 \text{ т/год}$$

$$\text{ПП}_k = 1,38 * 0,89 = 1,229 \text{ т/год}$$

Товарная продукция рассчитывается по ценам предприятия на продукцию:

$$ТП = \sum_{n=1}^n ПП_k \cdot Ц, \quad (61)$$

где $ПП_k$ – выпуск продукции (количество концентрата), г;

$Ц$ – цена 1 т концентрата на 05.02.2021 года, руб. (4436.55 руб/грамм);

n – количество видов концентратов.

$$ТП = 5\,456\,086\,148 \text{ рублей}$$

7.3 Численность трудящихся

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

Явочная численность трудящихся рассчитывается по формуле [42]:

$$Ч_{яв} = Н_{чис} \cdot А \cdot С, \quad (62)$$

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

$Н_{чис}$ – 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 $С=4$).

$$Ч_{яв} = 0,12 * 4 * 4 = 1,92 \text{ чел.}$$

Списочный состав рабочих определяется по формуле:

$$Ч_{сп} = Ч_{яв} \cdot Т_{кал} / Т_{эф}, \text{ чел,} \quad (63)$$

где $Т_{эф}$ – эффективный фонд рабочего времени

Результаты расчета списочного состава рабочих заносятся в таблицу

Таблица 26 - 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	1	2,0	4
Бункеровщик	0,3	1	4	2,0	4
Машинист питателя ДКД	0,33	1	4	2,0	4
Машинист конвейера ДКД	0,57	1	4	3,0	4
Машинист крана	0,22	1	4	1,0	4
Машинист мельницы	0,23	6	4	6,0	8
Машинист насосных установок	0,11	7	4	3,0	4
Аппаратчик-гидрометаллург сорбции	1,52	13	4	10,0	20
Аппаратчик-гидрометаллург регенерации	0,6	8	4	2,0	4
Аппаратчик сгустителя	0,11	2	3	2,0	4
Растворщик реагентов	0,16	2	2	1,0	4
Всего по профессии				34	64
Вспомогательных рабочих 40 %				14	26
ИТОГО:				48	90

7.4 Производительность труда

Производительность труда характеризует эффективность использования трудовых ресурсов предприятия. Она определяется количеством продукции, произведенной в единицу рабочего времени, или затратами труда на единицу произведенной продукции или выполненной работы. Различают натуральный и стоимостной методы исчисления производительности труда.

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

$$P_t = Q_{\text{сут}} / Ч_{\text{сп}}, \text{ т / чел. см}, \quad (64)$$

где $Q_{\text{сут}}$ – суточная производительность, т;

$Ч_{\text{сп}}$ – списочная численность работников, занятых на производстве в

течение определенного времени, чел.

$$П_T = 8500 / 90 = 94,4 \text{ т/чел.}$$

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

$$П_T = ТП / Ч_{сп}, \text{ руб/год/чел} \quad (65)$$

$$П_T = 5\,456\,086\,148 / 90 = 60\,623\,179 \text{ руб/год/чел.}$$

7.5 Заработная плата

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

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

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

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

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

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

рабочим, северный коэффициент 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 27.

Порядок расчета следующий:

1. По тарифу за месяц, рублей:

$$З_{\text{тм}} = З_{\text{тд}} * T * T_{\text{дн}}, \quad (66)$$

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.

$$З_{\text{тм}} = 63,4 * 11 * 15 = 10461,0 \text{ руб}$$

2. Доплата за работу в ночное время, рублей

$$D_1 = Z_{\text{тд}} * d_{\text{п}} * T * T_{\text{дн}}, \quad (67)$$

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

$$D_1 = 63,4 * 0,4 * 7 * 15 = 2662,8 \text{ руб.}$$

3. Доплата за вредные условия труда, рублей

$$D_2 = Z_{\text{тд}} * d_{\text{в}} * T * T_{\text{дн}}, \quad (68)$$

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

$$D_2 = 63,4 * 0,08 * 11 * 15 = 836,88 \text{ руб.}$$

4. Премии по положению о премировании на предприятии, рублей

$$П = (З_{\text{тм}} + D_1 + D_2) * d_{\text{п}} \quad (69)$$

$$П = (10461,0 + 2662,8 + 836,88) * 0,4 = 5584,27 \text{ руб.}$$

5. Районный коэффициент, рублей

$$З_{\text{р}} = (З_{\text{тм}} + D_1 + D_2 + П) * K_{\text{р}}, \quad (70)$$

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

$$З_{\text{р}} = (10461,0 + 2662,8 + 836,88 + 5584,272) * 0,3 = 5863,49 \text{ руб.}$$

6. Дальневосточная надбавка, рублей [42]

$$ДВ = (З_{\text{тм}} + D_1 + D_2 + П) * K_{\text{дн}}, \quad (71)$$

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

$$ДВ = (10461,0 + 2662,8 + 836,88 + 5584,272) * 0,3 = 5863,49 \text{ руб}$$

7. Оплата вахтовых, рублей

$$D_3 = T_{\text{дн}} * 350 \quad (72)$$

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

8. Месячный фонд оплаты труда на одного рабочего, рублей

$$З_{\text{общ}} = З_{\text{тм}} + D_1 + D_2 + П + З_{\text{р}} + ДВ + D_3 \quad (73)$$

$$З_{\text{общ}} = 10461 + 2662,8 + 836,88 + 5584,27 + 5863,49 + 5863,49 + 5250 =$$

36521,93 руб.

9. Отпуск, рублей

$$D_o = Z_{\text{общ}} / T_{\text{дн}} * 29,4 \quad (74)$$

$$D_o = 36521,93 / 29,4 * 4 = 4968,97 \text{ руб.}$$

10. Доплата за работу в праздничные дни, рублей

$$D_4 = Z_{\text{дн}} * T * T_{\text{дн}} * 2 \quad (75)$$

$$D_4 = 63,4 * 11 * 1 * 2 = 1394,8 \text{ руб.}$$

11. Общий фонд заработной платы, рублей

$$Z = (Z_{\text{общ}} + D_o + D_4) * n, \quad (76)$$

где n – количество рабочих, чел [38].

$$Z = (36521,93 + 4968,97 + 1394,8) * 12 = 514 628,4 \text{ руб.}$$

Таблица 27 – Расчет фонда основной и дополнительной оплаты рабочих

Профессия	Тариф. ставка, руб.	Кол-во рабочих	Оклад руб.	Доплата за работу в ночное время, руб	Доплата за вред. условия труда 8%	Премия, 40% руб	Район. коэффициент, 30% руб.	Оплата вахтовых	Мес. фонд оплаты труда	За отпуск, руб.	Работа в празд. дни, руб.	Общий фонд заработной платы, руб
Бункеровщик	49,5	4	8167,5	2079	653,4	4359,96	4577,96	5250	29665,78	4036,16	1089	139163,76
Машинист конвейера	57,9	4	9553,5	2431,8	764,28	5099,83	5354,82	5250	33809,05	4599,87	1273,8	158730,88
Дробильщик	62,7	8	10345,5	2633,4	827,64	5522,62	5798,75	5250	36176,66	4921,99	1379,4	339824,4
Машинист мельницы	69,7	8	11500,5	2927,4	920,04	6139,18	6446,14	5250	39629,4	5391,76	1533,4	372433,28
Машинист насосных установок	51,6	8	8514	2167,2	681,12	4544,93	4772,18	5250	30701,61	4177,09	1135,2	288111,2
Крановщик	63,4	12	10461	2662,8	836,88	5584,27	5863,49	5250	36521,93	4968,97	1394,8	514628,4
Аппаратчик-гидрометаллург	74,2	24	12143	3116,4	979,44	6494,74	6820,07	5250	41623,72	5663,09	1632,4	1174061
Вспомогательные рабочие 40%	42,7	26	7045,5	1793,4	563,64	3761,02	3949,07	5250	26311,7	3579,82	939,4	801603,92
Итого:												3 788 557

Расчет фонда заработной платы по ИТР, служащим и МОП сводим в таблице 28.

Таблица 28 – Расчет фонда заработной платы

Должности	Кол-во чел.	Оклад мес., руб.	С районным коэф., руб.	Премия, руб.	Зарплата за год, руб.
1	2	3	4	5	6
Инженерно-технические работники (ИТР)					
Начальник фабрики	1	65000	110500	55250	1 989 000
Главный инженер	1	55000	93500	46750	1 683 000
Начальник производства	1	50000	85000	42500	1 530 000
Начальник ОТК	1	50000	85000	42500	1 530 000
Главный энергетик	1	50000	85000	42500	1 530 000
Главный механик	1	50000	85000	42500	1 530 000
Инженер ТБ	1	50000	85000	42500	1 530 000
Главный эколог	2	50000	85000	42500	3 060 000
Мастер смены	8	40000	60000	20000	7 680 000
Начальник хвостохранилища	1	50000	85000	42500	1 530 000
Итого:					23 592 000
Служащие работники					
Работник охраны	14	30000	30000	51000	12 852 000
Работник пожарной безопасности	8	30000	30000	51000	7 344 000
Мед. работник	6	30000	30000	51000	5 508 000
Итого:					25 704 000
Младший обслуживающий персонал (МОП)					
Секретарь	2	20000	34000	17000	1 224 000
Повар	8	15000	25500	12750	3 672 000
Уборщица	4	10000	17000	8500	1 224 000

Продолжение таблицы 28

1	2	3	4	5	6
Работник прачечной	4	10000	17000	8500	1 224 000
Итого:					7 344 000
Всего:					56 640 000

По полученным расчетам составляем общую таблицу заработной платы.

Таблица 29 – Расчет годового фонда заработной платы

Категория работников	Сумма, руб.
Рабочие	45 462 684
ИТР, МОП и служащие	56 640 000
Соц. налог, 30%	30 630 805
Итого:	132 733 489

7.6 Основные фонды

7.6.1 Стоимость зданий и сооружений

Необходимо определить стоимость зданий и сооружений с учетом их строительного-монтажных работ. Результаты расчетов сводятся в таблице 30.

Таблица 30 – Стоимость зданий и сооружений

Наименование	Общие помещения, м ³	Сметная стоимость	
		1 м ³ , тыс. руб.	Всего стоимость, тыс. руб.
Бункер приема руды с узлом крупного дробления	800	10	8 000
Галерея подачи руды	840	20	16 800
Корпус измельчения	8 000	20	160 000
Гидрометаллургический комплекс	8 000	20	160 000
Склад реагентов	600	5	3 000
Водохранилище	2 000	10	20 000
Хвостовое хозяйство	2 000	10	20 000
Административное здание	1 000	20	20 000
Объекты цехового хозяйства (6% от построек)			24 468
Неучтенные 15% от стоимости зданий и сооружений			61 170
Всего			493 438

7.6.2 Стоимость оборудования

В соответствии с нашей технологической схемой обогащения необходимо определить стоимость оборудования, выбранного в технологической части дипломного проекта, результаты свести в таблицу 31.

Таблица 31 – Стоимость оборудования

№	Оборудование	Кол-во	Цена за единицу оборудования, руб.	Монтаж, 15%	Транспортировка, 20%	Стоимость, руб.
1	Дробилка щековая ЩДП 12х15	1	9 658 000	1 448 700	1 931 600	13 038 300
2	Пластинчатый питатель 2-15-45	1	1 320 512	198 076,80	264 102,40	1 782 709,20
3	Ленточный конвейер	3	1 773 000	265 950	354 600	7 180 650
4	Пластинчатый питатель 2-12-120	2	1 542 000	231 300	308 400	4 163 400
5	Мельница ММС	2	29 450 000	4 417 500	5 890 000	79 515 000
6	Классификатор 1КСН-24	2	1 110 000	166 500	222 000	2 997 000
7	Гидроциклон	2	905 000	135 750	181 000	2 443 500
8	Мельница шаровая	4	25 700 000	3 855 000	5 140 000	138 780 000
9	Сгуститель Ц-50	2	3 758 000	563 700	751 600	10 146 000
10	Грохот барабанный КМ ГБ-1800	8	478 480	71 772	95 696	5 167 584
11	Гидроциклон ГБ-500	2	848 000	127 200	169 600	2 289 600
12	Насос WARMAN	8	125 000	18 750	25 000	1 350 000
13	Кран мостовой 50т	1	885 490	132 823,50	177 098	1 195 411,50
14	Пачук предварительного цианирования V=200 м ³	4	480 000	72 000	96 000	2 592 000
15	Пачук сорбции V=200 м ³	12	595 000	89 250	119 000	9 639 000
16	Колонна регенерации	8	338 000	50 700	67 600	3 650 400
17	Эрлифт	1	278 000	41 700	55 600	375 300
18	Вибрационный грохот ГВ-0,6	1	1 750 000	262 500	350 000	2 362 500
ИТОГО:						217 104 854,70
Неучтенное оборудование 3%						6 513 145,64
ВСЕГО:						223 618 000,34

7.7 Амортизация

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

Суммарные годовые амортизационные отчисления определяются по формуле [38]:

$$A_{\text{год}} = \frac{\sum N_a \cdot \Phi_n}{100}, \quad (77)$$

где N_a – норма амортизации,

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

Суммарно годовые амортизационные отчисления сведены в таблицу 32.

Таблица 32 – Суммарно годовые амортизационные отчисления

Основные фонды	Удельный вес		Амортизация	
	%	рублей	%	рублей
Здания		498 442 000	8	39 875 360
Оборудование		282 538 760	18	50 856 976,8
Транспортные средства		440 175 790	25	110 043 947,5
Производственный и хозяйственный инвентарь		21 505 379	15	3 225 806,85
Прочие		18 124 250	18	3 262 365
Итого:		1 260 786 179	100	207 264 456,15

7.8. Эффективность использования основных фондов

а) фондоотдача

$$F_{\text{отд}} = TP / O_{\text{осн}}, \quad (78)$$

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

$$F_{\text{отд}} = 5\,454\,086\,148 / 1\,260\,786\,179 = 4,33 \text{ руб.}$$

б) фондоемкость

$$\Phi_{\text{ем}} = 1 / \Phi_{\text{отд}} \quad (79)$$

$$\Phi_{\text{ем}} = 1/4,33 = 0,231 \text{ руб.}$$

в) фондовооруженность

$$\Phi = O_{\text{осн}} / Ч_{\text{сп}}, \quad (80)$$

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

$$\Phi = 1\,260\,786\,179 / 90 = 14\,008\,735,3 \text{ руб/чел.}$$

7.9 Оборотные фонды

Оборотные фонды – то предметы труда, которые участвуют в одном производственном цикле (или потребляются в течение года), утрачивают свою натуральную форму, и полностью переносят свою стоимость на готовую продукцию, они полностью потребляются в каждом производственном цикле.

Оборотные фонды по всем элементам затрат рассчитываются по расходу на 1 т руды и заносятся в таблицу 33.

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

Таблица 33 - Состав оборотных фондов

Наименование	Единица измерения	На 1 тонну руды	Расход в год	Цена, руб	Сумма, руб
Шары	т	0,0003	879,75	27000	23 753 250
Футеровка	т	0,0005	1 466,25	27000	39 588 750
Сита грохотов	кг	0,002	5 865,0	8000	46 920 000
Лента конвейера	м	0,001	2 932,5	400	1 173 000
Цианид натрия	кг	0,13	381 225,0	136	51 846 600
Серная кислота	кг	0,082	240 465,0	0,6	144 279
Смола <u>pyrolite</u>	кг	0,014	41 055,0	27	1 108 485
Прочие 10%					16 453 436,4
Итого:					180 987 800

7.10 Себестоимость

Себестоимость – денежное выражение затрат организации на производство и реализацию продукции (работ, услуг).

На основании рассчитанных технико-экономических показателей (заработная плата, основные фонды, оборотные фонды и др.) необходимо составить калькуляцию себестоимости и заполнить таблица 34.

Таблица 34 - Калькуляция себестоимости переработки руды

Статьи затрат	В год, тыс.руб.	Удельный вес, %
Материалы	692 455 825,2	27,85
Топливо технологическое	217 437 500,4	14,68
Электроэнергия	246 375 000	7,64
Заработная плата	85 841 883,1	0,12
Единый соц. налог (26 %)	22 318 889,6	0,031
Амортизация	344 512 020,41	5,26
ИТОГО:	1 608 941 118,71	55,58
Прочие расходы (10 % от ст.8)	160 894 111,87	5,56
Цеховая себестоимость	2 455 399 898,23	37,73
Общезаводские расходы (3 % от ст. 10)	73 661 996,95	1,13
Полная себестоимость	4 298 897 125,76	100,0

7.11 Прибыль и рентабельность

1) Прибыль валовая:

$$P_B = TP - C, \quad (81)$$

где C – полная себестоимость реализованной продукции, руб.

$$P_B = 5 454 086 148 - 4 298 897 125,76 = 1 155 189 022,24 \text{ руб.}$$

2) Чистая прибыль:

$$П_ч = П_б - (П_б * Н_н)/100, \quad (82)$$

где $П_б$ – балансовая прибыль, руб;

$Н_н$ – ставка налога на прибыль (24 %).

$$П_ч = 1\,155\,189\,022,24 - (1\,155\,189\,022,24 * 0,24) = 877\,943\,657 \text{ руб.}$$

3) Рентабельность к себестоимости:

$$R = П_ч / С * 100\% \quad (83)$$

$$R = 877\,943\,657 / 4\,298\,897\,125,76 * 100 = 20,4 \%$$

7.12 Определение платы за загрязнения окружающей среды

Существуют два вида базовых нормативов платы:

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

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

Общая величина платы природопользователей за размещение отходов определяется по формуле:

$$П_{от} = K * C_{пл} * M_{фс}, \quad (84)$$

где K – поправочный коэффициент экологической ситуации;

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

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

$$P_{от} = 0,8 * 52 * 3101879,5 = 129\ 038\ 187 \text{ руб.}$$

7.13 Показатели экономической эффективности

Основными показателями экономической эффективности проектов в условиях рынка являются:

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

Среднегодовой доход:

$$D_r = TP - C + A \quad (85)$$

$$D_r = 5\ 454\ 086\ 148 - 4\ 298\ 897\ 125,76 + 207\ 264\ 456,15 = 1\ 362\ 453\ 478 \text{ руб.}$$

Среднегодовые капитальные затраты:

$$K_r = K_v / t_c, \quad (86)$$

где K_v – общие, суммарные капитальные вложения;

t_c – время строительства предприятия.

$$K_r = 1\ 260\ 786\ 179 / 2 = 630\ 393\ 090 \text{ руб.}$$

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

$$A_d = [(1+E)^t - 1] / (1+E)^T * E, \quad (87)$$

где t – время эксплуатации;

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

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

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

$$A_k = [(1+E)^t - 1] / (1+E)^{tc} * E \quad (88)$$

$$A_k = [(1 + 0,15)^{20} - 1] / (1 + 0,15)^{22} * 0,15 = 7,7$$

Рассчитывается чистый дисконтированный доход:

$$D_d = D_r * A_d - K_r * A_k \quad (89)$$

$$D_d = 1\,362\,453\,478 * 4,74 - 630\,393\,090 * 7,7 = 1\,604\,002\,692,72 \text{ руб.}$$

2. Индекс доходности или уровень доходности проекта на вложенную денежную единицу:

$$I_d = D_r * A_d / K_r * A_k \quad (90)$$

$$I_d = 1\,362\,453\,478 * 4,74 / 630\,393\,090 * 7,7 = 1,33$$

При $I_d < 1$ проект не эффективен

Все данные, полученные с помощью расчетов, заносим в таблицу 35 технико – экономических показателей.

Таблица 35 - Техничко-экономические показатели

Показатели	Ед. изм.	Проект
Производственная мощность:		
по сырью	т/год	3 102 500,0
по концентрату	т/год	1,38
Численность ППП:	чел.	90
Производительность ППП	т/чел	94,4
Годовой фонд заработной платы	руб.	132 733 489
Основные фонды	руб.	1 260 786 179
Амортизация	руб.	207 264 456,15
Оборотные фонды	руб.	180 987 800,0
Полная себестоимость	руб.	4 298 897 125,76
Цена 1 г продукта	руб.	4436,55
Себестоимость 1 т продукта	руб.	4267,87
Реализуемая продукция	руб.	5 456 086 148
Прибыль чистая	руб.	877 943 657
Рентабельность	%	20,4
Плата за сбросы и размещение отходов	руб.	129 038 187,0
Налог с прибыли	руб.	1 309 460 675,52
ЧДД	руб.	1 604 002 692,72
ИД	-	1,33
Срок окупаемости	лет	4,9

8 БЕЗОПАСНОСТЬ И ЭКОЛОГИЧНОСТЬ ПРОЕКТА

8.1 Производственная безопасность

Производственная безопасность – это состояние защищенности производственного персонала от вредных воздействий технологических процессов, энергии, средств, предметов условий и режима труда на производстве. Производственная безопасность регулируется законодательством о труде, нормами и правилами охраны труда и техники безопасности.

К физически опасным и вредным факторам на ЗИФ относятся:

- движущиеся части машин и механизмов;
- повышенный шум и вибрация;
- нагретые поверхности.

Химически вредные и опасные факторы:

- пыль рудная;
- газы.

Все эти воздействия учтены в технологических инструкциях, инструкциях по технике безопасности, в которых также отражены требования по обеспечению безаварийной работы электрооборудования, пожаро- и взрывобезопасности и соблюдению гигиенических требований рабочей зоны предприятия. [27].

Проект фабрики выполнен согласно следующих нормативных документов:

- 1 ГОСТ 12.1.019-2009 ССБТ Электробезопасность [17].
- 2 ГОСТ 12.1.004-91 Пожарная безопасность [10].
- 3 ГОСТ 12.1.005-88 Система стандартов безопасности труда [11]
- 4 «Единые правила безопасности при дроблении, сортировке, обогащении полезных ископаемых и окусковании руд и концентратов» [23].

Для создания благоприятных условий труда предусмотрены меры, обеспечивающие санитарно-гигиенические нормативы рабочих зон: температуры, относительной влажности, освещенности, запыленности. В местах возможного выделения пыли будут устроены местные отсосы.

Устройство аспирации, смыв полов, стен, уборка рабочего места в конце каждой смены обеспечат предельно-допустимые нормы качества воздуха рабочей зоны [11].

В административно - бытовом комплексе будут расположены спецбытовые помещения. Рабочие будут обеспечены спецодеждой и индивидуальными средствами защиты. Рабочие ЗИФ будут проходить ежегодное медицинское освидетельствование по профзаболеваниям. Рабочие

места будут оснащены аптечки с медикаментами.

8.1.1 Электробезопасность

Эксплуатация и ремонт электроустановок (электрооборудования, сетей электроснабжения) будет осуществляться в соответствии с действующими нормативными требованиями по безопасной эксплуатации электроустановок. В электрических схемах предусмотрена защита потребителей от перегрузок и коротких замыканий, все электроустановки и всё электрооборудование заземлены [17,45].

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

При обслуживании электроустановок применяются электрозащитные средства и индивидуальные средства защиты [17].

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 220В [11].

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

8.1.2 Пожаробезопасность

Неисправность оборудования, неправильное устройство или нарушение техники эксплуатации электрических сетей и электрооборудования, курение в запрещенных местах, нарушение правил безопасности при производстве огнеопасных работ, неправильное хранение сырья – это все может привести к

пожару на обогатительной фабрике.

Основные решения по проектированию обогатительной фабрике обусловлены требованиями пожарной безопасности [10] и требованиями по охране труда [26]

8.1.3 Охрана труда

Шум и вибрация. Для производственных вибраций и уровня шума рабочего места санитарными нормами установлены предельно допустимые амплитуды, скорости, ускорения колебательных движений и уровня шума. Предельно допустимый уровень шума 80дБ [37].

К числу средств защиты от шума относятся:

- звукоизолирующие преграды и облицовки;
- конструкции подвесных потолков;
- специальные глушители шума;
- системы конденсации и кондиционирования воздуха.

На обогатительной фабрике источниками шума является соударение металлических частей машин (шары в мельнице), падение материала при перегрузке, колебания воздуха при его движении. Для уменьшения применяем шумопоглощающие материалы, из которых делают прокладки. Для уменьшения шума от щековой дробилки, ее закрываем кожухом, а между корпусом дробилки и кожухом заложим прокладки из резины, войлока, другого материала.

При работе мельниц и другого оборудования обогатительной фабрики возникают вибрации, вызывающие расстройства нервной, опорно-двигательной системы [3]. Снижение вибрации достигается установкой оборудования на специальные фундаменты с виброизоляцией. В качестве виброизоляции применяем прокладки из резины, войлока, пробки, дерева и других материалов.

Освещенность. На обогатительной фабрике проектом предусмотрено дневное, искусственное и аварийное освещение. Нормы предусматривают следующую искусственную освещенность по рабочим местам (не менее):

лестницы, коридоры – 10 лк; грохоты и конвейеры – 20 лк; оборудование – 30 лк.

Места производства работ фабрики освещены в соответствии с санитарными нормами. Светильники расположены таким образом, чтобы иметь возможность их безопасного обслуживания, без снятия напряжения с электрооборудования [26,39].

Светильники, расположенные в цехах на большой высоте, обслуживаются с помощью кранов, при этом работа будет выполняться в диэлектрических перчатках в присутствии второго лица. Светильники с люминесцентными лампами на напряжение 127 - 220В допускается устанавливать не ниже 2,5 м при условии недоступности их контактных частей для случайных прикосновений.

Для питания светильников местного стационарного освещения с лампами накаливания применяем напряжение: в помещениях без повышенной опасности - не выше 220В, в помещениях с повышенной опасностью и особо опасных - не выше 42В.

Применение в производственных помещениях открытых (незащищенных) люминесцентных ламп не допускается, за исключением помещений, не предназначенных для длительного пребывания людей. Работникам, направляемые на работу в условиях низкой освещенности и в ночное время, выдаются индивидуальные переносные светильники.

Загазованность и запыленность. Защита от производственной пыли и вредных газов на фабрике будет обеспечена за счет внедрения следующих мероприятий и средств по предупреждению загрязнения воздушной среды и защиты рабочих, включающие [12,20]:

- герметизация производственного оборудования, работа технологического оборудования в вентилируемых укрытиях, локализация вредных выделений за счет местной вентиляции, аспирационных установок;
- нормальное функционирование систем отопления, вентиляции, кондиционирования воздуха, очистки выбросов в атмосферу;

- предварительные и периодические медицинские осмотры работающих, во вредных условиях, профилактическое питание, соблюдение правил личной гигиены;
- контроль за содержанием вредных веществ в воздухе рабочей зоны с помощью устанавливаемых газоанализаторов;
- использование средств индивидуальной защиты.

Во время работы технологического оборудования все основные приточно-вытяжные вентиляционные системы и системы местного отсоса работают непрерывно.

В помещении цеха на обозреваемом со всех сторон месте установлено световое табло, сигнализирующее об остановках той или иной системы вентиляции. При остановке вентиляционной установки или повышении концентрации вредных веществ выше санитарных норм работу в необходимом порядке приостанавливается, а людей выводят на свежий воздух.

Воздух, удаляемый вытяжными вентиляционными системами, перед выпуском в атмосферу очищается от токсичных веществ до содержания, не превышающего предельно-допустимые концентрации [22].

Для защиты органов дыхания в аварийных ситуациях в цехе, в легкодоступном и видном месте находятся противогазы с коробкой и респиратор. Противогазы и респираторы заменяются на новые по истечении срока хранения. Количество респираторов и противогазов соответствует числу работающих в цехе. Для оказания неотложной помощи, в цехе предусмотрены профилактические пункты, снабженные медицинскими аптечками первой помощи, набором противоядий, медикаментами и перевязочными средствами [8].

До начала работы работник обязан проверить исправность вентиляции, убедиться лично в наличии отсоса газов из аппаратуры, проверить комплектность противопожарного щита и средств, противопожарной защиты принять смену и расписаться в журнале приема-сдачи смены [12,26].

Склады реагентов обеспечиваются:

- звуковой и световой сигнализацией, оповещающей о прекращении работы обще обменной и местной вытяжной вентиляции;
- прямой телефонной связью с первыми лицами фабрики, пожарной охраной и медицинским пунктом или через диспетчера фабрики;
- уровнемерами на стационарных емкостях для хранения жидких реагентов.

Промышленная вентиляция. Всё оборудование обогатительной фабрики работает при постоянно действующей приточно - вытяжной вентиляции. Для определения в воздухе рабочей зоны концентраций вредных веществ, превышающих предельно допустимые концентрации, предусмотрены газоанализаторы, сблокированные с аварийной вентиляцией [26].

8.2 Охрана окружающей среды

При разработке и переработке руд месторождения Пионер негативное воздействие будет оказываться на недра, земельные и почвенные ресурсы, ландшафты, приземные слои атмосферы, поверхностные и подземные воды, флору и фауну.

Разработанный мной проект будет учитывать требования основных Федеральных законов [45,46,47] и нормативных документов по добыче и переработке полезных ископаемых [13,14,15].

Основными источниками воздействия на окружающую среду будут являться объекты и процессы добычного, перерабатывающего и вспомогательного производств [1, 3].

8.2.1 Воздействие на атмосферу и ее защита

Основным видом воздействия на качество атмосферного воздуха являются организованные и неорганизованные выбросы загрязняющих веществ процессе эксплуатации проектируемого предприятия. Объём выбросов в атмосферу регулируется в соответствии с ГОСТ "Охрана природы. Атмосфера. Правила контроля качества воздуха

населенных пунктов" [18], СанПиН "Санитарно-защитные зоны и санитарная классификации предприятий" [36] и ФЗ "Об охране атмосферного воздуха" [47].

Источниками выбросов загрязняющих веществ в атмосферный воздух являются следующие виды работ и процессов:

- Сжигание дизельного топлива в двигателях внутреннего сгорания работающей техники, при котором в атмосферу выделяются продукты сгорания. Углеводороды выбрасываются в атмосферу в виде несгоревшего топлива. Они оказывают раздражающее действие на слизистые оболочки и органы дыхания человека. ПДК составляют 300 мг/м³ – среднесменная, 900 мг/м³ – максимальная разовая.

Окислы азота (NO_x) становятся причинами образования смога, гибели лесов, выпадения кислотных дождей; также окислы азота являются переходными веществами для образования озона. Они — яд для крови, вызывают рак. ПДК составляют от 2 до 5 мг/м³.

Углекислый газ(CO₂) — это бесцветный, негорючий, кисловатый на вкус газ. ПДК составляет: максимальная разовая - 27000 мг/м³, среднесменная – 9000 мг/м³.

Оксиды серы (SO_x) образуются из содержащейся в топливе серы. Это водорастворимый едкий газ, воздействует на процессы опухания и усиления секреции влажных слизистых оболочек глаз и верхних дыхательных путей. ПДК составляет 10 мг/м³ [45].

- При добыче руды в карьере, погрузо-разгрузочных работах на руде и породе, формировании отвала пород, складирования руды в атмосферный воздух выделяется пыль. ПДК пыли 1 – 2 мг/м³.

- В процессе работ в ремонтно-профилактическом пункте производятся выбросы загрязняющих химических веществ. Для смягчения воздействия от выбросов в атмосферу, снижения их объемов и токсичности проектом предложены ряд мероприятий организационного характера и технические решения, включающие ФЗ "Об охране атмосферного воздуха" [47]

включающие:

- Меры по организации дорожного движения, ограничение скорости движения транспорта.
- Установку газоочистного и пылеулавливающего оборудования.
- Организация пылеподавления на пылящих неорганизованных источниках, путем орошения поверхностей [1,4,30].

Принятая технология переработки руды обеспечивает равномерное поступление загрязняющих веществ в атмосферу. Залповый характер носят выбросы загрязняющих веществ в процессе взрывных работ в карьере, при разгрузке руды и породы.

Критерием силы воздействия на качество воздуха является соответствие максимальных приземных концентраций загрязняющих веществ на границе санитарно-защитной зоны предприятия установленным нормативным значениям предельно допустимых концентраций в воздухе населенных мест [36].

Применение мер по смягчению позволит снизить воздействие на качество атмосферного воздуха до минимально возможного приемлемого уровня, соответствующего всем необходимым нормативам [26].

8.2.2 Воздействие отходов на состояние окружающей среды

Отходы эксплуатации не только требуют для складирования значительных площадей, но и могут загрязнять вредными веществами, пылью, газообразными выделениями атмосферу, почву, поверхностные и подземные воды. Все отходы регулируются в соответствии с Федеральным законом №116-ФЗ [45,28].

В период эксплуатации на предприятии образуются следующие виды твердых отходов: пыль с поверхности карьера, отвалов, хвостохранилищ, из узлов погрузки, разгрузки и сортировки сыпучих материалов; отходы строительных материалов, различный производственный мусор, твердые бытовые отходы, отходы (осадки) при механической и биологической очистке сточных вод, отходы древесины, металла (изношенные детали

оборудования), резины (изношенные ленты конвейеров), упаковочная тара материалов и оборудования (бумага, полиэтиленовая пленка) [35,44].

Основными мероприятиями по предотвращению загрязнения окружающей среды и захламлению территории являются:

- Организация временного хранения отходов строительства, производства и потребления в специально отведенных местах, на специально оборудованных площадках и в емкостях. Места временного хранения отходов должны быть оборудованы водонепроницаемыми покрытиями. Емкости, при необходимости, должны быть герметичными.

- Обеспечение вывоза отходов на постоянное складирование или утилизацию по мере накопления с периодичностью, исключающей образование стихийных свалок.

- Обеспечение технологического контроля производственных процессов, соблюдение правил эксплуатации и промышленной безопасности, что позволит предотвратить возникновение аварийных ситуаций и, как следствие, загрязнение окружающей среды аварийными выбросами, сбросами, отходами предприятия [45,16].

- Предотвращение случайных утечек нефтепродуктов. После применения мер по смягчению, захламления земель и загрязнения окружающей среды отходами не ожидается. Загрязнение территорий может носить точечный характер, ограниченный местами складирования отходов.

8.2.3 Охрана почв

Целью планируемой хозяйственной деятельности является добыча полезных ископаемых. Основное воздействие на недра оказывают горные работы.

Воздействия на недра, происходящие при отработке карьера, будут заключаться в следующем:

- Нарушение целостности физических свойств геологического массива, обусловленное безвозвратным изъятием из природного массива руды и вмещающих пород.

- Изъятие почв и изменение качества и свойств земельных участков вследствие размещения объектов [14].

- Преобразование рельефа и изменение активности экзогенных геологических процессов.

- Изменение параметров поверхностного стока [13].

В качестве мер по снижению воздействия могут рассматриваться следующие, предложенные в проекте, конструктивные и организационные мероприятия [13,14,15]:

- Отсыпка отвала будет производиться с углом естественного откоса пород не более 35°. Предусмотрен комплекс мер по контролю за устойчивостью отвала.

- Для обеспечения полноты извлечения запасов руды из недр на предприятии предусмотрены геологическая и маркшейдерская службы, осуществляющие эксплуатационную разведку и контролирующие полноту извлечения балансовых запасов руды из недр, учет состояния и движения запасов, потерь и разубоживания руды.

Воздействие на почвы

Почвенный покров на территории месторождения представлен как качественными, так и техногенными почвами. Морфологические признаки эти почв являются результатом воздействия естественных и антропогенных факторов на процессы почвообразования [15].

В результате строительства и эксплуатации проектируемых производственных площадок и инженерных коммуникаций воздействие на почвенный покров будет заключаться в результате:

- Изъятия земель для размещения объектов предприятия;

- Снятия и перемещении верхнего плодородного слоя почвы в результате земляных работ;

- Смешивание и уплотнения почв, что окажет негативное влияние на их продуктивность и будет способствовать развитию эрозии;

- Загрязнения почвы отходами, а также в результате оседания выбросов

загрязняющих веществ из атмосферного воздуха (например, в результате буровзрывных работ). Возможно загрязнение нефтепродуктами.

Для сокращения воздействия на почву будут применяться следующие меры по смягчению воздействия [15]:

- Верхний снимаемый плодородный слой почвы будет складирован в бурты для последующей рекультивации земель после ликвидации предприятия; для лучшей сохранности отвала его откосы засеваются многолетними травами.

- Строгое соблюдение границ земельного отвода для предотвращения нарушения прилегающих территорий.

- Запрещение движения транспорта и техники вне дорог.

- Крепление откосов почвенно-растительным слоем.

- Снижение выделения пыли и других загрязняющих веществ от производственных объектов путем устройства укрытий, установки оборудования пылеулавливания и газоочистки.

- Реализация комплекса мероприятий по сбору, хранению и размещению отходов.

- Сбор и очистка сточных вод, применение оборотного водоснабжения.

- Выполнение комплекса работ по рекультивации нарушенных земель после полной отработки месторождения [15,19].

Химическое загрязнение почв на территориях, прилегающих к технологическим площадкам, связано, в основном, с разносом пыли при производстве добычных работ, транспортировке руды и породы, сдувании пыли с поверхности отвала породы и складов руды. Загрязнение почвенного покрова микроэлементами может происходить за счет поверхностного сноса и вымывания мелкозема, растворенных форм металлов при просачивании через насыпь отвала пустых пород дождевых вод. При кратковременном контакте ливневых стоков с породами отвалов, поверхностный сток с отвалов будет содержать только взвешенные вещества. Принятые проектом решения по технологии складирования отходов переработки руды, по размещению и

утилизации других отходов производства и потребления в значительной степени снижают или полностью исключают возможность химического загрязнения грунтов [30].

Реальное состояние почвенного покрова на прилегающих к карьере, отвалу пустых пород и производственным площадкам землях будет контролироваться в ходе проведения комплексного экологического мониторинга в процессе эксплуатации предприятия [21].

Согласно п. 2.1 ГОСТ [15,19] при открытых горных работах рекультивации подлежат: внутренние и внешние отвалы; карьерные выемки; другие территории, нарушенные горной деятельностью.

При рекультивации отвалов и карьерных выемок должны выполняться следующие требования:

- предварительное снятие и складирование плодородного слоя почвы в соответствии с требованиями ГОСТ [14] «Охрана природы. Почвы. Требования к охране плодородного слоя почвы при производстве земляных работ»

- проведение мероприятий по организации концентрированного стока ливневых и технических вод;

- очистка или безвредное удаление дренированной из отвалов воды, содержащей токсичные вещества;

- создание экрана из непроницаемых или нейтрализующих материалов (песок, камень, гравий, пленка и т.п.) при наличии в основании рекультивационного слоя токсичных пород [13];

Минимальные отметки поверхности внутренних отвалов должны быть выше прогнозируемого уровня грунтовых вод. Если отметки внутренних отвалов будут ниже ожидаемого уровня грунтовых вод, должны быть предусмотрены мероприятия, исключающие заболачивание рекультивируемой поверхности.

8.2.4 Охрана поверхностных и подземных вод

В качестве основных воздействий на поверхностные воды

производства рассмотрены следующие:

- нарушение и сокращение площади водосбора;
- уничтожение участков естественных русел водотоков;
- изъятие поверхностных вод на нужды предприятия;
- изменение физических свойств и химического состава речной воды в результате устройства водохранилища;
- аварийные разливы сточных вод [36].

Мероприятия по минимизации неблагоприятного воздействия на поверхностные воды будут включать:

- применение эффективных методов очистки сбросных сточных вод на рельеф и их размещение за пределами водоохранных зон водотоков;
- проведение противofiltrационных мероприятий;
- организация регулярных наблюдений за состоянием сооружений, исправностью оборудования;
- контроль соблюдения параметров технологических процессов;
- установка резервного оборудования [13].

В процессе эксплуатации проектируемого предприятия возникнет истощение запасов подземных вод и развитие депрессионной воронки, поэтому водоснабжение проектируемого предприятия из подземных источников не предусматривается. Притока подземных вод в карьер при его отработке не будет.

Для рационального использования водных ресурсов и снижения использования в технологии цианистого натрия на предприятии применена система оборотного водоснабжения. Для технологического водоснабжения ЗИФ будет использоваться оборотная вода технологических емкостей и осветленная вода сгустителей. На ЗИФ рабочие растворы планируется доукреплять NaCN , что позволяет значительно экономить расход цианистого натрия и воды, а это значительно снижает нагрузку на все компоненты окружающей среды [44].

- Повторное использование очищенных хозяйственно-бытовых стоков -

- 130,56 тыс. м³;

- В системе оборотного водоснабжения – 17970,86 тыс. м³ [26].

8.2.5 Охрана животного и растительного мира

Наибольший ущерб наземным биологическим ресурсам территории проведения работ оказывается в период строительства. С введением производства в эксплуатацию степень воздействия будет уменьшаться.

В период эксплуатации будет наблюдаться временная потеря ареалов обитания. Фауна находится под воздействием шума, света техногенного загрязнения, но популяции животных будут адаптироваться к этим переменам [44].

Для обеспечения минимального беспокойства для ареалов обитания животных и сохранения растительности предусматривается [44]:

- Применение принципа минимальной расчистки территории с сохранением существующей древесной растительности.

- Применение мер по рациональному размещению отходов для предотвращения загрязнения флоры и взаимодействия отходов с фауной.

- Предотвращение езды вне дороги и применение ограничений скорости. Воздействие на ихтиофауну выразится в нарушении площади водосбора, уничтожении участков естественного русла водотоков.

Основными рыбоохранными мероприятиями будут являться:

- оборудование водозаборных устройств рыбозащитными сетками;
- организация работы обогатительной фабрики в режиме замкнутого водооборота, что позволяет исключить сброс сточных вод в водные объекты;
- систематический контроль качества воды в водных объектах;
- предотвращение аварийных сбросов сточных вод;
- профилактика браконьерства.

Исходя из принятых мер по сохранению флоры и фауны применяемые меры по смягчению негативного воздействия предприятия, не приведут к исчезновению популяций, воздействие на определенные группы внутри популяции будет кратковременным [44].

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Дипломный проект выполнен в соответствии с заданием и со всеми нормами проектирования.

При выполнении задания решен ряд вопросов.

Проведен анализ вещественного состава руд месторождения Пионер позволяющий выбрать и обосновать технологическую схему их обогащения. На основе особенностей вещественного состава руд, анализа отчета

преддипломной практики предложена эффективная схема сорбционная схема обогащения с последующей доводкой концентрата до металла на Покровской ЗИФ.

Произведены все необходимые расчеты качественно-количественной и водно-шламовой схем.

В соответствии с нормами проектирования выполнены расчеты по выбору основного и вспомогательного оборудования обогатительной фабрики.

В соответствии с существующими требованиями представлен материал по охране труда и технике безопасности, организации ремонтно-механической службы и ремонта, раскрыта тема влияния фабрики на экологию района и др.

В Специальной части рассмотрена технология и специфика сорбционного обогащения и был предложен альтернативный метод сорбции из золотосодержащих пульп на ЗИФ Пионер.

Разработаны вопросы по технико-экономическому обоснованию рекомендованной схемы обогащения.

Графическая часть представлена на восьми листах.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

- 1 Абрамов, А.А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых. / А.А. Абрамов. - М.: МГГУ, 2008. – 470 с.
- 2 Авдохин, В.М. Основы обогащения полезных ископаемых / В. М. Авдохин. – М., 2006. – 417 с.
- 3 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.
- 4 Барченков, В.В. Основные технологические процессы переработки золотосодержащих руд: учеб. для вузов / В.В. Барченков. – СПб.: ИЦ Интермедия, 2013. – 476 с.
- 5 Барченков, В.В. Основы сорбционных технологий извлечения золота и серебра из руд / – М.: Metallurgia, 1982. – 130 с.
- 6 Богданов, О.С. Справочник по обогащению руд. Основные процессы: учеб. для вузов / О.С. Богданов. – М.: Недра, 1983. – 381с.
- 7 Богданов, О.С. Справочник по обогащению руд. Подготовительные процессы: учеб. для вузов / О.С. Богданов. – М.: Недра, 1982. – 366с.
- 8 Г.Ф. Денисенко Учебное пособие для инженерно-экономических специальностей вузов. Москва: Высшая школа, 1985. - 319 с.,
- 9 Геохимические особенности и зональность Пионерского золоторудного месторождения. (Протокол НТС № б/н от 28.06.1990 г.) / Отв. Исполнитель Малямин Н.Е. – М., 1990. – 99 с.
- 10 ГОСТ 12.1.004-91 Пожарная безопасность. – М.: Госстандарт СССР, 1991. – 15 с.
- 11 ГОСТ 12.1.005-88 Система стандартов безопасности труда. – М. Госстандарт СССР, 1988. – 50 с.

- 12 ГОСТ 12.1.005-96 «Общие санитарно-гигиенические требования к воздуху рабочей зоны». – М.: Приор, 1996.
- 13 ГОСТ 17.1.3.07-82. Охрана природы. Гидросфера. Правила контроля качества воды водоемов и водотоков. – М.: Госстандарт СССР, 1982. – 12 с.
- 14 ГОСТ 17.4.3.02-85 Охрана природы. Почвы. Требования к охране плодородного слоя почвы при производстве земляных работ. – М.: Росстандарт, 1985. – 8 с.
- 15 ГОСТ 17.5.3.04-83 Охрана природы (ССОП). Земли. Общие требования к рекультивации земель. – М. Росстандарт, 1983. – 8 с.
- 16 ГОСТ 30772-2001 Ресурсосбережение. Обращение с отходами. – М. Росстандарт, 2002. – 30 с.
- 17 ГОСТ Р 12.1.019-2009 ССБТ. Электробезопасность. Общие требования и номенклатура видов защиты. – Введ. 2011-01-01. – М.: Стандартинформ, 2010. – 32 с.
- 18 ГОСТ 17.2.3.01-86: Охрана природы. Атмосфера. Правила контроля качества воздуха населенных пунктов. - М. Росстандарт, 1987. – 25с.
- 19 ГОСТ 17.5.1.01-83 «Охрана природы. Рекультивация земель. Ресурсосбережение. Обращение с отходами. – М. Росстандарт, 1984. – 33с.
- 20 ГОСТ Р 51569-2000: Пыль инертная. Технические условия - М. Росстандарт, 2001. – 30с.
- 21 ГОСТ Р 56063-2014 Производственный экологический мониторинг. – М. Росстандарт, 2015. – 32с.
- 22 Добрынина, Н.А. Основы прикладной экологии: учеб. пособие / Н.А. Добрынина, В.В. Перминов. – Чита: Изд-во ЧитГУ, 2001. – 176 с.
- 23 Единые правила безопасности при дроблении, сортировке, обогащении полезных ископаемых и окусковании руд и концентратов. – М.: Изд-во Академии горных наук, 2000. – 120 с.

- 24 Кетляр, Ю.А., *Металлургия благородных металлов* / – М.: *Металлургия*, 2005. – 400 с.
- 25 Козин, В.З. *Опробование и контроль технологических процессов обогащения: учеб.* / В.З. Козин. – М.: *Недра*, 1985. – 294 с.
- 26 Лебедева, К.В. *Охрана труда на предприятиях цветной металлургии* / К.В. Лебедева. – М.: *Металлургия*, 1981. – 216 с.
- 27 Лобов, А.И. *Комплексные прогнозно - минерагенические исследования территории Амурской области м-ба 1:500000 в 1991-1996 гг.* – Хабаровск, 1996.
- 28 Манукян, Л. *Отвалы и хвостохранилища горнорудного производства* / Л. Манукян. – Саарбрюккен: *Palmarium Academic Publishing*, 2012. – 308 с.
- 29 Меретуков, М.А. *Золото: химия, минерология, металлургия* / Меретуков М.А., Стрижко Л.С. – М.: *Металлургия*, 2008. – 460 с.
- 30 Мязин, В.П. *Проектирование горно-обогатительного производства (охрана окружающей среды): учеб. пособие* / В.П. Мязин, В.И. Мязина, Н.П. Насоловец. – Чита: *Изд-во ЧитГУ*, 2004. – 198 с.
- 31 Павлюк, Н.Г. *География Амурской области: учеб. пособие* / Н.Г. Павлюк. – Благовещенск: *Изд-во БГПУ*, 2005.
- 32 Плаксин, И.Н. *Гидрометаллургия с применением ионитов* / И.Н. Плаксин. – М.: *Металлургия*, 1964. – 74 с.
- 33 *Проведение технологических исследований пробы первичной руды (УЛ-4) с золоторудного месторождения «Пионер»: Отчет о НИР: ФГУП «ТулаНИГП»; Руководитель работы М.Н. Сычева.* – Тула, 2006. – 59 с.
- 34 Разумов, К.А. *Проектирование обогатительных фабрик: учеб. для вузов* / К.А. Разумов. – М.: *Недра*, 1982. – 518 с.
- 35 СанПиН 2.1.4.027-95 *«Зоны санитарной охраны источников водоснабжения и водопроводов хозяйственно-питьевого назначения».* – М.: *Приор*, 1995.

- 36 СанПиН 2.2.1/2.1.1.1200-03 "Санитарно-защитные зоны и санитарная классификация предприятий, сооружений и иных объектов" // Постановление Главного государственного санитарного врача Российской Федерации от 25 сентября 2007 г. N 74. - М., 2003. - 20 с
- 37 СанПиН 2.2.4.3359-01 «Шум. Вибрация. Инфразвук. Ультразвук». – М.: Приор, 2001.
- 38 Сапожников, С.Ю. Экономика и менеджмент: метод, указание / С.Ю. Сапожников. – Чита: Изд-во ЧитГУ, 2005. - 31 с.
- 39 СНиП П.А.9.71 Искусственное освещение. Нормы проектирования. – М.: Госстрой СССР, 1971. – 28 с.
- 40 Технологический регламент для проектирования производственного участка ОАО «Покровский рудник» на золоторудном месторождении Пионер». – Иркутск: ОАО «Иргиредмет», 2007.
- 41 Технологический регламент ЗИФ «Пионер», 2007. – 147 с.
- 42 Фатьянов, А.В. Проектирование обогатительных фабрик: справ. пособие / А.В. Фатьянов, Л.Г. Никитина, А.А. Рябова. – Чита: Изд-во ЧитГУ, 2004. – 111 с.
- 43 Фатьянов, А.В. Проектирование обогатительных фабрик: учеб. пособие / А.В. Фатьянов. – Чита: Изд-во ЧитГУ, 2003.
- 44 Федеральный закон от 10.01.2002 N 7-ФЗ (ред. от 29.07.2017) "Об охране окружающей среды"// Собр. Законодательства Российской Федерации. – 2017.
- 45 Федеральный закон от 21 июля 1997 г. № 116-ФЗ «О промышленной безопасности опасных производственных объектов» // Собр. Законодательства Российской Федерации. – 1997.
- 46 Федеральный закон от 3 марта 1995 г. № 27-ФЗ «О недрах» // Собр. Законодательства Российской Федерации. – 2017.
- 47 Федеральный закон от 4 мая 1999 г. № 96-ФЗ «Об охране атмосферного воздуха» // Собр. Законодательства Российской Федерации. – 1999.

48 Федотов, К.В. Проектирование обогатительных фабрик: учеб. / К.В. Федотов, Н.И. Никольская. – М.: Изд-во Мир и «Горная книга», 2012. – 536 с.